

Міністерство освіти і науки України
Криворізький національний університет
Факультет інформаційних технологій
Кафедра автоматизації, комп'ютерних наук і технологій

КВАЛІФІКАЦІЙНА РОБОТА

на здобуття ступеня вищої освіти – *бакалавр*
за освітньо-професійною програмою «Комп'ютерні науки»
зі спеціальності 122 – Комп'ютерні науки

Тема роботи:

***«Інформаційна система математичного моделювання випуску
руди з очисного простору добувних блоків при камерних
технологічних схемах підземної розробки залізорудних родовищ»***

Виконав ст. гр. КН-22-2м

_____ Жукалін В. М.

Керівник

_____ Попов С. О.

Нормоконтроль

_____ Маринич І. А.

Завідувач кафедри

_____ Рубан С. А.

КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

Факультет: інформаційних технологій

Кафедра: автоматизації, комп'ютерних наук і технологій

Ступінь вищої освіти: *Бакалавр*

Спеціальність: 122 – Комп'ютерні науки

ЗАТВЕРДЖУЮ

Зав. кафедрою: *к.т.н. Рубан С.А.*

«__» _____ 2026 р.

ЗАВДАННЯ

на кваліфікаційну роботу магістра

студентові групи КН-22-2 *Жукаліну Владиславу Михайловичу*

1. Тема кваліфікаційної роботи: *«Інформаційна система математичного моделювання випуску руди з очисного простору добувних блоків при камерних технологічних схемах підземної розробки залізородних родовищ»*

Затверджено наказом по університету № 173с від 30.03.2026 р.

2. Термін здачі кваліфікаційної роботи: 10.06.2026 р.

3. Склад кваліфікаційної роботи: Пояснювальна записка обсягом 82 с., презентація у Microsoft PowerPoint (16) в електронному та друкованому вигляді

4. Консультанти кваліфікаційної роботи:

Розділ 1-2

проф. Попов С. О.

Нормоконтроль

доц. Маринич І. А.

5. Календарний план:

№	Етапи роботи	Термін виконання
1	Вступ	01.04.26
2	Розділ 1	05.04.26
3	Розділ 2	28.05.26
5	Висновки	02.06.26
6	Оформлення кваліфікаційної роботи	05.06.26
7	Підготовка презентації та графічного матеріалу	07.06.26
8	Підготовка доповіді до захисту	10.06.26

6. Дата видачі завдання: 28.01.2026 р.

Керівник _____ /Попов С.О./

7. Запевнення: Я, Жукалін Владислав Михайлович, що ця кваліфікаційна робота виконана самостійно, не містить академічного плагіату, фабрикації, фальсифікації. Використання ідей, результатів і текстів інших авторів мають посилання на відповідне джерело.

Із чинним Положенням про академічну доброчесність Криворізького національного університету ознайомлений.

Чітко усвідомлюю, що в разі виявлення у кваліфікаційній роботі умисних порушень робота не допускається до захисту або оцінюється незадовільно.

Студент _____ / Жукалін В. М. /

АНОТАЦІЯ

Жукалін В. М. Інформаційна система математичного моделювання випуску руди з очисного простору добувних блоків при камерних технологічних схемах підземної розробки залізрудних родовищ. Кваліфікаційна робота : 122 – Комп’ютерні науки. Кривий Ріг. Криворізький національний університет, 2026. ____ с.

Актуальність роботи обумовлена тим, що на теперішній час при проектуванні виїмкових одиниць в процесі підземної розробки залізних руд відсутні засоби визначення параметрів процесу випуску руди з очисного простору виїмкових одиниць, які визначають прогностні величини показників її вилучення (втрат і засмічення руди), величини яких обмежуються нормативним показниками раціональності використання запасу руди.

Мета роботи – розроблення інформаційної системи для варіаційного моделювання процесу випуску руди з очисного простору виїмкових одиниць.

У першому розділі – розглянуті і досліджені теоретичні засади розробки родовищ залізних руд із застосуванням камерних варіантів систем підземної розробки. Визначені основні проблеми і складності, які виникають при визначенні необхідних параметрів цих технологічних схем і сформульовані, задачі вирішення яких дозволяє усунути ці проблеми.

У другому розділі – розроблені основні елементи інформаційної системи для моделювання вказаних технологічних схем, а саме: алгоритм моделювання відповідних систем підземної розробки; розроблена принципова структурна схема інформаційної системи, яка реалізує цей алгоритм, розроблене програмне забезпечення за модулями цієї системи, розроблений її інтерфейс, а також правила використання інформаційної системи при вирішенні практичних задач.

Ключові слова:

ІНФОРМАЦІЙНА СИСТЕМА, МАТЕМАТИЧНЕ МОДЕЛЮВАННЯ, ВИПУСК РУДИ, КАМЕРНІ ТЕХНОЛОГІЧНІ СХЕМИ, ПІДЗЕМНА РОЗРОБКА, ЗАЛІЗОРУДНІ РУДИ

ЗМІСТ

ВСТУП.....	6
ТЕОРЕТИЧНІ ОСНОВИ ПРОЦЕСУ ВИПУСКУ РУДИ З ДОБУВНИХ БЛОКІВ І ВИЗНАЧЕННЯ ЙОГО ПАРАМЕТРІВ	8
1.1 Процеси і види робіт при підготовці до випуску запасу руди виїмкових одиниць	8
1.2 Процеси випуску відбитої рудної маси з добувних блоків та їх особливості	15
1.3 Висновки до розділу	17
РОЗРОБЛЕННЯ ІНФОРМАЦІЙНОЇ СИСТЕМИ МОДЕЛЮВАННЯ ПРОЦЕСУ ВИПУСКУ РУДИ І ЇЇ ПРОГРАМНОГО ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ	20
2.1 Загальні відомості	20
2.2 Модель добувного блока на етапі випуску руди	20
2.3 Перелік вихідних даних, які описують гірничотехнічні умови здійснення випуску руди з очисного простору.....	21
2.4 Розроблення математичної моделі виконання процесу випуску руди з очисного простору для визначення його параметрів	29
2.5 Алгоритм варіаційного математичного моделювання процесу випуску руды у добувному блоці за його математичною моделлю.....	44
2.6 Структурна схема інформаційної системи моделювання процесу випуску руды за його математичною моделлю та алгоритмом моделювання.....	48
2.7 Описання програмних модулів інформаційної системи моделювання процесу випуску руди.....	54
2.8 Описання інтерфейсу інформаційної системи	71
2.9 Висновки до розділу	76
ВИСНОВКИ.....	78
СПИСОК ВИКОРСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ	81

ВСТУП

Одним з важливих видів корисних копалин, запаси якого представляють сировинний ресурс стратегічного значення та економіки України, є *залізні руди*. Видобуток цих руд і виробництво з них товарної залізорудної продукції (концентрат, окатки, аглоруда) забезпечує до 6% ВВП країни [1, 2].

За обсягами промислових запасів залізних руд (біля 28,0 млрд. т) Україна входить в групу світових лідерів. На базі цих запасів в Україні сформувалась потужна залізорудна гірничодобувна промисловість.

До 15-20% товарних видів залізорудної продукції в Україні виробляється при застосуванні підземного способу розробки залізорудних родовищ.

Цей спосіб розробки має особливе значення для забезпечення функціонування і перспектив розвитку гірничодобувної промисловості України [3]. Це зумовлене специфікою його технології, яка забезпечує можливість економічно доцільного видобутку цих руд у дуже складних гірничотехнічних умовах, при яких відкритий спосіб розробки економічно неефективний. Основними перевагами підземного способу розробки є відсутність необхідності вилучення з надр надто великого обсягу пустих порід при розкритті запасів руди, менший за масштабами негативний вплив на стан масиву оточуючих порід, гнучкість схем доступу до рудних покладів, висока маневреність гірничих робіт.

Однак, все це досягається за рахунок складної технології видобутку руди, яка реалізується у основних виробничих об'єктах гірничодобувних підприємств виїмкових одиницях (добувних блоках/панелях).

Ключовим процесом, що здійснюється виїмкових одиницях, є ***Очисне виймання руди***. Саме в результаті виконання цього процесу отримується ***Видобута рудна маса***, з виготовляється товарна залізорудна продукція.

Видобута рудна маса за її фізичним станом і якістю відрізняється від руди і її запасу в надрах, і від характеристик виробленої з неї залізорудної продукції.

Одним з базових процесів у очисному вийманні є випуск рудної маси з очисного простору. Різні умови і параметри виконання цього процесу надають і

різні його результати. Це ставить задачу вибору найліпших параметрів випуску руди для застосування в умовах кожної конкретних виїмкової одиниці, адже умови у яких вони функціонують відрізняються.

Успішно розв'язати цю задачу можна шляхом розробки інженерної моделі процесу випуску руди, в якій ураховуються умови залягання і відпрацювання запасу руди та рішення з його технології, механізації, параметризації і організації. Визначаються параметри цього процесу при підготовці «Проекту нарізних і очисних робіт у добувному блоці/панелі».

Висока складність такого моделювання зумовлює необхідність застосування предметно-орієнтованих комп'ютерних (кібернетичних) систем моделювання випуску руди і розроблення відповідного предметно-орієнтованого програмного забезпечення.

Ця робота і присвячена розробленню комп'ютерної інформаційної системи моделювання технологічного процесу випуску руди з добувних блоків, яка відсутня на теперішній час на гірничодобувних підприємствах України, що призводить до суттєвих складностей при підготовці проектів виїмкових одиниць.

РОЗДІЛ 1

ТЕОРЕТИЧНІ ОСНОВИ ПРОЦЕСУ ВИПУСКУ РУДИ З ДОБУВНИХ БЛОКІВ І ВИЗНАЧЕННЯ ЙОГО ПАРАМЕТРІВ

1.1 Процеси і види робіт при підготовці до випуску запасу руди виїмкових одиниць

Відпрацювання запасу залізної руди добувних блоків представляє достатньо складний за структурою і багатостадійний процес.

Ключовим структурним елементом цього процесу є очисне виймання запасу руди [6, 7].

Характеристики видобутої рудної маси за її обсягом, якістю (вмістом металу), продуктивністю її видобутку, його ефективністю за технічними і економічними показниками у визначальній ступені залежать від того, за якими рішеннями з технології виймання руди, його механізації, параметризації та організації робіт буде виконане очисне виймання.

До характеристик видобутої рудної маси з добувного блоку та процесу видобутку руди висуваються достатньо жорсткі вимоги. Основними характеристиками, за якими висуваються ці вимоги є:

- обсяг видобутої рудної маси з добувного блоку;
- продуктивність видобутку рудної маси у ньому;
- якість (вміст металу);
- собівартість видобутку рудної маси [8].

Процес розробки запасів добувних блоків здійснюється у декілька етапів, а саме:

- підготовка виїмкової одиниці і її запасу руди до виймання;
- нарізання запасу руди у межах виїмкових одиниць
- безпосередньо очисне виймання руди;
- закриття добувного блоку.

Технологія і схема виконання вказаних процесів і робіт регламентуються

варіантом вибраної системи розробки для виймання запасу руди виїмкової одиниці [6].

Сутність цих процесів і послідовність їх виконання цих пояснюється графічною схемою, яка наведена на рисунку 1.1.

Розглянемо більш детально ці процеси.

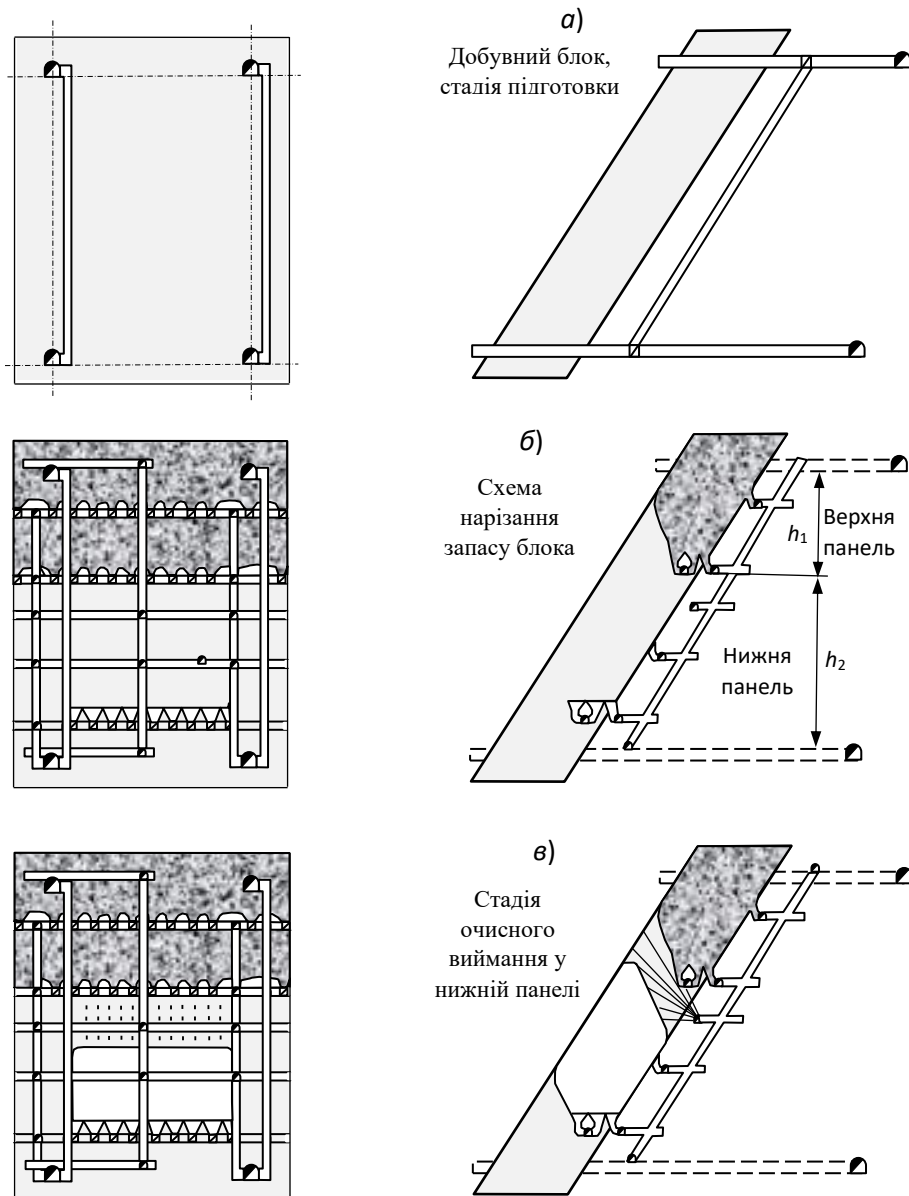


Рисунок 1.1 – Етапи відпрацювання запасу руди виїмкової одиниці

Процес підготовки запасу руди виїмкової одиниці, наведений на рисунку 1.1 *a*, це етап, що полягає у проведенні комплексу підземних гірничих виробок, які оконтурюють межі виїмкової одиниці (добувного блока) та

забезпечують його зв'язок з транспортною мережею шахти, а також комунікаціями, які здійснюють забезпечення виробничими ресурсами робіт, які виконуються у добувному блоці ресурсами.

Підготовчі виробки проводяться за схемою їх розташування, яку визначає конструкція системи розробки та пені особливості геометричної будови рудного покладу у межах виїмкової одиниці. За цією схемою частина підготовчих виробок, чи їх певні ділянки, проводяться прямо по покладу руди. Це приводить до того що в процесі проведення підготовчих виробок отримується певний обсяг руди. Цей обсяг складає від 0,1% до 1,0 % запасу добувного блока.

Процес Нарізання запасу виїмкової одиниці, представлений на рисунку 1.1 б. Він полягає у проведенні комплексу підземних виробок: технологічних (доставочні орти, випускних (дучки, воронки дучок, траншеї), концентраційних виробок; бурових камер); ходових, вентиляційних та господарських виробок.

Вказані виробки проводяться в елементах добувного блока. Вони необхідні для забезпечення можливості виконання наступного процесу розробки, тобто процесу – Очисного виймання руди.

Значна частина нарізних виробок, та їх частин, проводиться також по покладу руди. За цим з них також отримується певний обсяг руди. Цей обсяг більший за той, що видобувається при проведенні у підготовчих виробках.

В залежності від конструкції добувного блока та геометричних параметрів виробок, обсяг руди який отримується з нарізних виробок, може становити ід 5,0 % до 7,0 % а також до 10–15 % запасу виїмкової одиниці.

Процес очисного виймання руди, наведений на рисунок 1.1 в, це ключовий процес розробки запасу виїмкової одиниці. Його виконання полягає у здійсненні комплексу так званих технологічних процесів очисного виймання. В результаті їх виконання отримується найбільший обсяг рудної маси.

Організація виконання цього процес полягає у послідовному виконанні ряду з певними параметрами за їх масштабом, інтенсивністю виконання, продуктивністю виконання, тривалістю виконання у часі.

До технологічних процесів очисного виймання відносяться такі процеси:

- відбивання руди буро-вибуховим способом;
- випуск руди з очисного простору добувного блока;
- доставка відбитої рудної маси у межах виїмкової одиниці. Зазвичай випуск і доставка руди розглядається, як один процес, але він складається з різних видів робіт, які мають різні методи і засоби;
- підтримка очисного простору.

Відбивання руди, це процес, суть якого полягає у руйнуванні вибухом гірського масиву в межах контуру очисного простору виїмкової одиниці. Цей масив представляє частину гірського масиву в межах її виймального контуру добувного блока.

Результатом його виконання процесу відбивання руди є отримання відбитої рудної маси із заданою крупністю кусків.

При виборі параметрів процесу буро-вибухового відбивання руди необхідно враховувати, що ці параметри є одними з найважливіших факторів у формування показників вилучення руди з очисного простору добувного блока.

Параметри процесу відбивання руди впливають на такі характеристики:

- величину втрат руди (втрати руди при її відбиванні);
- величину первинного засмічення руди.

Це втрати і засмічення, що виникають у процесі відбивання виймального запасу руди. Вторинні втрати і засмічення руди, формуються при випуску рудної маси з очисного простору.

Первинні втрати і засмічення руди визначаються ступенем не співпадіння параметрів контуру очисного простору добувного блока, утвореного вибухом, і контуру виймального запасу руди виїмкової одиниці визначеного при його формуванні за проектом.

Величина вторинних втрат і засмічення руди суттєво залежить від розміру середнього розміру куска рудної маси, яка утворюється в очисному просторі після відбивання руди, а також від характеру розподілення цих кусків у навалі у очисному просторі.

Виконання процесу відбивання руди складається з трьох видів гірничих робіт, а саме:

- бурові роботи, це роботи з буріння системи вибухових свердловин, або штангових шпурів, у межах очисного простору блока;
- заряджання свердловин вибуховою речовиною;
- підривання зарядів у вибухових свердловинах.

Бурові роботи представляють собою масштабні за обсягами буріння роботи. Так на один блок, в залежності від запасу руди в ньому, може досягати міститися від 10,0 тис. т до 400,0 тис. т, іноді до 900,0 тис. т. На ці обсяги запасу необхідно пробурити до 1500,0–60000,0 м вибухових свердловин, а також штангових шпурів.

Свердловини та штангові шпури буряться за певною схемою розташування. Вони мають обґрунтовані розрахунком параметри, які характеризуються таким показниками:

- діаметр свердловин або штангових шпурів;
- довжина свердловин/штангових шпурів;
- напрямом їх буріння.

Саме при виконанні процесу буріння проявляються головні причини первинних втрат і засмічення руди.

Ці причини демонструються на схемі рисунок 1.2.

Такими причинами є:

1. При сучасних методах та засобах здійснення буріння свердловин виникають певні відхилення їх фактичних напрямків від напрямі, які регламентуються проектом у контурі ABCDE позиція 1.

Ця ситуація призводить до таких наслідків:

- частина вибухових свердловин може вийти за межі контуру виймального запасу руди. В результаті підривання зарядів вибухової речовини в них у них призводить до засмічення відбитої рудної маси зруйнованими пустими породами;

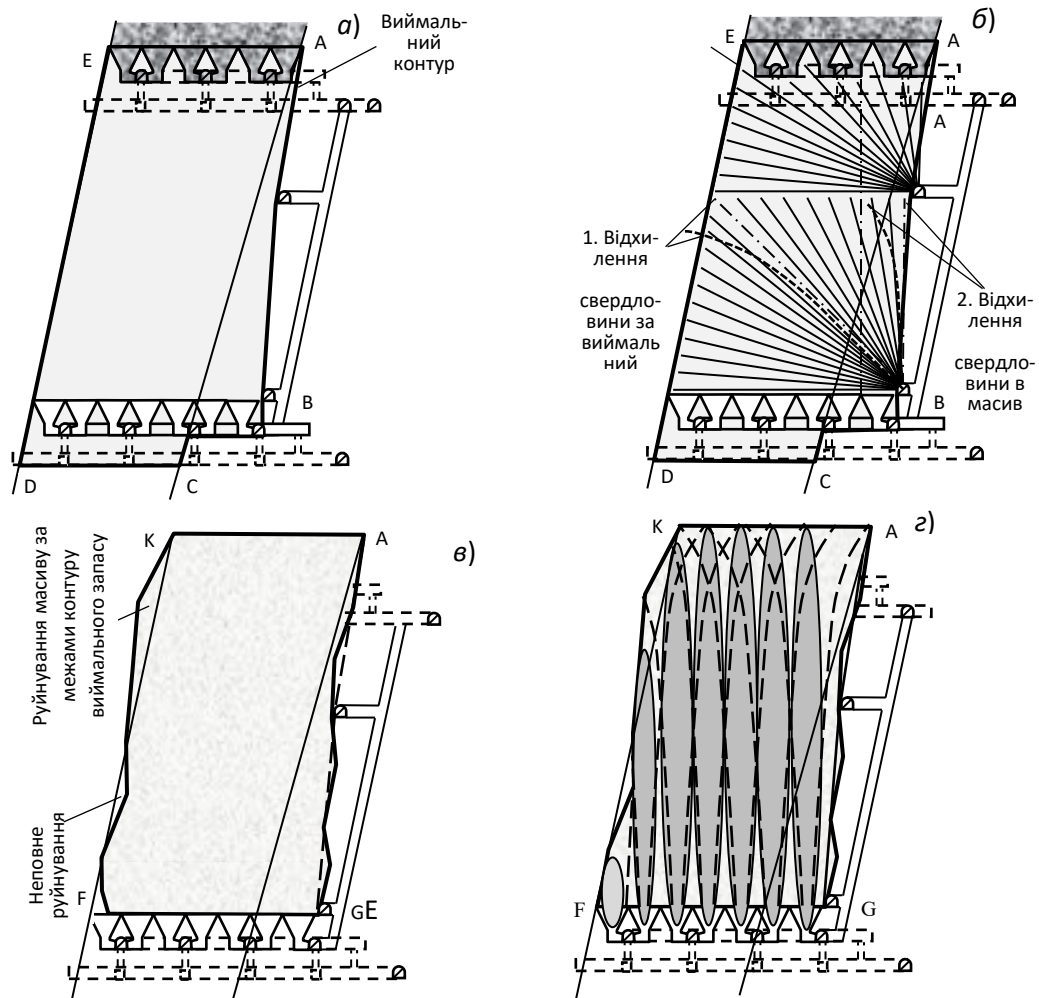


Рисунок 1.2 – Схема формування фактичного контуру очисного простору

– частина свердловин вибухових свердловин не досягає виймального контуру. Це призводить до неповного руйнування масиву руди при вибуху. За цим викликає втрату цієї частини руди рисунок 1.2 б, позиція 2;

– вибухові свердловини у масиві можуть перетинатися між собою і підбивати одна одну при вибуху. Це призводить до відсутності руйнування частини запасу руди і його втрати.

2. Недосконалість сучасних методів управління дією вибуху може призводити до відбивання частини гірського масиву, розташованого за межами контуру виймального запасу руди добувного блока, або його неповного руйнування. Це може виникати навіть тоді, коли масив руди буде правильно і точно за проєктом розбурений у відповідності до геометричних параметрів

виймального контуру руди добувного блока.

Внаслідок цього у добувному блоці одиниці може утворитися очисний простір, наприклад, AGFK (рисунок 1.2 з), параметри якого суттєво відрізняються від проектних параметрів цього контуру.

Комплекс вибухові робіт включає роботи із заряджання вибухових свердловин, чи штангових шпурів вибуховою речовиною. При цьому формуються вибухові заряди спеціальних конструкцій.

Далі виконуються роботи з комутації вибухової сіті та її перевірки на працездатність.

Після цього здійснюється ініціювання зарядів, тобто їх підривання у заданий час на виконання вибуху.

В залежності від певних параметрів добувного блока обсяг затрат вибухових речовин може складати 4,0–150,0 т, до 300,0 т на один блок.

На виконання процесу відбивання руди буро-вибуховим способом технічним відділом гірничодобувного підприємства розробляється окремий проект, так званий – Паспорт масового вибуху.

Провітрювання виїмкової одиниці. Це допоміжний процес, який полягає у видаленні з виробок шкідливих вибухових газів та пилу, які утворюються в очисному просторі виїмкової одиниці при вибуху.

Провітрювання добувного блока, як правило, здійснюється за рахунок загальної шахтної депресії.

В окремих випадках провітрювання здійснюється примусовим способом із використанням спеціального вентиляційного обладнання.

В обох випадках у виїмковій одиниці повинна бути сформована спеціальна система вентиляційних виробок. Ця система повинна забезпечувати можливість руху повітря по виробкам добувного блока та винос з нього засміченого повітря з отруйними газами та пилом.

Параметри процесу провітрювання виїмкової одиниці після здійснення масового вибуху розраховуються за спеціальною методикою.

1.2 Процеси випуску відбитої рудної маси з добувних блоків та їх особливості

Випуск і доставка рудної маси з очисного простору добувного блока, це один із найбільш відповідальних технологічних процесів комплексу процесів очисного виймання.

Його виконання включає два таких види робіт:

- випуск відбитої рудної маси з очисного простору;
- доставка рудної маси у межах виїмкової одиниці [7].

Випуск рудної маси, це процес, який представляє безпосереднє вилучення відбитої рудної маси з очисного простору добувного блока.

В залежності від варіанта системи розробки цей процес може здійснюватися різними способами, а саме: гравітаційним, вібраційним, торцевим випуском.

Застосування кожного з цих способів випуску відбитої рудної маси з очисного простору здійснюється за різною технологією, з використанням різних засобів механізації робіт, параметрами робіт та їх організацією.

Випуск рудної маси з очисного простору здійснюється за спеціальними правилами. Ці правила враховують особливості поведінки сипучої рудної маси в очисному просторі при її випуску різними способами.

За цими закономірностями визначають при проєктуванні добувного блока розраховуються параметри і режими випуску рудної маси. Результати цих розрахунків відображаються у спеціальному проєктному документі – Планограма випуску руди.

Процес випуску рудної маси є процесом, при виконанні якого спостерігаються найбільші обсяги втрат і засмічення руди. Вони носять назву: Вторинні втрати руди і Вторинне засмічення рудної маси.

Причинами вторинних втрат і засмічення руди є такі:

- нерівномірність подрібнення руди при вибуху. Це призводить до ускладнення процесу випуску рудної маси з очисного простору в результаті

утворення фігур випуску з контурами, які не відповідають їх проектним характеристикам

– в процесі випуску рудної маси з очисного простору добувного блока, за наявності його контакту з раніш обваленими породами сусідніх блоків, на таких контактах виникає засмічення руди. Це виникає в результаті змішування розпушеної рудної мас з сипучою масою пустих порід. Вказане явище призводить до того, що при зупинці процесу випуску руди з очисного просту при досягненні певної величини вмісту металу (останню дозою випуску), частина відбитої рудної маси втрачається в надрах.

Доставка рудної маси. Суть цього процесу представляє переміщення відбитої рудної маси в очисному забої, тобто у випускних виробках (дучках, траншеях, торцевих виробках) до місця розташування у добувному блоці місць завантаження вийнятої рудної маси у транспортні засоби для її відкатки до піднімального комплексу шахти.

Процес доставки рудної маси може виконуватися різними способами, а саме:

- скреперними установками різних типів;
- вібраційними установками;
- самохідними машинами;
- скребковим конвеєрами.

Режими доставки рудної маси безпосередньо пов'язаний з режимом випуску руди. На результати його виконання впливають всі вказані вище особливості виконання випуску рудної маси.

Підтримка очисного простору. Це один із найбільш важливих і відповідальних процесів комплексу робіт очисного виймання. Його характеристики впливають на безпечність розробки запасу виїмкової одиниці. Вони також суттєво впливають на обсяги втрат і засмічення руди.

Особлива важливість виконання цього процесу зумовлюється необхідністю створення безпечних умов виконання гірничих робіт у виїмковій одиниці за геомеханічними умовами, у яких знаходиться виймальна ділянка та

виконання кожної складової роботи очисного виймання руди.

Небезпека при виконанні робіт у добувному блоці виникає у зв'язку із тим, що геомеханічний стан порушеного виконанням гірничих робіт гірського масиву є масштабними і нестабільним. В результаті цього в ньому можуть виникати небезпечні динамічні прояви дії інтенсивного гірського тиску.

Підтримка очисного простору виїмкової одиниці за таких умов полягає в реалізації певних заходів із забезпечення стійкості елементів виїмкових одиниць, які виконують функції несучих елементів.

На теперішній час основним методом забезпечення їх стійкості є визначення таких розмірів цих елементів, які за природною міцністю порід, що їх складають, забезпечують необхідну спроможність не руйнуватись під дією гірського тиску упродовж на всього періоду виконання процесу очисного виймання запасу руди.

Розрахунок таких розмірів виконується при проектуванні розробки запасів виїмкових одиниць. Виконується цей розрахунок за методиками, наведеними у літературному джерелі [9].

Закриття добувного блока. Вказаний процес полягає у виконанні ряду заходів і робіт, які спрямовані на створення безпечних умов навколо добувного блока, запас руди якого вже відпрацьований, і всі гірничі роботи в ньому зупинені.

До робіт із закриття блоку відносяться роботи з локалізації виробок блока для запобігання потрапляння в них людей, а також проникнення в сусідні блоки повітряної хвилі у разі виникнення у відпрацьованому блоці некерованих обвалень порід.

1.3 Висновки до розділу

За результатами виконаних робіт у першому розділі роботи можна зробити такі висновки:

1. Важливим з важливих видів корисних копалин, запаси якого

представляють сировинний ресурс стратегічного значення для розвитку промисловості та економіки України, є *залізні руди*. На розробці запасів цих руд в Україні сформувалась потужна залізорудна гірничодобувна промисловість.

2. До 15-20% всіх видів товарної залізорудної продукції на гірничодобувних підприємствах України виробляється при застосуванні підземного способу розробки залізорудних родовищ. Цей спосіб відіграє особливу роль і має значення розвитку гірничодобувної промисловості України. Це зумовлене тим, що підземний спосіб розробки забезпечує можливість економічно доцільного видобутку залізних руд у дуже складних геологічних і гірничотехнічних умовах. У цих умовах відкритий спосіб розробки є економічно недоцільним неприйнятним за негативним впливом наслідків його застосування на стан навколишнього середовища.

3. Головним процесом, який здійснюється при підземній розробці залізорудних родовищ є Очисне виймання руди. В результаті виконання цього процесу отримується видобута рудна маса, з якої і на гірничодобувних підприємствах виготовляється товарна залізорудна продукція.

4. Видобута рудна маса, за фізичним станом і якістю відрізняється від руди і її балансового запасу в надрах, і від характеристик виробленої з неї товарної залізорудної продукції. Її характеристики залежать від природних параметрів запасу руди в надрах та від параметрів, з якими був виконаний процес випуску руди з очисного простору.

5. Очисне виймання, це один з ключових процесів відпрацювання запасу руди у виїмкових одиницях, який визначає характеристики видобутої рудної маси. Різні умови і параметри виконання очисного виймання руди надають і різні його технічні і економічні результати. Це висуває задачу необхідності вибору параметрів випуску руди для застосування в умовах конкретних добувних блоків.

6. Успішно вирішити цю задачу можна шляхом розроблення інженерної моделі добувного блока. У ці моделі повинні враховуватись геологічні умови залягання запасу руди в надрах, гірничотехнічні умови розробки цього запасу,

проектні рішення з технології розробки запасу руди виїмкової одинці, механізації гірничих робіт, параметризації цих робіт, організації виконання процесів виймання запасу руди з надр.

7. Складність такого моделювання добувних блоків і робіт які в них виконуються зумовлює необхідність застосування предметно-орієнтованих комп'ютерних систем математичного моделювання та відповідного програмного забезпечення, яке описує такі моделі. Вони забезпечують можливість виконання варіаційного математичного моделювання для визначення оптимальних параметрів процесів і об'єктів які мають місце у добувних блоках при виконанні очисного виймання. На теперішній час такої системи на підземних гірничодобувних підприємствах немає.

8. За всім сказаним вище у цій роті поставлено за мету розроблення інформаційної системи моделювання процесу випуску руди з добувних блоків.

2.3 Перелік вихідних даних, які описують гірничотехнічні умови здійснення випуску руди з очисного простору

Балансовий запас руди добувного блока одиниці	$Q_{бз}$
Вміст металу у руді добувного блока	$C_{бз}$
Розмір блока навхрест простягання рудного покладу	m
Розмір блока по простягання рудного покладу	a
Умови контакту з раніш обваленими породами	$K_{онт}$
Інтенсивність випуску руди з очисного простору	I
Коефіцієнт розпушення руди відбитої руди у насипу	$K_{рн}$
Об'ємна вага руди у гірському масиві	γ_p
Об'ємна вага обвалених вибухом гірських порід	γ_n
Ступінь кускуватості відбитої руди	$K_{усок}$
Коефіцієнт міцності руди у масиві очисного простру	f
Діаметр випускного отвору на основному випускному горизонті	$d_{осн}$
Діаметр випускних отворів на уловлюючому горизонті	d'
Товщина шару випуску рудної мас у блоці	H_c
Довжина козирка породи у лежачому боці	$l_{клб}$
Кут падіння рудного тіла на основному горизонті	$\alpha_{лб}$
Кут падіння лежачого боку у уловлюючому горизонті	$\alpha'_{лб}$
Кут падіння висячого боку у часті базового горизонту	$\alpha_{вб}$
Висота цілика руди у межах висячого боку	hI
Відстань між випускними отворами (навхрест простягання)	l_k
Відстань між випускними отворами (за простяганням)	l_n
Відстань між випускними отворами (навхрест покладу)	$l'k$
Відстань між випускними отворами (навхрест простягання)	$l'n$
Довжина козирка підробленого у лежачому боці	$l'_{клб}$
Відстань від основного горизонту до уловлюючого горизонту	H_o
Вміст заліза у виймальному запасі	$C_{вз}$
Вміст заліза в останній дозі випуску руди	$C_{доз}$
Вміст заліза в породах верхнього блока	$C_{вр}$
Вміст заліза в породах висячого боку покладу	$C_{вб}$
Вміст заліза в породах лежачого боку покладу	$C_{лб}$
Категорія умов розробки блока	K_y
Вага руди з відрізної щілини, або компенсаціє	$Q_{комп}$
Вага руди з виробок (підготовчих, нарізних)	$Q_{вир}$

Сенс наведених даних:

- балансовий запас руди $Q_{бз}$ – за даними експлуатаційної розвідки;
- середній вміст металу в руді $C_{бз}$ – за даними експлуатаційної геологічної розвідки;
- розмір блока навхрест простягання рудного тіла m .

У разі якщо блок стороною m розташований навхрест рудного покладу і вписується у горизонтальну потужність M_z , то приймається $m=M_z$.

Величина M_z визначатися, як середня арифметична горизонтальної потужності покладу в межах блока. Але не менше ніж за трьома перерізами, які розділяють блоки на рівні по висоті.

При розробці покладу декількома панелями, які розташовані навхрест простягання покладу. Тобто, коли $m < M_z$ для розрахунків приймають величину параметра m , як середньоарифметичне. Але не менше ніж за трьома перерізами по горизонталі виїмкової одиниці чи кожної панелі;

– розмір блока по простягання визначається габаритними розмірами. Вони визначаються розрахунками по стійкості елементів блоків та загальною конструкцією блока;

– умови контакту блока з обваленими породами, що наведені на рисунках 2.1 та у таблиці 2.1,

де $K_{онт}$ – код, що відповідає конфігурації контакту блока з раніш обваленими породами;

Таблиця 2.1 – Дані про величини коефіцієнта $K_{онт}$

Параметри	Значення							
Схеми	<i>a</i>	<i>б</i>	<i>в</i>	<i>г</i>	<i>д</i>	<i>ж</i>	<i>з</i>	<i>і</i>
Величина, $K_{онт}$	0	1	2	3	4	5	6	7

– інтенсивність випуску руди I – величина цього параметра визначається обсягом рудної маси, яка випускається з 1,0 м.кв по площі днища блока за одну добу здійснення виймання руди, т/м²;

– коефіцієнт розпушення руди у насипу K_{pn} – величина цього параметра визначається шляхом постановки експериментів на основі такого співвідношення

$$K_{pn} = \frac{\gamma_{pm} \cdot V_{вг}}{Q_{вг}},$$

де $V_{вг}$ – об’єм заповненого рудою вагона, м³;

γ_{pm} – об’ємна вага руди в масиві, т/м³;

$Q_{вг}$ – вага руди у вагоні, т.

Величина γ_{pm} визначається за даним геологічної розвідки.

У разі коли величина параметра K_{pn} не була визначена експериментально, для виконання розрахунків необхідно приймати $K_{pn}=1,45$.

– об’ємна вага руди в масиві γ_p – величина цього параметра визначається за даними експлуатаційної геологічної розвідки, т/м³;

– об’ємна вага обвалених порід γ_n , що мають контакти з очисним простором. У разі, коли величина цього параметра є невідомою, то його необхідно приймати таким $\gamma_n=2,5$ т/м³;

– кускуватість відбитої рудної маси $K_{уск}$ – величина цього параметра визначається величиною розміру середнього куску відбитої рудної маси $d_{ср}$, також можливі величини цього параметра наведені у таблиці 2.2;

– коефіцієнт міцності руди, f (за проф. М. Протод’яконовим), величина цього параметра задається результатами даними експлуатаційної геологічної розвідки;

– діаметр випускного отвору на основному горизонті d – його значення регламентується конструктивними особливостями технологічного обладнання, яке буде використовуватись при випуску руди;

Якщо випуск відбитої рудної маси буде здійснюватися за допомогою віброустановок, то необхідно вказати поперечний розмір віброплощини;

– діаметр випускного отвору на додатковому горизонті d' – величина цього параметра визначається особливостями обладнання, яке буде застосовуватись для виконання процесу випуску руди. Величини параметрів d і d' можуть відрізнятися, адже на різних підповерхах може застосовуватись і рідне обладнання при здійсненні процесу випуску руди;

Таблиця 2.2 – Величини основних показників фізико-механічних властивостей руди (залежно від крупності шматків)

Кускуватість	Розмір середнього шматка, d_{cp} , мм	Значення параметр а $K_{уск}$, од.	Величина коефіцієнта E , од.	Кут обвалення воронки, α_{ϕ} , град.	Супротив матеріалу зсуву, τ , т/м ²
Багаті гематитові руди					
Дрібнокускові	<100	1	5	60	4,5
Середньокускові	100–300	2	10	55	7,0
Крупнокускові	>300	3	20	50	12,0
Магнетитові кварцити					
Дрібнокускові	<100	1	5	60	6,0
Середньокускові	100–300	2	10	55	9,0
Крупнокускові	>300	3	20	50	12,0

– висота шару обваленної руди, яка буде випускається з очисного простору добувного блока $H_{ш}$ – значення цього параметра дорівнює висоті блока, або її можна прийти рівній висоті поверху;

– довжина козирка породи у лежачому боці рудного тіла, який підпрацьовується у добувному блоці на головному горизонті, $l_{клб}$. Величину параметра $l_{клб}$ приймають як рівною відстані від контакту руди з масивом пустих порід на рівні головного горизонту до осі дучки, яка є найбільш віддаленою від цього контакту;

– кут падіння лежачого боку рудного тіла на відстані від основного горизонту до додаткового горизонту $\alpha_{лб}$ – величин цього параметра визначається вимірюваннями на графічному матеріалі, який нагає геологічна служба гірничодобувного горизонту;

– кут падіння лежачого боку рудного тіла, на відстані від уловлюючого

підповерха $\alpha'_{лб}$ – його значення встановлюється шляхом вимірюваннями на графічному матеріалі;

– кут падіння висячого боку рудного тіла по висоті блока $\alpha_{вб}$ – визначається шляхом виконання вимірюванням на графічному матеріалі.

У разі, коли блок з будь-якої сторони прямий контакт із раніш обваленими пустими породами, то величини параметрів $\alpha_{лб}$, $\alpha'_{лб}$, $\alpha_{вб}$ зі сторони контакту з пустими породами приймають 90 град.;

– висота цілика з руди у висячому боці рудного тіла h_1 – величина цієї висоти вказується тільки за такої умови – якщо запас руди у трикутнику у добувному блоці $AA'E'$ не входить у виймальний запас цього блока, та буде при розробці його запасу він буде вилучений при відпрацюванні нижньої виїмкової одиниці, тобто вже іншого блока.

У азі розробки покладів руди ромбовидними панелями, які будуть розташовані навхрест простягання рудного тіла, приймати величину цього параметра такою $h_1=0$.

Якщо окремим проектом буде передбачено виймання запасу руди, який зосереджений у межах цього трикутника, в комплексі із запасом блока, що проєктується, то приймати $h_1=0$.

У разі якщо розробка покладу буде здійснюватися декількома панелями, які будуть розташовані навхрест простягання покладу, а також зі сторони лежачого боку блока буде розташований міжпанельний цілик, запас якого буде розроблятися разом із запасом руди блока, що проєктується, тобто, при куті падіння $\alpha_{вб}=90^\circ$, то необхідно приймати величину $h_1=0$.

20. Відстань між випускними отворами навхрест простягання покладу, при розробці запасу основного горизонту l_x .

21. Відстань між випускними отворами за простяганням рудного тіла на основному горизонті l_n .

22. Відстань між випускними отворами навхрест простягання на додатковому горизонті l'_x . Це відстань між випускними отворами за простяганням рудного тіла на додатковому горизонті l'_n .

23. Відстань між випускними отворами за простяганням рудного тіла на додатковому горизонті визначаються за правилами, наведеними далі.

Відстані між випускними отворами у добувному блоці визначаються тільки по осях, які проходять по центру робочого потоку по ближньому перерізу випускної воронки.

Варіанти можливого розташування цих осей, при різних конструкціях випускних виробок, наведені далі.

При розташуванні випускних отворів у шаховому порядку, при застосуванні штрекової, а також застосуванні ортової схем нарізання запасу руди добувного блока величини параметрів l_x і l_n приймаються відповідно до схеми наведеної на риснку 2.1.

При різній величині відстані між випускними виробками на горизонті по лінії їх розташування для виконання розрахунку необхідно приймати середньо-арифметичне значення цієї відстані.

У разі, коли на додатковому горизонті буде розташований тільки один ряд випускних дучок, тобто на одній стороні випускного штреку, то необхідно примати такі їх величин $l'_x = l'_n / 2$.

Коли випуск відбитої рудної маси буде здійснюється через один ряд дучок, наприклад, за умови малої потужності рудного покладу M_c , то $l_x = l_n / 2$.

На різних підповерххах добувного блок величини параметрів l_x , l'_x і l_n , l'_n можуть відрізнятися, величина різниці між ними буде визначатися кутом нахилу рудного покладу.

24. Довжина козирка породи у лежачому боці рудного тіла, який буде підроблятися у виїмковій одиниці на рівні додаткового горизонту $l'_{клб}$.

Величину параметра $l'_{клб}$ необхідно приймати рівною відстані від контакту руди з вміщаючими породами на рівні горизонту до осі найбільш віддаленої випускної виробки від контакту.

У разі, коли випуск руди з трикутника лежачого боку добувного блока буде здійснюватися через кілька дучок на рівні додаткового горизонту за двосторонньою схемою розташування дучок, це варіанти подібний шаховій

схемі розташування дучок, то параметри $l'_{цлб}$ приймається рівним величині відстані від контакту руди з пустою породою на рівні додаткового горизонту до по осі найбільш віддаленої дучки від цього контакту.

25. Відстань від основного горизонту до додаткового H_0 . Цей параметр регламентує висоту, на якій буде розташовується додатковий горизонт над основним горизонтом випуску руди з очисного просру.

Від його значення цього параметра залежить ступінь вилучення запасу відбитої рудної маси, яка зосереджена у трикутнику лежачого боку. Тому в процесі розрахунків величина параметра H_0 може підбиратися шляхом проведення розрахункових експериментів.

26. Вміст металу у виймальному запасі $C_{вз}$. Величина цього параметра розраховується у проєкті після того, як буде визначений визначення контур виймального запасу руди, який формує обсяг виймального запасу руди добувного блока.

27. Вміст металу в останній дозі випуску, $C_{доз}$ – визначається галузевими нормативами, або спеціальним розрахунком, результати якого повнні бути узгоджені та затверджені органами державного контролю за виробничою діяльністю гірничодобувних підприємств.

28. Вміст металу в породах верхнього блока $C_{вр}$. Величина цього параметра визначається вмістом металу в руді останньої дози випуску $C_{доз}$, яка мала місце при відпрацюванні верхнього добувного блока.

29. Вміст металу в породах висячого боку $C_{вб}$. Величина цього параметра визначається за даними експлуатаційної геологічної розвідки.

У разі, коли добувний блок не має контакту з пустими породами висячого боку рудного покладу, а між ним і пустими породами висячого боку покладу знаходяться раніш обвалені породи, то величина цього параметра приймається $C_{вб}$ як вміст металу в раніш обвалених породах, які знаходяться зі сторони висячого боку покладу.

30. Вміст металу в породах лежачого боку $C_{лб}$. Величина цього параметра визначається за даними експлуатаційної геологічної розвідки.

За умови, коли добувний блок не буде мати контакту з раніш обваленими породами лежачого боку покладу, а між ним і породами лежачого боку покладу будуть знаходитись обвалені породи, то величина $C_{лб}$ приймається як вміст металу в обвалених породах зі сторони лежачого боку рудного тіла.

31. Категорія умов відпрацювання виїмкових одиниць K_y . Цей параметр встановлюється з даних, наведених у таблиці. 2.3. За ними визначається порядок розрахунку вмісту металу у породах, які засмічують відбиту рудну масу при її випуску з очисного простору добувного блока.

Таблиця 2.3 – Розрахунок вмісту металу в засмічуючих породах

Умови розробки			Формули для розрахунку C_z , %	K_y
Системи розробки	Порядок відпрацювання	Характеристики		
1	2	3	5	6
Системи розробки підповерхового та поверхового обвалення руди і вмшуючих порід	Відпрацювання за потужністю покладу декількома панелями	При $\alpha_{об}=45^\circ-55^\circ$ та менше, рис. 20.6 (1)	$0,25(C_{рв}+3C_{об})$	1
		$\alpha_{об}\geq 60^\circ$, рис. 20.6 (1)	$0,33(2C_{рв}+C_{об})$	2
		$\alpha_{об}=45^\circ-55^\circ$ та менше, породи лежачого боку нестійкі, рис. 20.6 (2)	$0,5(C_{рв}+C_{лб})$	3
		$\alpha_{об}\geq 55^\circ$ породи лежачого боку стійкі, рис. 20.6 (2)		
		$\alpha_{об}\geq 55^\circ$ породи лежачого боку нестійкі, рис. 20.6 (2)	$0,33(C_{рв}+2C_{лб})$	4
		рис. 20.6 (3, 4, 5)	$0,25(2C_{рв}+C_{об}+C_{лб})$	5
	Відпрацювання за потужністю однією панеллю	Кут падіння покладу $\alpha_{об}=55-90^\circ$, що вмшуює породи будь-якої стійкості	$0,33(2C_{рв}+C_{об})$	6
		$\alpha_{об}=45-55^\circ$, породи висячого боку стійкі	$0,33(2C_{рв}+C_{об})$	
		$\alpha_{об}=45-55^\circ$, породи висячого боку не стійкі	$0,33(C_{рв}+2C_{об})$	7
		$\alpha_{об}<45^\circ$, породи висячого боку будь-якої стійкості	$C_{об}$	8
Системи з відкритим очисним простором, камери, сліп покладу	Відпрацювання за потужністю покладу однією панеллю (блоком)	$\alpha_{об}<60^\circ$	$C_{об}$	9
		$\alpha_{об}=60-90^\circ$	$0,5(C_{об}+C_{лб})$	10
	Відпрацювання за потужністю покладу декількома панелями (блоками)	$\alpha_{об}<90^\circ$	$0,33(2C_{рв}+C_{об})$	11
		$\alpha_{об}=90^\circ$	$0,93C_{рв}$	12
Відпрац. ціликів, системою з обвал. руди і вмшуючих порід	Відпрацювання камери та стеліни, а потім самостійне відпрацювання цілика	—	Так само як і при системах з обваленням руди та вмшуючих порід	

32. Вага чистої руди, яка буде вилучена з відрізної щілини/компенсаційного простору $Q_{комп}$. Величина параметра $Q_{комп}$ визначається прийнятим у робочому проекті обсягом відрізної щілини або розмірами компенсаційної камери для

компенсації збільшення об'єму руди після її руйнування вибухом у порівнянні її об'ємом у масиві руди.

33. Вага руди, яка буде видобута з підготовчих і нарізних виробок, а також з випускних воронок $Q_{вир}$. Величина параметра $Q_{вир}$ визначається у робочому проекті за сумарною довжиною виробок: підготовчих; нарізних; випускних воронок по руді.

$$Q_{вир} = 0,001 \gamma_p \left(\sum_{J_1=1}^{M_1} L_{HJ} S_{HJ} + \sum_{J_2=1}^{M_2} L_{ПJ} S_{ПJ} + \sum V_{\epsilon} \right),$$

де L_{HL} – довжина нарізної виробки $J1$ -го типу у добувних блоках, м;

S_{HJ} – площа перетину нарізної виробки $J1$ -го типу у блоці, м²;

$L_{ПJ}$ – довжина підготовчої виробки $J2$ -го типу у блоці, м;

$S_{ПJ}$ – площа перетину підготовчої виробки $J2$ -го типу, пройденої по руді при підготовці поверху, м;

$\sum V_{\epsilon}$ – об'єм випускних воронок у блоці, м³.

2.4 Розроблення математичної моделі виконання процесу випуску руди з очисного простору для визначення його параметрів

Математичне моделювання процесу випуску руди у добувному блоці, за умов, вказаних вище повинна виконуватися за методикою, яка наведена далі.

I. Розрахунок параметрів виймального запасу руди добувного блока

1. Вага металу в руді балансового запасу добувного блока.

$$P_{\bar{\epsilon}3} = 0,01 Q_{\bar{\epsilon}3} C_{\bar{\epsilon}3}, \text{ тис. т.} \quad (2.1)$$

2. Вага втраченого металу за втратами руди балансового запасу добувного блока. Це втрата руди, яка виникає при формуванні виймального запасу блока. Величина обсягу втрати руди $Q_{\bar{\epsilon}3}$ визначається з графічного матеріалу.

$$P_{\bar{\epsilon}M} = 0,01 Q_{\bar{\epsilon}3} C_{\bar{\epsilon}3}, \text{ тис. т.} \quad (2.2)$$

3. Коефіцієнт втрат руди балансового запасу при формуванні виймального запасу.

$$k_{\text{вбз}} = 100 Q_{\text{вбх}} / Q_{\text{бз}}, \%$$
 (2.3)

4. Вага металу, який потрапив у рудну масу разом із породами запроектованого засмічення при формуванні виймального запасу.

$$P_z = 0,01 Q_z C_z, \text{ тис. т,}$$
 (2.4)

де Q_z – обсяг пустих порід, які будуть засмічувати руду добувного блока одиниці при формуванні виймального запасу. Величина параметра Q_z визначається з наданого графічного матеріалу геологічною службою гірничодобувного підприємства, тис. т;

C_z – вміст металу у породах, які засмічують рудну масу при формуванні виймального запасу. Величина параметра C_z визначається за геологічними даними, %.

5. Коефіцієнт засмічення руди пустою породою при формуванні виймального запасу.

$$k_{\text{збз}} = 100 \frac{Q_z}{Q_{\text{бз}} - Q_{\text{вбз}} + Q_z}, \%$$
 (2.5)

6. Обсяг виймального запасу руди добувного блока.

$$Q_{\text{вз}} = Q_{\text{бз}} - Q_{\text{вбз}} + Q_z, \text{ тис. т.}$$
 (2.6)

7. Середньозважений вміст металу у виймальному запасі добувного блока.

$$C_{\text{вз}} = \frac{Q_{\text{бз}} C_{\text{бз}} - Q_{\text{вбз}} C_{\text{вбз}} + Q_z C_z}{Q_{\text{бз}} C_{\text{бз}} - Q_{\text{вбз}} + Q_z}, \%$$
 (2.7)

8. Вага металу у виймальному запасі руди добувного блока.

$$P_{\text{вз}} = 0,01 \cdot Q_{\text{вз}} C_{\text{вз}}. \text{ тис. т.}$$
 (2.8)

Виконання всіх подальших розрахунків для визначення прогнозних величин показників вилучення руди, а саме коефіцієнта втрат руди і коефіцієнта засмічення рудної маси, повинні виконуватись на основі характеристик виймального запасу добувного блока $Q_{\text{вз}}$ та вмісту металу у його виймальному запасі $C_{\text{вз}}$.

За цим по результатах розрахунку параметрів виймального запасу можуть скластися такі варіанти відношень між характеристиками балансового запасу руди добувного блока і характеристиками руди виймального запасу:

1. Величина виймального запасу руди добувного блока може бути рівною обсягу балансового запасу руди $Q_{\text{вз}}=Q_{\text{бз}}$ і вміст металу у виймальному запасі дорівнює величині вмісту металу у руді балансового запасу $C_{\text{вз}}=C_{\text{бз}}$. За цим обсяг металу у виймальному запасі буде дорівнювати вазі металу у руді балансового запасу добувного блока $P_{\text{вз}}=P_{\text{бз}}$.

Така ситуація може скластися у разі, коли при формуванні виймального запасу руди добувного блока будуть відсутні проектні втрати і засмічення руди балансового запасу. У цьому разі балансовий запас руди в обсязі $Q_{\text{бз}}$ без змін переходить у форму виймального запасу $Q_{\text{вз}}$.

2. Може скластися і така ситуація. Коли величини $Q_{\text{вз}}$ і $Q_{\text{бз}}$ будуть рівними. Однак при цьому величини інших характеризуючих параметрів будуть такими $C_{\text{вз}}<C_{\text{бз}}$ та $P_{\text{вз}}<P_{\text{бз}}$.

Вказана ситуація може скластися у разі, коли обсяг втраченої руди балансового запасу руди виїмкової одиниці буде дорівнювати обсягу пустої породи, що буде засмічувати виймальний запас. Однак при цьому вміст металу у породах, що засмічують виймальний запас, буде менший за вміст металу в руді балансового запасу виїмкової одиниці.

3. Обсяг виймального запасу руди добувного блока буде менший за обсяг руди його балансового запасу $Q_{\text{вз}}<Q_{\text{бз}}$. За цим виникнуть такі співвідношення між величинами інших показників $C_{\text{вз}}<C_{\text{бз}}$ або $C_{\text{вз}}=C_{\text{бз}}$, обсяг металу $P_{\text{вз}}<P_{\text{бз}}$.

Така ситуація може скластися, коли робочим проектом будуть передбачені величина втрати руди балансового запасу виїмкової одиниці більша за обсяг

пустих порід, які будуть засмічувати виймальний запас руди виймкової одиниці $Q_{вбз} > Q_3$, або вони будуть відсутні, $Q_3 = 0$.

4. Обсяг виймального запасу руди добувного докам перевищує обсяг його балансового запасу $Q_{вбз} > Q_{бз}$. У цьому разі будуть мати місце такі співвідношення інших параметрів $C_{вз} < C_{бз}$, $P_{вз} > P_{бз}$, $P_{вз} < P_{бз}$ або $P_{вз} = P_{бз}$.

Така ситуація може мати місце у разі, коли при формуванні виймального запасу руди добувного блока обсяг втрати руди балансового запасу $Q_{вбз}$ буде менший за обсяг пустих порід, що потраплять у весь виймальний запас руди. $Q_{вбз} < Q_3$.

Або втрати руди балансового запасу виймково одиниці будуть відсутні. При такій ситуації обсяг металу, що потрапить у виймальний запас руди добувного блока разом із породами що його засмічують, перевищить обсяг металу, який буде втрачений із втратами руди балансового запасу добувного блока, або цей обсяг металу буде доданий до металу у балансовому запасі при відсутності втрати руди, яка його складає.

У наведених ситуаціях співвідношення між величинами обсягів металу $P_{вз}$, $P_{бз}$ залежить від відношень величин таких параметрів $Q_{бз}$, $Q_{вбз}$, Q_3 , $C_{бз}$, C_3 .

У подальшому при розрахунковому прогнозуванні всі величини показників вилучення руди повинні розраховуватись на основі величини виймального запасу руди добувного блока при урахуванні конкретного варіанту умов, які визначаються співвідношеннями обсягів руди, обсягів металу, концентрації металу, наведених вище.

II. Розрахунок параметрів відпрацювання обваленої залізної руди в межах контуру ACDLE

9. Величина еквівалентної ширина блока.

Цей розрахунок здійснюється таким чином.

$$A_{экв} = f(a, m, K_{онт}), \text{ м.} \quad (21.9)$$

Таблиця 2.4 – Варіанти розрахунку еквівалентної ширини

№ з/п	Умови контакту з раніш обваленими породами	Схема	Формула, $A_{екв}, м$	Знач. $K_{екв}$
1	Блок з усіх боків обмежений не зруйнованим масивом порід. Контакт з раніше обваленими породами відсутній	а)	$A_{екв} = \frac{a \cdot m}{a + m}$	0
2	Одна сторона блока вздовж простягання покладу межує з обваленими породами	б)	$A_{екв} = \frac{2 \cdot a \cdot m}{a + 2 \cdot m}$	1
3	Одна сторона добувного блока навхрест простягання покладу межує з обваленими породами	в)	$A_{екв} = \frac{2 \cdot a \cdot m}{2 \cdot a + m}$	2
4	Одна сторона добувного блока навхрест простягання покладу і одна сторона вздовж простягання покладу межує з раніш обваленими породами	г)	$A_{екв} = \frac{2 \cdot a \cdot m}{a + m}$	3
5	Дві сторони добувного блока навхрест простягання покладу межують з обваленими породами	д)	$A_{екв} = m$	4
6	Дві сторони блока навхрест простягання і одна сторона вздовж простягання межують з пустими породами	ж)	$A_{екв} = 2 \cdot m$	5
7	Дві сторони вздовж простягання межують з обваленими породами	з)	$A_{екв} = m$	6
8	Блок оточений незруйнованим масивом руди і однією стороною, навхрест простягання межує з обваленими породами	і)	$A_{екв} = \frac{2 \cdot a \cdot m}{2 \cdot a + m}$	7

10. Величина гірського тиску обваленної руди у межах еліпсоїда випуску.

Цей параметр розраховується з урахуванням інтенсивності випуску I руди з очисного простору:

При $I \leq 1,5$ (т/м²) на добу

$$G_h = 0,01 \cdot A_{екв} \cdot \gamma_n \cdot \left[7,6 - \frac{I}{0,13 \cdot (1+I)} \right], \text{ МПа.} \quad (2.10)$$

При $I > 1,5$ (т/м²) на добу

$$G_h = 0,03 \cdot A_{екв} \cdot \gamma_n, \text{ МПа.} \quad (2.10')$$

11. Коефіцієнт розпушення руди у межах еліпсоїда випуску.

$$K_{p\sigma} = K_{pn} - \frac{0,48+0,05 \cdot f}{1,2+f} \cdot \lg(EG_h), \text{ част. од.} \quad (2.11)$$

Величина коефіцієнта E приймається за даними таблиці 2.4.

12. Кут обвалення воронки випуску. Це кут внутрішнього опору зусиллю зсуву обваленої руди.

$$\alpha = \alpha_{\phi} \cdot [(K_{pn} + 1) - K_{p\sigma}] , \text{ град.} \quad (2.12)$$

Величина параметра α_{ϕ} визначається експериментальним шляхом на основі кута нахилу, який утворюється боковою поверхнею конуса насипу руди відносно горизонту.

У разі, якщо величина цього параметра не визначена експериментально, то значення α_{ϕ} приймається за даними практики випуску руди з раніш відпрацьованих добувних блоків.

13. Кут випуску руди з очисного просру.

$$\Theta = 45^{\circ} + \frac{\alpha}{2} , \text{ град.} \quad (2.13)$$

14. Діаметр фігури випуску – при випуску руди з одиничного отвору, тобто однієї дучки.

Цей показник характеризує діаметр фігури розпушення, яка утворюється у масиві, і за досягненням якого її контур перетворюється в форму, близьку до циліндричної. Далі буде йти перехід до еліпсоподібної форми.

$$D = \frac{4 \tau K_{p\sigma}}{\gamma_p} , \text{ м.} \quad (2.14)$$

Величина параметра, τ приймається за даними таблиці 2.2.

15. Максимальна висота фігури випуску у звуженій частині рудного потоку

$$h \frac{D - d}{2} \text{ max} \text{ м.} \quad (2.15)$$

16. Показник сипучості обваленої руди у межах очисного простору.

$$P = \frac{D^2}{4 \cdot (D-d) \cdot \operatorname{tg} \theta}, \text{ част. од.} \quad (2.16)$$

17. Висота випущеного шару руди по осі останнього ряду випускних отворів. Стосується лежачого боку покладу на нижньому горизонті.

Величина цього параметра визначається, як різниця між висотою випущеного шару руди у очисному просторі H_c обваленої руди і висотою шару пустих порід від горизонту випуску до контакту руди з породним масивом по останньому ряду випускних виробок.

$$H_{clb} = H_c - l_{clb} \cdot \operatorname{tg} \alpha_{lb}, \text{ м.} \quad (2.17)$$

При відпрацюванні запасів покладів, які залягають вертикально або розташування панелей добувного блока у всячому боці рудного покладу, або у центрі покладу руди, кут падіння лежачого боку у цих випадках може бути $\alpha_{lb}=90$. За цим приймається величина $H_{clb}=0$.

*Розміри конструктивних елементів зони випуску руди у межах контуру
ACDLE*

Величини всіх елементів зони випуску руди у очисному просторі необхідні для розрахунку висоти шару обваленої руди, яка буде випущена із зони в межах контуру $ACDLE$.

18. Довжина зони випуску навхрест простягання покладу.

$$N_e = m + l_{clb} - \frac{h_1}{\operatorname{tg} \alpha_{eb}}, \text{ м.} \quad (2.18)$$

При $\alpha_{eb}=90^\circ$, приймається $l_{clb}=0^\circ$

19. Довжина козирка підпрацьованої ділянки порід всячого боку покладу.

$$l_{\epsilon\delta} = \frac{H_c - h_1}{tg\alpha_{\epsilon\delta}}, \text{ м.} \quad (2.19)$$

При $\alpha_{\epsilon\delta}=90^\circ$, приймається $l_{\epsilon\delta}=0$

20. Середньозважена висота шару обваленої руди в зоні впливу випускних виробок основного (поверхового) випускного горизонту.

При $N_{\epsilon} \geq l_{\epsilon\delta}$

$$H_{срв} = \frac{\frac{H_c^2 - h_1^2}{2 \cdot tg\alpha_{\epsilon\delta}} + H_c \cdot \left(m + l_{\epsilon\delta} - \frac{H_c}{tg\alpha_{\epsilon\delta}} \right)}{N_{\epsilon}}, \text{ м.} \quad (2.20.1)$$

При $N_{\epsilon} < l_{\epsilon\delta}$

$$H_{срв} = \frac{h_1 + (m + l_{\epsilon\delta}) \cdot tg\alpha_{\epsilon\delta}}{2}, \text{ м.} \quad (2.20.2)$$

21. Висота перетину кривих воронок випуску. Цей параметр стосується суміжних випускних отворів, які розташовуються навхрест простягання рудного тіла.

$$\text{При } l_{\kappa} \leq D \quad h_x = h \left[1 - \left(\frac{l_{\kappa} - D}{D} \right)^2 \right]_{max}, \text{ м.} \quad (2.21.1)$$

$$\text{При } l_{\kappa} > D \quad h_x = \frac{l_{\kappa} - d}{2} \cdot tg\theta, \text{ м.} \quad (2.21.2)$$

22. Висота перетину кривих воронок випуску суміжних випускних отворів. Цей параметр стосується випускних отворів розташованих за простяганням покладу.

$$\text{При } l_{\kappa} < D \quad h_{xo} = h \left[1 - \left(\frac{l_{\kappa} - D}{D} \right)^2 \right]_{max}, \text{ м.} \quad (2.22.1)$$

$$\text{При } l_{\kappa} \geq D \quad h_{xo} = \frac{l_{\kappa} - d}{2} \cdot tg\theta, \text{ м.} \quad (2.22.2)$$

23. Коефіцієнт вилучення чистої руди U_{ϵ} . Цей коефіцієнт регламентує відношення між загальною величиною випущеної рудної маси і обсягом чистої (незасміченої) руди в ній.

Величина параметра U_{ϵ} визначає обсяг вилучення чистої руди у межах контуру $ACDLE$ на основний випускний горизонт з кожного випускного отвору. При цьому враховується вплив суміжних отворів і не враховується обсяг руди,

який залишилася в трикутнику лежачого боку LDN .

Коефіцієнт вилучення чистої руди U_c (дол. од.). Величина цього показника розраховується, виходячи зі співвідношень між величинами параметрів l_k та l_n . У разі, коли на додатковому використовується один штрек з одностороннім розташуванням випускних виробок, то необхідно приймати таке відношення $l_k = l_n/2$.

При $l_n = l_k, h_x = h_{xo}$

$$U_{co} = \frac{l_k^2 \cdot (H_c - h_x) + \frac{\pi}{3} \cdot h_x^2 \cdot P}{l_k^2 \cdot H_c}. \quad (2.23.1)$$

При $l_k > l_n, h_x \neq h_{xo}$

$$U_{co} = \frac{l_k l_n (H_c - h_x) + \frac{\pi \cdot P}{6} (h_x^2 + h_{xo}^2) + \frac{\pi \cdot l_n^2}{8} (h_x - h_{xo})}{l_k \cdot l_n \cdot H_c}. \quad (2.23.2)$$

При $l_k < l_n, h_x \neq h_{xo}$

$$U_{co} = \frac{l_k l_n (H_c - h_{xo}) + \frac{\pi \cdot P}{6} (h_x^2 + h_{xo}^2) + \frac{\pi \cdot l_k^2}{8} (h_{xo} - h_x)}{l_k \cdot l_n \cdot H_c}. \quad (2.23.3)$$

III. Розрахунок параметрів виймання обваленої рудної маси трикутника лежачого боку в межах LDN [12]

24. Висота додаткового підповерху

$$H' = H_c - H_o, \text{ м.} \quad (2.24)$$

25. Висота шару руди, яка випускається по осі останнього ряду випускних виробок. Цей шар розташовується на додатковому підповерхі в лежачому боці рудного покладу.

$$H'_{шлб} = H' - l'_{цлб} \cdot tg \alpha'_{лб}, \text{ м.} \quad (2.25)$$

26. Максимальна висота фігури випуску. Ця висота виникає при розробці запасу руди трикутника лежачого боку покладу, на момент переходу фігури розпушення від еліпсної форми до трубчастої.

$$h'_{\max} = \frac{D - d'}{2} tg \Theta, \text{ м.} \quad (2.26)$$

27. Висота шару руди, яка розташована за зоною впливу випускних отворів додаткового горизонту. При його розрахунку ураховуються можливості усічення напівдіаметра фігури випуску. Це визначається співвідношенням між кутом падіння лежачого боку рудного тіла у межах додаткового підповерху $\alpha'_{лб}$ і кутом Θ .

При $\alpha'_{лб} \leq \Theta$

$$H''_{илб} = H'_{слб} - \frac{D}{2} \cdot tg(\alpha'_{лб}), \text{ м.} \quad (2.27.1)$$

При $\alpha'_{лб} > \Theta$

$$H''_{илб} = H'_{слб} - h'_{\max}, \text{ м.} \quad (2.27.2)$$

У разі, коли величина $H''_{илб}$ є негативною ($H''_{илб} < 0$), для здійснення подальших розрахунків приймається величина $H''_{илб} = 0$.

28. Показник сипучості обваленої руди. Мається на увазі межі додаткового підповерху

$$P' = \frac{D^2}{4 \cdot (D - d') \cdot tg\Theta}, \text{ част. од.} \quad (2.28)$$

29. Висота перетину кривих воронок випуску. Криві вороно суміжних випускних отворів, розташовані навхрест простягання рудного тіла.

$$\text{При } l'_n < D \quad h'_{xo} = h'_{\max} \cdot \left[1 - \left(\frac{l'_n - D}{D} \right)^2 \right], \text{ м.} \quad (2.29.1)$$

$$\text{При } l'_n \geq D \quad h'_{xo} = \frac{l'_n - d'}{2} \cdot tg\Theta, \text{ м.} \quad (2.29.2)$$

30. Коефіцієнт вилучення чистої руди. Цей коефіцієнт необхідний для кожного випускного отвору додаткового горизонту. При його розрахунку ураховується взаємний впливу суміжних випускних отворів.

При $l'_к = l'_n, h'_x = h'_{xo}$

$$U'_{\text{чв}} = \frac{l'_\kappa{}^2 \cdot (H' - h'_x) + \frac{\pi}{3} \cdot h'_x{}^2 \cdot P'}{l'_\kappa{}^2 \cdot H'}, \text{ част. од.} \quad (2.30.1)$$

При $l'_\kappa > l'_n$, $h'_x \neq h'_{xo}$

$$U'_{\text{чв}} = \frac{l'_\kappa l'_n (H' - h'_x) + \frac{\pi P'}{6} (h'_x{}^2 + h'_{xo}{}^2) + \frac{\pi l_n'^2}{8} (h'_x - h'_{xo})}{l'_\kappa \cdot l'_n \cdot H'}, \text{ част. од.} \quad (2.30.2)$$

При $l'_\kappa < l'_n$, $h'_x \neq h'_{xo}$

$$U'_{\text{чв}} = \frac{l'_\kappa l'_n (H' - h'_{xo}) + \frac{\pi P'}{6} (h'_x{}^2 + h'_{xo}{}^2) + \frac{\pi l_\kappa'^2}{8} (h'_{xo} - h'_x)}{l'_\kappa \cdot l'_n \cdot H'}, \text{ част. од.} \quad (2.30.3)$$

31. Коефіцієнт вилучення чистої руди з трикутника лежачого боку. Це вилучення руди у межах контуру фігури $LDN'N''$.

$$U'_\text{ч} = U'_{\text{чв}} \cdot \frac{H_{\text{шлб}} + H''_{\text{шлб}}}{2 \cdot H_c}, \text{ част. од.} \quad (2.31)$$

IV. Показників вилучення виймального запасу виймкової одиниці в цілому

32. Коефіцієнт вилучення чистої руди з добувного блока. При розрахунку цього параметра ураховуються втрати руди в межах трикутника $NN'N''$.

Однак для виконання розрахунку слід враховувати запас, руди що вже був вилучений при виконанні підготовчих і нарізних робіт, а також утворені відрізної щілини, та компенсаційного простору.

$$U_\text{ч} = \frac{U_{\text{чо}} \frac{H_{\text{срв}}}{H_c} \left(m H_c - \frac{H_{\text{слб}}^2}{2 \cdot \text{tg} \alpha_{\text{лб}}} \right) + U'_\text{ч} \left(\frac{H_{\text{слб}}^2 - H_{\text{слб}}'^2}{2 \cdot \text{tg} \alpha_{\text{лб}}} \right)}{m \cdot H_c - \frac{H_{\text{слб}}'^2}{2 \cdot \text{tg} \alpha_{\text{лб}}}} \text{ част. од.} \quad (2.32)$$

33. Співвідношення між об'ємною вагою руди у насипному стані та об'ємною вагою пустих порід, які засмічують рудну масу.

$$\eta = 0,5 \cdot \frac{\gamma_p}{K_{pn} \cdot \gamma_n}, \text{ част. од.} \quad (2.33)$$

34. Коефіцієнт видимого вилучення руди $\gamma_{вин}$ із зони впливу випускних отворів. Це величина $\gamma_{вин}$ до моменту досягнення концентрації заліза у відбитій рудній масі, яка випускається з очисного простору, рівного концентрації металу в останній дозі випуску.

Коефіцієнта $\gamma_{вин}$ не враховує втрати руди у зоні $NN'N''$ (рисунок 2.1).

$$\gamma_{вин} = U_q + 0,214 \cdot \left(\frac{\eta + 1}{\eta} \right)^2 \cdot (1 - U_q) \cdot \left(\frac{C_6 - C_{доз}}{C_6 - C_3} \right)^{\frac{1}{\eta}}, \text{ част. од.} \quad (2.34)$$

де C_3 – концентрація металу у породах які засмічують руду

35. Середній вміст металу у рудній масі, випущений з очисного простору.

Вказаний показник відображає середню вміст заліза в руді, випущений з дучок блока. Але він не враховує вміст металу в руді, отриманій з підготовчих та нарізних виробок, відрізної щілини та компенсаційного простору, а також втраченої в межах трикутника $NN'N''$.

$$C_{вин} = \frac{C_6 U_q + \frac{C_6 \eta + C_{доз}}{\eta + 1} (\gamma_{вин} - U_q)}{\gamma_{вин}}, \%, \quad (2.35)$$

36. Питомий обсяг руди, видобутої з: підготовчих; нарізних виробок; відрізної щілини, при відбиванні на відрізну щілину у защемленому середовищі; компенсаційну камеру, при відбиванні на повну компенсацію.

Питомий обсяг руди з компенсаційного простору. Цей параметр необхідний для контролю правильності вибору методики розрахунку за відношенням запасу у компенсаційному просторі та у виймальному запасі $Q_k = V_k \cdot \gamma_p$.

$$U_{комн} = 100 \frac{Q_k}{B}, \%. \quad (2.36)$$

37. Питомий обсяг руди, видобутої з компенсаційного простору, $Q_{комн}$. Цей параметри враховує і руду з підготовчих та нарізних виробок Q_{nn} .

$$U_{\text{вк}} = \frac{Q_{\text{пн}} + Q_{\text{компн}}}{Q_{\text{вз}}}, \text{ част. од.} \quad (2.37)$$

38. Коефіцієнт вилучення чистої руди з блока. Цей параметр враховує руду, видобуту з: підготовчих виробок, нарізних виробок, відрізної щілини, та компенсаційного простору.

$$U_{\text{блч}} = (1 - U_{\text{вк}}) \cdot U_{\text{ч}} + U_{\text{вк}}, \text{ част. од.} \quad (2.38)$$

39. Коефіцієнт видимого вилучення руди з блока. Величина цього параметра враховує обсяг руди, який видобутий з: підготовчих виробок; нарізних виробок; відрізної щілини, а також з компенсаційного простору.

$$K_{\text{вв}}^* = (1 - U_{\text{вк}}) \cdot \gamma_{\text{вин}} + U_{\text{вк}}, \text{ част. од.} \quad (2.39)$$

Коефіцієнта, $K_{\text{вв}}^*$ не враховує обсяг руди, який залишився у межах трикутника $NN'N''$.

40. Вміст металу у видобутій рудній масі. Цей параметр враховує рудну масу, яка буде видобута з: підготовчих та нарізних виробок; при утворенні; відрізної щілини, та компенсаційного простору.

$$C_{\text{д}} = \frac{C_{\text{в}} U_{\text{бл}} + \frac{C_{\text{в}} \eta + C_{\text{доз}} (K_{\text{вв}}^* - U_{\text{бл}})}{\eta + 1}}{K_{\text{вв}}^*}, \%, \quad (2.40)$$

41. Втрата якості виймального запасу руди відносно якості балансового запасу.

$$\Delta C_{\text{в}} = C_{\text{вз}} - C_{\text{д}}, \%. \quad (2.41)$$

42. Величина коефіцієнта засмічення видобутої рудної маси.

$$k_{\text{з}} = \frac{\Delta C_{\text{в}}}{C_{\text{вз}} - C_{\text{з}}}, \text{ част. од.} \quad (2.42)$$

43. Величина коефіцієнт втрат руди виймального запасу. Цей показник не враховує руди, яка залишилася у межах трикутника $NN'N''$.

$$k_n^* = 1 - K_{\epsilon\epsilon}^* \cdot (1 - k_3), \text{ част. од.} \quad (2.43)$$

44. Коефіцієнт втрати руди, тобто загальні втрати руди при випуску з урахуванням руди, яка буде втрачена у межах контуру трикутника лежачого боку $NN'N''$.

$$k_\epsilon = k_n^* + \frac{(1 - k_n^*) \cdot H_{\text{шлб}}^2}{2 \cdot m \cdot H_c \cdot \text{tg} \alpha_{\text{лб}} \cdot K_{pn}}, \text{ част. од.} \quad (2.44)$$

45. Обсяг втраченої руди виймального запасу добувного блока.

$$Q_{\epsilon m} = Q_{\epsilon z} \cdot k_\epsilon, \text{ тис. т.} \quad (2.45)$$

46. Обсяг втраченого металу виймального запасу добувного блока.

$$P_{\epsilon m} = Q_{\epsilon m} \cdot C_\epsilon, \text{ тис. т.} \quad (2.46)$$

47. Коефіцієнт видимого вилучення руди виймального запасу виїмкової одиниці.

$$K_{\epsilon u} = \frac{1 - k_\epsilon}{1 - k_3}, \text{ част. од.} \quad (2.47)$$

48. Прогнозна вага видобутої рудної маси.

$$Q_{pm} = K_{\epsilon\epsilon} \cdot Q_{\epsilon z}, \text{ тис. т.} \quad (2.48)$$

49. Обсяг видобутої рудної маси без засмічення. Це руда з концентрацією заліза рівній вмісту металу у виймальному запасі.

$$Q_{pm\epsilon} = Q_{pm} \cdot U_{\text{блч}}, \text{ тис. т.} \quad (2.49)$$

50. Вміст металу у видобутій чистій руді (руді без засмічення)

$$C_{pm\epsilon} = C_{\epsilon z}, \text{ \%}. \quad (2.50)$$

51. Вага металу в рудній масі (руді яка видобута у чистому виді).

$$P_{\epsilon d} = 0,01 \cdot C_{\epsilon d} \cdot Q_{pm\epsilon}, \text{ тис. т.} \quad (2.51)$$

52. Вага порід, що засмічують руду.

$$Q_z = Q_{pm} \cdot k_z, \text{ тис. т.} \quad (2.52)$$

53. Видобуто засміченої рудної маси в цілому по добувному блоці.

$$Q_{pmz} = Q_{pm} - Q_{pmч}, \text{ тис. т} \quad (2.53)$$

54. Вміст засміченої руди у загальному обсязі видобутій рудній маси.

$$K_{zo} = 100 \cdot \frac{Q_z}{Q_{pm}}, \%. \quad (2.54)$$

55. Середній вміст заліза у загальному обсязі засміченій рудній маси.

$$C_{pmz} = \frac{Q_{pm} C_{pm} - Q_{pmч} C_{pmч}}{Q_{pmz}}, \%. \quad (2.55)$$

56. Вага металу в засміченій рудній масі по добувному блоку.

$$P_{pmz} = 0,01 \cdot Q_{pmz} \cdot C_{pmz}, \text{ тис. т.} \quad (2.56)$$

57. Вага видобутого металу з добувного блока.

$$P_{pm} = 0,01 Q_{pm} C_{pm}, \text{ тис. т.} \quad (2.57)$$

58. Величина втрати заліза виймального запасу.

$$P_{ввз} = P_{pmв} - P_{pm}, \text{ тис. т.} \quad (2.58)$$

59. Концентрація заліза у втраченій руді виймального запасу.

$$C_{ввз} = C_{вpm}, \%. \quad (2.59)$$

60. Коефіцієнт вилучення металу виймального запасу виїмкової одинці.

$$K_{вм} = \frac{Q_{pm} C_{pm}}{Q_{вз} C_{вз}}, \text{ част. од.} \quad (2.60)$$

61. Коефіцієнт зубожіння руди виймального запасу.

$$R = 100(C_{\text{вз}} - C_{\text{рс}}) / C_{\text{з}}, \%. \quad (2.61)11$$

У разі, якщо коефіцієнт вилучення металу $K_{\text{вм}}$ буде більше 1,0 і загальна вага втраченого металу $P_{\text{вв}}$ буде мати негативне значення (-), це означає, що з при випуску було вилучено з надр більше заліза, ніж його містилося у виймальному запасі руди добувного блока.

2.5 Алгоритм варіаційного математичного моделювання процесу випуску руди у добувному блоці за його математичною моделлю

Для розроблення програмного забезпечення інформаційної системи моделювання процесу випуску руди з добувних блоків автором розроблений алгоритм виконання відповідних розрахунків за описаною вище математичною моделлю (дивись розділ 1 роботи) [13].

Розроблений алгоритм включає такі блоки описані далі.

1. Для початку процесу проектування виїмкової одиниці і розрахунку показників повноти й ефективності вилучення її запасу, проектувальник добувного блока повинен отримати вхідні дані. Ці данні описують її запас, а їх повинні надати геологічний та маркшейдерський відділи гірничодобувного підприємства. Ці данні повинні якнайбільш точно описувати характеристики балансового запасу руди виїмкової одиниці а також мови залягання запасу руди [14].

2. На основі даних про характеристики виймального запасу і умов його залягання, вибирається варіант системи підземної розробки рудного покладу (блок 2).

Цей вибір здійснюється з комплексу типових паспортів систем підземної розробки за умовами їх застосування. Ці умови наведені у кожному паспорті систем розробки, і вони представляють технічні критерії вибору систем.

При виборі варіанта системи підземної розробки слід враховувати можливість виникнення ситуації, за якої для одних і тих умов залягання удноо

тіла конкретної виїмкової одиниці, можуть бути технічно прийнятними зразу декілька варіантів систем підземної розробки, навіть і різних класів цих систем.

За такою ситуацією із технічно прийнятних (конкурентоспроможних) варіантів систем підземної розробки у проекті необхідно вибрати один «оптимальний варіант». При цьому повинна бути обґрунтована його оптимальність.

Для такого обґрунтування у проекті необхідно здійснити моделювання всіх відібраних на попередньому кроці варіантів систем підземної розробки. За результатами моделювання необхідно визначити оптимальний варіант системи за певними критеріями оптимальності. Такі критерії включають: економічні показники виймання руди; ступінь повноти вилучення руди і металу з надр; ефективності виймання запасу руди даної виїмкової одиниці.

Вказане моделювання потребує виконання всіх дій, які передбачені наведеним вище алгоритмом моделювання визначенням нормативних величин показників вилучення руди для кожного варіанта системи підземної розробки. Однак перед моделюванням кожен відібраний варіант систем розробки повинен бути, адаптований до даних гірничотехнічних з умов залягання запасу руди конкретного добувного блока.

При моделюванні повинні бути визначені джерела і причин виникнення втрат руди і її засмічення, за умовами відпрацювання запасу руди даної виїмкової одиниці.

3. Повинна бути розроблена конструкція системи розробки або її елементи для забезпечення більш точного дотримання контуром очисного простору добувного блока контуру виймального запасу руди. Наприклад це може бути більша кількість бурових горизонтів, або уловлюючих горизонтів для випуску відбитої рудної маси з очисного простору.

На основі даних про запас руди необхідно формувати виймальний контур виїмкової одиниці. Це робиться з орієнтацією на можливості системи розробки і параметри наявних на гірничодобувному підприємстві методів та засобів виконання технологічних процесів очисного виймання руди (блок 3) [15].

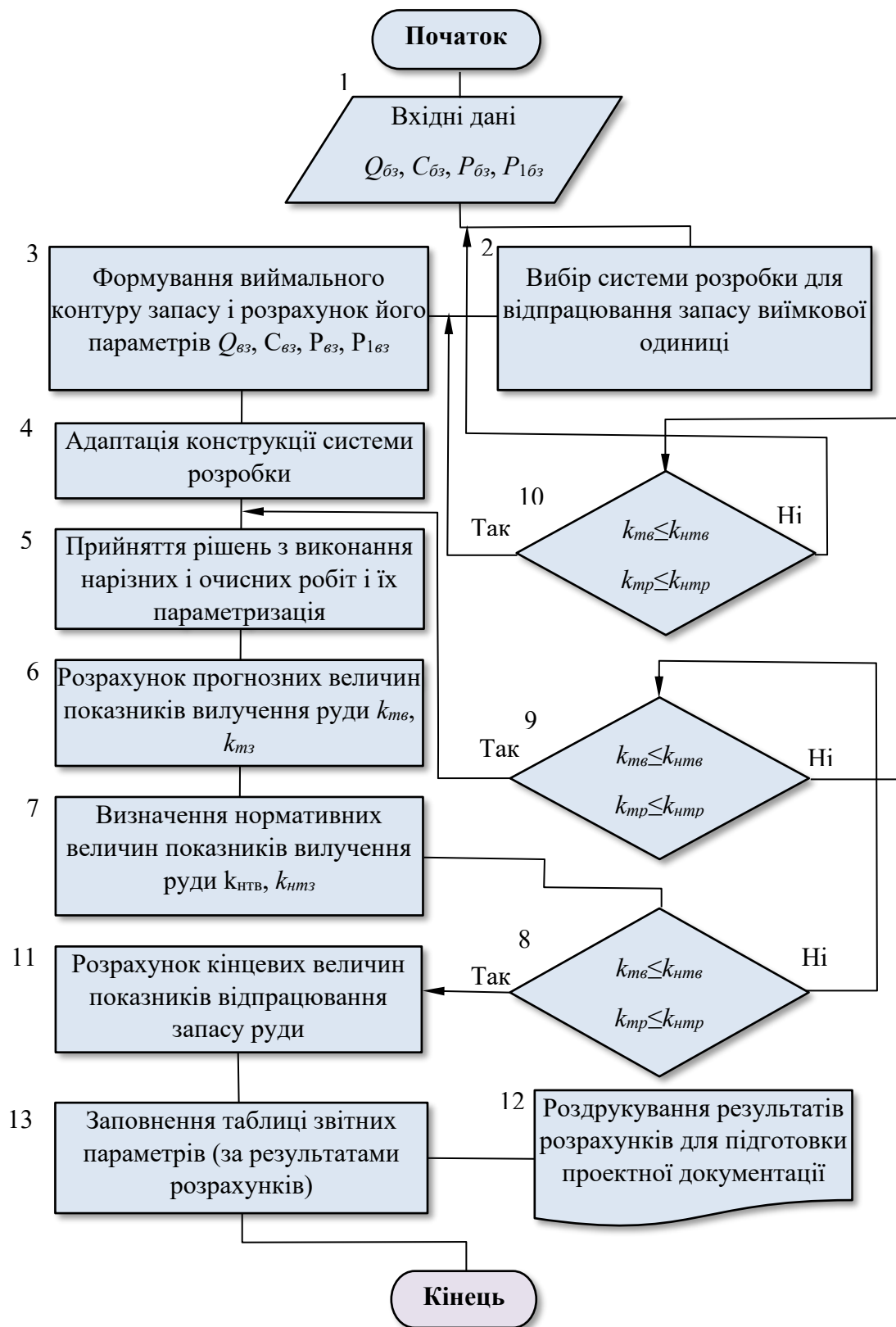


Рисунок 2.10 – Алгоритм математичного моделювання процесу очисного виїмання запасу руди і її випуску

Виймальний контур виїмкової одиниці визначає обсяг виймального запасу руди та його характеристики.

4. Адаптація системи розробки. За параметрами контуру виймального запасу виїмкової одиниці і конструкції вибраного типового варіанта системи підземної розробки проектувальник повинен адаптувати цю конструкцію за розміщенням технологічних, вентиляційно-ходових, господарських виробок і схеми процесу очисного виймання. Робиться це ,відповідно до умов залягання виймального запасу.

5. Вибір рішень з виконання робіт із підготовки запасу руди. Це рішення з нарізання запасу руди та його очисного виймання, а також розрахунок величин параметрів виконання відповідних процесів (блок 5).

6. На основі отриманих параметрів виймального запасу руди, вибраної і адаптованої до конкретних умов системи підземної розробки, прийнятих технологічних, технічних і параметричних рішень, а також умов розробки проектувальник повинен розрахувати прогностні величини показників вилучення руди – коефіцієнт втрат руди $k_{тв}$ і коефіцієнт засмічення видобутої рудної маси $k_{мз}$.

7. За результатами розв'язання перелічених задач необхідно визначити нормативні величини показника технологічних втрат руди виймального запасу $k_{нв}$, а також нормативна величина показника технологічного засмічення видобутої рудної маси $k_{нз}$.

8. Після визначення величини вказаних показників $k_{нв}$ і $k_{нз}$ необхідно виконати порівняння їх величини з прогностними величинами показників $k_в$ і $k_з$.

У разі, якщо величина хоча б одного з вказаних показників не буде задовольняти умові $k_в \leq k_{нв}$ та $k_з \leq k_{нз}$, необхідно виконати заходи для забезпечення цих умов.

До таких заходів відносяться:

- зміна технологічних, технічних, організаційних параметрів розробки запасу руди виїмкової одиниці;

- змінити параметри контуру виймального запасу руди, за для вилучення

її більшого обсягу з меншим засміченням.

9. У разі, якщо вказані умови виконуються, то необхідно розрахувати величин економічних показників, які відображають результати відпрацювання запасу руди та економічну ефективність відпрацювання (блок 11).

10. Після виконання всіх вказаних розрахунків і дій заповнюється звітних параметрів (блок 12).

11. Підготовлена таблиця роздруковується для підготовки проектної документації на виконання нарізних і очисних робіт (блок 13).

За результатами виконання дій і розрахунків, на основі описаного алгоритму, може з'ясуватися, що за умовами залягання запасу руди конкретної виїмкової одиниці у гірничотехнічних умовах відпрацювання її запасу та за ринковою ситуацією зі збутом продукції залізорудного гірничодобувного підприємства за цінами на продукцію, відпрацювання запасу руди конкретного добувного блока може не забезпечувати необхідний рівень економічної ефективності розробки, або може бути економічно недоцільною.

Крім того, всі спроби мінімізувати обсяги фінансових затрат на видобуток руди не привели до прийнятних результатів розробки за її економічною ефективністю.

У такій ситуації за положеннями Кодексу України про надра [1] залізорудним гірничодобувним підприємствам надано право висунути перед органами державного контролю вимогу щодо списання таких запасів руди з балансу підприємства.

2.6 Структурна схема інформаційної системи моделювання процесу випуску руди за його математичною моделлю та алгоритмом моделювання

Комп'ютерна система для моделювання процесу випуску відбитої рудної маси з очисного простору виїмкових одиниць і визначення найліпших параметрів цього процесу випуску, включаючи і параметри які формує

проектувальник, побудована на принципах об'єктно орієнтованого програмного забезпечення [16, 17].

Складові модулі цієї інформаційної системи представляють самостійні елементи загальної програми, які при виконанні їх цільових функцій є незалежними. Кожен з цих модулів виконує певну функцію, яка регламентується алгоритмом вирішення поставленої задачі за методикою, наведеною вище. Модулі своїми входами і виходами пов'язані з іншими модулями. Ці зв'язки представляють канали введення вихідних даних для виконання їх цільових функцій, і канали виводу інформації та даних, які отримуються в результаті роботи кожного модуля.

Структура програмного забезпечення цієї інформаційної системи включає вісім модулів між якими здійснюється передача інформації і даних. Ця структура зображена на рисунк 2.11, а їх функції і зв'язки між модулям описані далі.

Модуль 1 – виконує функції введення вхідних даних про характеристики руди, її запасу, геологічних умов залягання балансового запасу руди виїмкової одиниці, і гірничотехнічні умови його відпрацювання.

Ці дані, вводяться в систему моделювання один раз і запам'ятовуються у вигляді констант та використання при виконанні розрахункових операцій та отримання їх результатів.

Модуль 2 – виконує функції визначення параметрів виймального запасу виїмкової одиниці за характеристиками її балансового запасу, геологічним і гірничогеометричними умовами його залягання та можливостей технічних засобів його відпрацювання, включаючи і очисне виймання.

Дані для визначення параметрів виймального запасу руди проектувальник отримує з геологічного відділу залізорудного гірничодобувного підприємства і на їх основі формує геометричні параметри зони ведення добувних робіт. Ці параметри ураховують всі вищезазначені аспекти відпрацювання запасу руди і в результаті цього отримується виймальний запас.

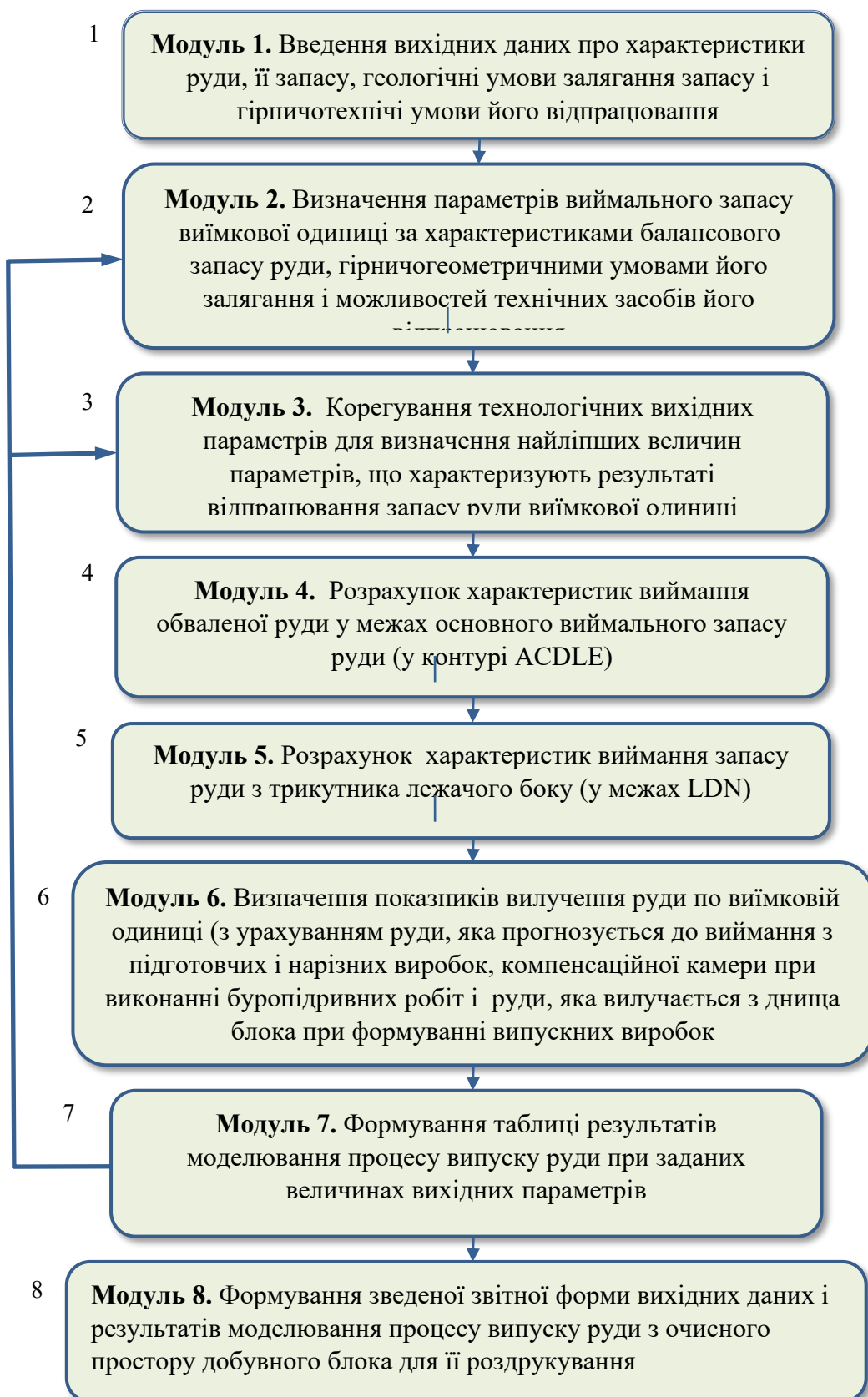


Рисунок 2.11 – Структура інформаційної системи моделювання процесу випуску руди з очисного простору виймкової одиниці

Виймальний запас має певний геометричний контур з його координатами. Цей контур відрізняється від параметри балансового запасу руди.

Ці дані також запам'ятовуються системою моделювання, але вони запам'ятовуються як змінні величини, адже в процесі виконання моделювання проектувальник повинен мати змогу їх змінювати для підбору їх найліпших величини. Такі величини вибираються за критеріями досягнення максимальної продуктивності випуску руди P з виїмкової одиниці і відомих величини нормативного коефіцієнта технологічних втрат руди $k_{вн}$ і коефіцієнта технологічного засмічення видобутої рудної маси $k_{зн}$ [18].

Тому в процесі моделювання проектувальник може декілька разів змінювати величини параметрів, від яких залежить величина виймального запасу руди до моменту досягнення необхідних величин вказаних параметрів.

Модуль 3. Корегування технологічних вихідних параметрів для визначення найліпших величин параметрів, що характеризують результати відпрацювання запасу руди виїмкової одиниці.

В процесі виконання моделювання проектувальник повинен мати змогу здійснювати варіювання не тільки параметрів, від яких залежить величина виймального запасу, а параметрів виконання процесів розробки, включаючи і процес очисного виймання руди. Ця необхідність обумовлюється впливом на результати моделювання і технологічних, і технічних характеристик виконання процесу випуску руди.

Варіювання величин параметрів, від яких залежать характеристики руди, технологічних та технічних параметрів процесу випуску руди в залежності від конкретних умов у виїмковій одиниці ходу процесу моделювання за його результатами може виконуватися одночасно, а може виконувати і окремо. Для такого введення і корегування даних в системі передбачені відповідні можливості.

Модуль 4 – Розрахунок характеристик виймання обваленої руди у межах основного виймального запасу руди (у контурі ACDLE).

Згідно до алгоритму виконання моделювання за введеними даними про параметри виймального запасу і технологічними та технічними характеристикам процесу випуску руди процес її випуску з очисного простору виймкової одиниці спершу виконується розрахунок характеристик випуску основного масиву, тобто без врахування цих характеристик з масиву підірваної руди після виконання буропідливних робіт у трикутнику лежачого боку покладу у межах виймкової одиниці. Цю функцію і виконує модуль 4.

Модуль 5 – розрахунок характеристик виймання запасу руди з трикутника лежачого боку (у межах LDN). Після виконання розрахунків характеристик випуску руди з основного масиву виймкової згідно з алгоритмом моделювання виконується розрахунок характеристик випуску руди з масиву трикутника лежачого боку покладу LDN.

Необхідно відмітити, що ці характеристики влучення руди з контуру LDN суттєво відрізняються від характеристик вилучення руди з основного масиву виймкової одиниці за параметрами коефіцієнта вилучення руди, коефіцієнта технологічних втрат руди і коефіцієнта технологічного засмічення видобутої рудної маси. Це впливає на результуючі величини характеристик вилучення руди по виймковій одиниці. Це необхідно враховувати при виконанні відповідних розрахунків у наступних модулях.

Модуль 6 – Визначення показників вилучення руди по виймковій одиниці (з урахуванням руди, яка прогнозується до виймання з підготовчих і нарізних виробок, компенсаційної камери при виконанні буропідливних робіт і руди, яка вилучається з днища блока при формуванні випускних виробок.

У цьому модулі виконуються розрахунки величини параметрів, які характеризують результати вилучення руди із запасу виймкової одиниці в цілому. При цьому у вказаному розрахунку враховується обсяги втрат руди у конструктивних технологічних елементах виймкової одиниці які не можуть бути вилучені з них в силу певних технологічних особливостей відпрацювання запасу руди, обумовлені технологією відпрацювання цих елементів та технічними можливостями засобів механізації гірничих робіт, які застосовуються для цього

на теперішній час.

Модуль 7 – Формування таблиці результатів моделювання процесу випуску руди при заданих величинах вихідних параметрів.

Результати моделювання процесу випуску руди з очисного простору виїмкової одиниці виводяться цим модулем на екран дисплею для їх аналізу. При цьому слід зауважити що ці данні ще не є кінцевими. При виконанні оптимізаційних розрахунків вони необхідні для того щоб проектувальник їх проаналізував і за свої міркуваннями міг визначити те, чи задовольняють вони конкретним умовам і вимогами до здійснення очисного виїмання руди у конкретні виїмковій одиниці.

Як що за певних він визначить, що це не досягається проектувальник може змінити певні вхідні данні, наприклад параметри виїмального запасу або технологічні параметри виконання процесу випуску руди. Це здійснюється шляхом зміни величини даних у модулях 2 і 3 до яких системою модулювання надається доступ після виконання всіх необхідних розрахунків.

Модуль 8 – Формування зведеної звітної форми вихідних даних і результатів моделювання процесу випуску руди з очисного простору добувного блока для її роздрукування.

У разі як, що результати моделювання будуть задовольняти проектувальника він надає системі моделювання команду для формування зведеної таблиці результатів моделювання. Ця таблиця необхідна для її роздрукування ц формі матеріального документа для вставлення у пояснювальну записку проекту виїмково одиниці.

В цю таблицю зводяться всі данні про стан і параметри балансового руди запасу, стан і параметри виїмального запасу, визначені оптимальні параметри процесу випуску руди з очисного простору виїмкової одиниці, параметри, що результати описують характеристики випущеної рудної маси.

Програмна реалізація описаних модулів інформаційної системи моделювання процесу випуску руди з очисного просру виїмкової одиниці з відповідними поясненнями наведена далі.

2.7 Описання програмних модулів інформаційної системи моделювання процесу випуску руди

Програмне забезпечення інформаційної системи моделювання процесу випуску руди з очисного простору виїмкових одиниць розроблена мовою програмування Visual Basic for Application з комплекту вбудованих мов програмування інформаційної системи Microsoft Office 2016, її табличного процесора Excel 2016 [19, 20].

Модуль 1. Введення вихідних даних з характеристик руди, її запасу у блоці, геологічні умови залягання запасу руди та гірничотехнічні умови відпрацювання запасу

Sub POZPAXYHOКИ()

Dim L1 As Worksheet

Set L1 = Worksheets("ВИХІДНІ ДАННІ")

Dim L2 As Worksheet

Set L2 = Worksheets("РЕЗУЛЬТАТИ РОЗРАХУНКУ")

Dim L3 As Worksheet

Set L3 = Worksheets("ЗВІТ З РЕЗУЛЬТАТІВ ОЗРАХУНКІВ")

'Код виїмкової одиниці

L2.Range("A2") = L1.Range("A2")

'Заповнення таблиці констант

..Імена використаних змінних

..Вага руди та породи у масиві -- Q

..Вміст металу у масиві -- C

..Вага металу у видобутій рудній масі -- P

..Коефіцієнт втрат руди загальний -- Kp

..Коефіцієнт засмічення загальний -- Kz

..Коефіцієнт вилучення чистої руди по добувному блоку -- U

..Коефіцієнт видимого вилучення по добувному блоку -- Y

'Коефіцієнт вилучення рудної маси з виїмкової одиниці' - K_{vi}

'Параметри початкового стану запасу руди добувного блока, запас якого розробляється'

$Q_b = L1i.Range("E4") \cdot \text{'Балансовий запас руди виїмкової одиниці'}$

$Q_{pp} = L1i.Range("E36") \cdot \text{'Первинні втрати руди у масиві'}$

$Q_{pz} = L1i.Range("E37") \cdot \text{'Первинне засмічення рудної масив у масиві'}$

$C_b = L1i.Range("E28") \cdot \text{'Вміст металу у балансовому запасі руди блока'}$

$C_{pp} = L1i.Range("E38") \cdot \text{'Вміст металу у руді первинних втрат'}$

$C_{pz} = L1i.Range("E39") \cdot \text{'Первинне засмічення руди у блоці'}$

Модуль 2. Визначення параметрів виймального запасу виїмкової одиниці за характеристиками балансового запасу, геометричними умовами його залягання та можливостей засобів його відпрацювання

'Вага заліза у балансовому запасі руди добувного блока'

$P_b = 0.01 \cdot Q_b \cdot C_b$

'Вага втрат металу у втраченій руді'

$P_{pp} = 0.01 \cdot Q_{pp} \cdot C_{pp}$

'Коефіцієнт первинних втрат руди у добувному блоці'

$K_{pp} = Q_{pp} / Q_b$

'Вага металу, що поступив у рудну масу разом з пустими породами первинного засмічення'

$P_{pz} = 0.01 \cdot Q_{pz} \cdot C_{pz}$

'Коефіцієнт первинного засмічення'

$K_{zp} = Q_{pz} / (Q_b - Q_{pp} + Q_{pz})$

'Виймальний запас руди добувного блока'

$Q_v = (Q_b - Q_{pp} + Q_{pz})$

°Середній вміст металу у виймальному запасі добувного блока'

$C_v = (Q_b \cdot C_b - Q_{pp} \cdot C_{pp} + Q_{pz} \cdot C_{pz}) / Q_v$

'Вага металу у виймальному запасі виїмкової одиниці'

..... $\text{Prv} := 0.01 \cdot \text{Qv} \cdot \text{Cv}$

Модуль 4. °Характеристик виймання зруйнованої вибухом руди у межах основного виймального запасу (в контурі ACDLE)

°Еквівалентна ширина блоку у гірському масві

..... $m := \text{L1.Range("E5")}$

..... $a := \text{L1.Range("E6")}$

..... $\text{Kontakt\%} := \text{L1.Range("E7")}$

Приймаємо 0 - у разі відсутності контакту з обваленими породами

..... $\text{If Kontakt\%} = 0 \text{ Then Aekv} := a \cdot m / (a + m)$

°1-Один контакт по з обвалени породами за простяганням покладу

..... $\text{If Kontakt\%} = 1 \text{ Then Aekv} := 2 \cdot a \cdot m / (a + 2 \cdot m)$

°2-Один контакт нахрест простягання покладу

..... $\text{If Kontakt\%} = 2 \text{ Then Aekv} := 2 \cdot a \cdot m / (2 \cdot a + m)$

°3-Один контакт по протягання і один нахрест простягання

..... $\text{If Kontakt\%} = 3 \text{ Then Aekv} := 2 \cdot a \cdot m / (a + m)$

°4-Дві сторони є нахрест простягання покладу

..... $\text{If Kontakt\%} = 4 \text{ Then Aekv} := m$

°5-Три сторони — одна за по простяганням і дві нахрест простягання

..... $\text{If Kontakt\%} = 5 \text{ Then Aekv} := 2 \cdot m$

°6-Дві сторони по протягання покладу

..... $\text{If Kontakt\%} = 6 \text{ Then Aekv} := m$

°7-Ді стони по простягання покладу

..... $\text{If Kontakt\%} = 7 \text{ Then Aekv} := (2 \cdot a \cdot m) / (2 \cdot a + m)$

°Величина гірського тиску у межах еліпсоїду розрихлення

..... $I := \text{L1.Range("E8")}$

..... $\text{Ypor} := \text{L1.Range("E11")}$

..... $\text{If } I \leq 1.5 \text{ Then Gh} := 0.01 \cdot \text{Aekv} \cdot \text{Ypor} \cdot (7.6 - (I / (0.13 \cdot (1 + I))))$

$$\dots \text{Prv} := 0.01 \dots Q_v \dots C_v$$

Модуль 4. °Характеристик виймання зруйнованої вибухом руди у межах основного виймального запасу (в контурі ACDLE)

°Еквівалентна ширина блоку у гірському масві

$$\dots m := L1i.Range("E5")$$

$$\dots a := L1i.Range("E6")$$

$$\dots \text{Kontakt}\% := L1i.Range("E7")$$

Приймаємо 0 - у разі відсутності контакту з обваленими породами

$$\dots \text{If } \text{Kontakt}\% = 0 \text{ Then } Aekv := a \cdot m / (a + m)$$

'1-Один контакт по з обвалени породами за простяганням покладу

$$\dots \text{If } \text{Kontakt}\% = 1 \text{ Then } Aekv := 2 \cdot a \cdot m / (a + 2 \cdot m)$$

'2-Один контакт навхрест простягання покладу

$$\dots \text{If } \text{Kontakt}\% = 2 \text{ Then } Aekv := 2 \cdot a \cdot m / (2 \cdot a + m)$$

'3-Один контакт по протяганням і один навхрест простягання

$$\dots \text{If } \text{Kontakt}\% = 3 \text{ Then } Aekv := 2 \cdot a \cdot m / (a + m)$$

'4-Дві сторони є навхрест простягання покладу

$$\dots \text{If } \text{Kontakt}\% = 4 \text{ Then } Aekv := m$$

'5-Три сторони — одна за по простяганням і дві навхрест простягання

$$\dots \text{If } \text{Kontakt}\% = 5 \text{ Then } Aekv := 2 \cdot m$$

'6-Дві сторони по протяганням покладу

$$\dots \text{If } \text{Kontakt}\% = 6 \text{ Then } Aekv := m$$

'7-Ді стони по простяганням покладу

$$\dots \text{If } \text{Kontakt}\% = 7 \text{ Then } Aekv := (2 \cdot a \cdot m) / (2 \cdot a + m)$$

°Величина гірського тиску у межах еліпсоїду розрихлення

$$\dots I := L1i.Range("E8")$$

$$\dots Y_{por} := L1i.Range("E11")$$

$$\dots \text{If } I \leq 1.5 \text{ Then } Gh := 0.01 \cdot Aekv \cdot Y_{por} \cdot (7.6 - (I / (0.13 \cdot (1 + I))))$$

$$\dots \text{If } I > 1.5 \text{ Then } Gh = 0.03 * A_{kv} * Y_{por}$$

'Коефіцієнт розпушення руди під навантаженням під дією гірського тиску¶

$$\dots K_{sok} \% = L1.Range("E12")$$

$$\dots K_{pn} = L1.Range("E9")$$

$$\dots f = L1.Range("E13")$$

····'Руди мілкосускові¶

$$\dots \text{If } K_{sok} \% = 1 \text{ Then } E = 5 : AlfaFi = 60 : T = 4.5$$

····'Руди середньої крупності¶

$$\dots \text{If } K_{sok} \% = 2 \text{ Then } E = 10 : AlfaFi = 55 : T = 7$$

····'Руди крупнокускові¶

$$\dots \text{If } K_{sok} \% = 3 \text{ Then } E = 20 : AlfaFi = 50 : T = 12$$

$$\dots K_{pg} = K_{pn} \cdot ((0.48 + 0.05 \cdot f) / (1.2 + f)) \cdot (\log(E \cdot Gh) / \log(10\#))$$

'Кут обвалення воронки випуску (кут внутрішнього тертя¶

$$\dots Alfa = AlfaFi \cdot ((K_{pn} + 1) - K_{pg})$$

'Кут випуску руди з обваленого масиву¶

$$\dots Q = 45 + (Alfa / 2)$$

'Діаметр фігури розпушення¶

$$\dots Y_{rm} = L1.Range("E10") \cdot \text{Объемный вес руды в массиве}$$

$$\dots D = (4 \cdot T \cdot K_{pg}) / Y_{rm}$$

'Максимальна висота фігури випуску¶

$$\dots Dotv = L1.Range("E14")$$

$$\dots H_{max} = ((D - Dotv) / 2) \cdot \tan(Q / 57.2958)$$

'Показник сипучості¶

$$\dots P = (D \cdot D) / (4 \cdot (D - Dotv) \cdot \tan(Q / 57.2958))$$

'Висота шару, що випускається по осі останнього ряду випускниць отворів у лежачому боку покладу на нижньому і верхньому під поверхах¶

$$\dots H_c = L1.Range("E16")$$

$$\dots l_{clb} = L1.Range("E17")$$

$$\dots Azlb = L1.Range("E18")$$

$$\dots H_{clb} = H_c - l_{clb} \cdot \tan(Azlb / 57.2958)$$

.....If·Hclb·<·0·Then·Hclb·:=·0¶

'Геометричні елементи зон випуску руди¶

.....'Довжина зони випуску навхрест простягання покладу¶

.....h1·:=·L1.Range("E21")¶

.....Azvb·:=·L1.Range("E20")¶

.....Nv·:=·m·+·lclb·-·(h1·/·Tan(Azvb·/·57.2958))¶

.....'довжина козирка підробленого участку висячого боку¶

.....lvb·:=·(Hc·-·h1)·/·Tan(Azvb·/·57.2958)¶

'Середньозважена висота слою обваленої руди у зоні дії випускних отворів основного горизонту¶

·If·Nv·>=·lvb·Then¶

.....A1·:=·(Hc·*·Hc·-·h1·*·h1)·/·(2·*·Tan(Azvb·/·57.2958))¶

.....A2·:=·m·+·lclb·-·(Hc·/·Tan(Azvb·/·57.2958))¶

.....Hcpb·:=·(A1·+·Hc·*·A2)·/·Nv¶

ElseIf·Nv·<·lvb·Then¶

.....Hcpb·:=·(h1·+·(m·+·lclb)·*·Tan(Azvb·/·57.2958))·/·2¶

·End·If¶

'Висота кривих воронок випуску сніжних випускних отворів по ширині блоку¶

Розмір між випускними отворами навхрест простягання на основному горизонті·гор·м·"¶

.....lk·:=·L1.Range("E22")·"¶

.....If·lk·<=·D·Then·hx·:=·Hmax·*·(1·-·(((lk·-·D)·/·D)·^·2))¶

.....If·lk·>·D·Then·hx·:=·((lk·-·Dotv)·/·2)·*·Tan(Q·/·57.2958)¶

'Висота перетину кривих воронок випуску по довжині блоку¶

.....lp·:=·L1.Range("E23")¶

.....If·lp·<=·D·Then·hxo·:=·Hmax·*·(1·-·(((lp·-·D)·/·D)·^·2))¶

.....If·lp·>·D·Then·hxo·:=·((lp·-·Dotv)·/·2)·*·Tan(Q·/·57.2958)¶

°Коефіцієнт вилучення чистої руди нижнього підповерху без вторинного засмічення¶

·If·lp·=·lk·Then¶


```

.....Ubro:=((lk*lk)*(Hc-hx)+(3.14159/3)*(hx*hx*P))/(lk*lk*Hc)¶
·ElseIf lk>lp·Then¶
.....Ubro:=(lk*lp*(Hc-hx)+(3.14159/6)*P*((hx*hx)+(hxo*hxo))+
(3.14159/8)*lp*lp*(hx-hxo))/(lk*lp*Hc)¶
·ElseIf lk<lp·Then¶
.....Ubro:=(lk*lp*(Hc-hxo)+(3.14159/6)*P*((hx*hx)+(hxo*hxo))+
(3.14159/8)*lk*lk*(hxo-hx))/(lk*lp*Hc)¶
·End If¶

```

Модуль 5. Розрахунок характеристик виймання запасу руди з трикутника
лежачого боку (у межах LDN)¶

'Розрахунок параметрів трикутника висячого боку і вилучення руди з нього'¶
'тут повторюється розрахунок як було виконано раніше тільки для'
уловлюючого підповерху, при цьому змінюється певні параметри¶

'Висота шар, що випускається по осі останнього ряду випускних отворів¶

```
.....Ho:=L1.Range("E27")¶
```

```
.....Hct:=Hc-Ho¶
```

'3.2. Висота шар, що випускається по осі останнього ряду випускних отворів¶

```
.....Ltclb:=L1.Range("E26")¶
```

```
.....Atzlb:=L1.Range("E19")¶
```

```
.....Htclb:=Hct-Ltclb*(Tan(Atzlb/57.2958))¶
```

'3.3. Максимальна висота фігури випуску на верхньому підповерсі¶

```
.....Dtotv:=L1.Range("E15")¶
```

```
.....htmax:=((D-Htclb)/2)*Tan(Q/57.2958)¶
```

'Висота рудного шару розташованого за зоною впливу випускних отворів'
уловлюючого горизонту з урахуванням можливості усічення полудіаметра
фігури випуску який визначається відношенням між кутом падіння лежачого
боку покладу у межах уловлюючого підповерху та кутом випуску руди¶

¶

```
.....If Atzlb<=Q·Then Htclb:=Htclb-(D/2)*Tan(Atzlb/57.2958)¶
```

.....If $H_{ttclb} < 0$ Then $H_{ttclb} = 0$ ¶

·Показник сипучості¶

.....Pt = $(D * D) / (4 * (D - D_{totv}) * \tan(Q / 57.2958))$ ¶

¶

'Висота перетину кругових кривих по довжині блоку¶

.....ltk = L1.Range("E24")¶

.....If ltk < D Then hx = $H_{max} * (1 - (((ltk - D) / D)^2))$ ¶

.....If ltk >= D Then hx = $((ltk - D_{totv}) / 2) * \tan(Q / 57.2958)$ ¶

'3.7. hxo=""; hxo¶

.....ltp = L1.Range("E25")¶

.....If ltp < D Then hxo = $H_{max} * (1 - (((ltp - D) / D)^2))$ ¶

.....If ltp >= D Then hxo = $((ltp - D_{totv}) / 2) * \tan(Q / 57.2958)$ ¶

'Вилучення чистої руди з трикутника лежачого боку на підставі вилучення з дучок ця умова враховує випадок коли випуск руди йде через один ряд дучок із доставочного штреку¶

.....If ltk = ltp Then¶

.....Utbro = $((ltk * ltk) * (H_{ct} - h_x) + (3.14159 / 3) * (h_x * h_x) * Pt) / ((ltk * ltk) * H_{ct})$ ¶

.....ElseIf ltk > ltp And ltp < 0 Then¶

.....Utbro = $((ltk * ltp) * (H_{ct} - h_x) + (3.14159 / 6) * Pt * ((h_x * h_x) + (h_{xo} * h_{xo})) + (3.14159 / 8) * ltp * ltp * (h_x - h_{xo})) / (ltk * ltp * H_{ct})$ ¶

.....ElseIf ltk < ltp Then¶

.....Utbro = $((ltk * ltp) * (H_{ct} - h_{xo}) + (3.14159 / 6) * Pt * ((h_x * h_x) + (h_{xo} * h_{xo})) + (3.14159 / 8) * (ltk * ltk) * (h_{xo} - h_x)) / (ltk * ltp * H_{ct})$ ¶

.....End If¶

'Вилучення чистої руди з трикутника лежачого боку на підставі вилучення з дучок ця умова враховує випадок коли випуск руди йде через один ряд дучок із доставочного штреку¶

.....Urb = $Utbro * ((H_{clb} + H_{ttclb}) / (2 * H_c))$ ¶

-----¶

Модуль 6. Визначення показників вилучення руди по виїмковій одиниці (з урахуванням руди, яка прогнозується до виймання з підготовчих і нарізних виробок, компенсаційної камери при виконанні буропідричних робіт і руди, яка вилучається з дна блока при формуванні випускних виробок)

'Вилучення руди без врахування чистої руди, видобутої з підготовчих і нарізних виробок

$$\dots\dots Ch = Ubro \cdot (Hcpb / Hc) \cdot (m \cdot Hc - ((Hclb \cdot Hclb) / (2 \cdot \tan(Azlb / 57.2958))))$$

$$\dots\dots Cho = Urlb \cdot ((Hclb \cdot Hclb - Httclb \cdot Httclb) / (2 \cdot \tan(Azlb / 57.2958)))$$

$$\dots\dots Zn = (m \cdot Hc) - ((Httclb \cdot Httclb) / (2 \cdot \tan(Azlb / 57.2958)))$$

$$\dots\dots Uro = (Ch + Cho) / Zn$$

'4.2. Коефіцієнт N

$$\dots\dots Yrv = Yrm / Kpn$$

$$\dots\dots Nr = 0.5 \cdot (Yrv / Ypor)$$

'Коефіцієнт видимого вилучення руди і зони впливу всіх випускних виробок при випуску до моменту досягнення величини вмісту металу в останній дозі випуску

$$\dots\dots Ku\% = L1.Range("E33")$$

$$\dots\dots Cpb = L1.Range("E30")$$

$$\dots\dots Cvb = L1.Range("E31")$$

$$\dots\dots Clb = L1.Range("E32")$$

$$\dots\dots If \cdot Cvb < 30 \cdot Then \cdot Cvb = 30$$

$$\dots\dots If \cdot Clb < 30 \cdot Then \cdot Clb = 30$$

$$\dots\dots If \cdot Ku\% = 1 \cdot Then \cdot Cz = Cpb - 0.5 \cdot (Cpb - Cvb)$$

$$\dots\dots If \cdot Ku\% = 2 \cdot Then \cdot Cz = Cpb - 0.5 \cdot (Cpb - Cvb)$$

$$\dots\dots If \cdot Ku\% = 3 \cdot Then \cdot Cz = Cpb - 0.5 \cdot (Cpb - Clb)$$

$$\dots\dots If \cdot Ku\% = 4 \cdot Then \cdot Cz = Cpb - 0.5 \cdot (Cpb - Clb)$$

$$\dots\dots If \cdot Ku\% = 5 \cdot Then \cdot Cz = Cpb - 0.5 \cdot (Cpb - 0.5 \cdot (Clb + Cvb))$$

$$\dots\dots If \cdot Ku\% = 6 \cdot Then \cdot Cz = Cpb - 0.5 \cdot (Cpb - Cvb)$$

$$\dots\dots If \cdot Ku\% = 7 \cdot Then \cdot Cz = Cpb - 0.5 \cdot (Cpb - Cvb)$$

$$\dots\dots If \cdot Ku\% = 8 \cdot Then \cdot Cz = Cpb - 0.5 \cdot (Cpb - Cvb)$$

Модуль 6. Визначення показників вилучення руди по виїмковій одиниці (з урахуванням руди, яка прогнозується до виймання з підготовчих і нарізних виробок, компенсаційної камери при виконанні буропідричних робіт і руди, яка вилучається з днища блока при формуванні випускних виробок)

'Вилучення руди без врахування чистої руди, видобутої з підготовчих і нарізних виробок

$$\dots\dots Ch = Ubro \cdot (Hcpb / Hc) \cdot (m \cdot Hc - ((Hclb \cdot Hclb) / (2 \cdot \tan(Azlb / 57.2958))))$$

$$\dots\dots Cho = Urlb \cdot ((Hclb \cdot Hclb - Httclb \cdot Httclb) / (2 \cdot \tan(Azlb / 57.2958)))$$

$$\dots\dots Zn = (m \cdot Hc) - ((Httclb \cdot Httclb) / (2 \cdot \tan(Azlb / 57.2958)))$$

$$\dots\dots Uro = (Ch + Cho) / Zn$$

'4.2. Коефіцієнт N

$$\dots\dots Yrv = Yrm / Kpn$$

$$\dots\dots Nr = 0.5 \cdot (Yrv / Ypor)$$

'Коефіцієнт видимого вилучення руди і зони впливу всіх випускних виробок при випуску до моменту досягнення величини вмісту металу в останній дозі випуску

$$\dots\dots Ku\% = L1.Range("E33")$$

$$\dots\dots Cpb = L1.Range("E30")$$

$$\dots\dots Cvb = L1.Range("E31")$$

$$\dots\dots Clb = L1.Range("E32")$$

$$\dots\dots If \cdot Cvb < 30 \cdot Then \cdot Cvb = 30$$

$$\dots\dots If \cdot Clb < 30 \cdot Then \cdot Clb = 30$$

$$\dots\dots If \cdot Ku\% = 1 \cdot Then \cdot Cz = Cpb - 0.5 \cdot (Cpb - Cvb)$$

$$\dots\dots If \cdot Ku\% = 2 \cdot Then \cdot Cz = Cpb - 0.5 \cdot (Cpb - Cvb)$$

$$\dots\dots If \cdot Ku\% = 3 \cdot Then \cdot Cz = Cpb - 0.5 \cdot (Cpb - Clb)$$

$$\dots\dots If \cdot Ku\% = 4 \cdot Then \cdot Cz = Cpb - 0.5 \cdot (Cpb - Clb)$$

$$\dots\dots If \cdot Ku\% = 5 \cdot Then \cdot Cz = Cpb - 0.5 \cdot (Cpb - 0.5 \cdot (Clb + Cvb))$$

$$\dots\dots If \cdot Ku\% = 6 \cdot Then \cdot Cz = Cpb - 0.5 \cdot (Cpb - Cvb)$$

$$\dots\dots If \cdot Ku\% = 7 \cdot Then \cdot Cz = Cpb - 0.5 \cdot (Cpb - Cvb)$$

$$\dots\dots If \cdot Ku\% = 8 \cdot Then \cdot Cz = Cpb - 0.5 \cdot (Cpb - Cvb)$$

$$\dots\dots\text{If}\cdot\text{Ku}\%:=9\cdot\text{Then}\cdot\text{Cz}:=\text{Cpb}\cdot-0.5\cdot(\text{Cpb}\cdot-\text{Cvb})\P$$

$$\dots\dots\text{If}\cdot\text{Ku}\%:=10\cdot\text{Then}\cdot\text{Cz}:=\text{Cpb}\cdot-0.5\cdot(\text{Cpb}\cdot-\text{Clb})\P$$

$$\dots\dots\text{If}\cdot\text{Ku}\%:=11\cdot\text{Then}\cdot\text{Cz}:=\text{Cpb}\cdot-0.5\cdot(\text{Cpb}\cdot-\text{Cvb})\P$$

$$\dots\dots\text{If}\cdot\text{Ku}\%:=12\cdot\text{Then}\cdot\text{Cz}:=0.91\cdot\text{Cpb}\P$$

$$\dots\dots\text{If}\cdot\text{Ku}\%:=1\cdot\text{Then}\cdot\text{Cz}:=0.25\cdot(\text{Cpb}\cdot+3\cdot\text{Cvb})\P$$

$$\dots\dots\text{If}\cdot\text{Ku}\%:=2\cdot\text{Then}\cdot\text{Cz}:=0.33\cdot(2\cdot\text{Cpb}\cdot+\text{Cvb})\P$$

$$\dots\dots\text{If}\cdot\text{Ku}\%:=3\cdot\text{Then}\cdot\text{Cz}:=0.5\cdot(\text{Cpb}\cdot+\text{Clb})\P$$

$$\dots\dots\text{If}\cdot\text{Ku}\%:=4\cdot\text{Then}\cdot\text{Cz}:=0.33\cdot(\text{Cpb}\cdot+2\cdot\text{Clb})\P$$

$$\dots\dots\text{If}\cdot\text{Ku}\%:=5\cdot\text{Then}\cdot\text{Cz}:=0.25\cdot(2\cdot\text{Cpb}\cdot+\text{Cvb}\cdot+\text{Clb})\P$$

$$\dots\dots\text{If}\cdot\text{Ku}\%:=6\cdot\text{Then}\cdot\text{Cz}:=0.33\cdot(2\cdot\text{Cpb}\cdot+\text{Cvb})\P$$

$$\dots\dots\text{If}\cdot\text{Ku}\%:=7\cdot\text{Then}\cdot\text{Cz}:=0.33\cdot(\text{Cpb}\cdot+2\cdot\text{Cvb})\P$$

$$\dots\dots\text{If}\cdot\text{Ku}\%:=8\cdot\text{Then}\cdot\text{Cz}:=\text{Cvb}\P$$

$$\dots\dots\text{If}\cdot\text{Ku}\%:=9\cdot\text{Then}\cdot\text{Cz}:=\text{Cvb}\P$$

$$\dots\dots\text{If}\cdot\text{Ku}\%:=10\cdot\text{Then}\cdot\text{Cz}:=0.5\cdot(\text{Cvb}\cdot+\text{Clb})\P$$

$$\dots\dots\text{If}\cdot\text{Ku}\%:=11\cdot\text{Then}\cdot\text{Cz}:=0.33\cdot(2\cdot\text{Cpb}\cdot+\text{Cvb})\P$$

$$\dots\dots\text{If}\cdot\text{Ku}\%:=12\cdot\text{Then}\cdot\text{Cz}:=0.93\cdot\text{Cpb}\P$$

$$\dots\dots\text{Cdoz}:=\text{L1.Range}(\text{"E29"})\cdot\text{'Вміст металу в останній дозі випуску, \%.'}\P$$

$$\dots\dots\text{A1}:=0.214\cdot(((\text{Nr}\cdot+1)\cdot\text{Nr})^{\cdot2})\P$$

$$\dots\dots\text{A2}:=\text{(1}\cdot-\text{Uro)}\P$$

$$\dots\dots\text{A3}:=((\text{Cv}\cdot-\text{Cdoz})\cdot/(\text{Cv}\cdot-\text{Cz}))^{\cdot(1\cdot/\text{Nr})}\P$$

$$\dots\dots\text{'Коефіцієнт видимого вилучення руди}\P$$

$$\dots\dots\text{Y0blo}:=\text{Uro}\cdot+\text{A1}\cdot\text{A2}\cdot\text{A3}\P$$

'Середній вміст металу в випущеній руді без урахування руди добутою у чистому виді із різних елементів панелі\P

$$\dots\dots\text{Csvr}:=\text{(Cv}\cdot\cdot\text{Uro}\cdot+((\text{Cv}\cdot\cdot\text{Nr}\cdot+\text{Cdoz})\cdot/(\text{Nr}\cdot+1))\cdot\cdot(\text{Y0blo}\cdot-\text{Uro}))\cdot/\text{Y0blo}\P$$

$$\dots\dots\P$$

$$\dots\dots\text{K1}:=\text{Cv}\cdot\cdot\text{Uro}\P$$

$$\dots\dots\text{K2}:=\text{(Cv}\cdot\cdot\text{Nr}\cdot+\text{Cdoz})\cdot/(\text{Nr}\cdot+1)\P$$

$$\dots\dots\text{K3}:=\text{Y0blo}\cdot-\text{Uro}\P$$

$$\dots\dots\text{K4}:=\text{Y0blo}\P$$

$$\dots\dots\text{Csvr}:=\text{(K1}\cdot+\text{K2}\cdot\cdot\text{K3})\cdot/\text{K4}\P$$

'Питомий об'єм чистої руди видобутої з підготовчо-нарізних виробіток щелин компенсаційних камер випускних виробок\P

$$\P$$

$$\dots\dots\text{Okomp}:=\text{L1.Range}(\text{"E34"})\P$$

$$\dots\dots\text{Ovyr}:=\text{L1.Range}(\text{"E35"})\P$$

$$\dots \cdot \underline{U_{komp}} = \underline{Q_{komp}} / \underline{Q_v} \quad \parallel$$

$$\dots \cdot \underline{U_{vk}} = (\underline{Q_{vyr}} + \underline{Q_{komp}}) / \underline{Q_v} \quad \parallel$$

'Вилучення чистої руди' $\parallel$

$$\dots \cdot \underline{U_r} = (1 - \underline{U_{vk}}) \cdot \underline{U_{ro}} + \underline{U_{vk}} \quad \parallel$$

..... $\parallel$

'Загальне вилучення рудиз урахуванням руди, видобутої з підготовчо-нарізних робіт' $\parallel$

$$\dots \cdot \underline{K_{vit}} = (1 - \underline{U_{vk}}) \cdot \underline{Y_{0blo}} + \underline{U_{vk}} \quad \parallel$$

'4.8. Вміст металу добутий руді' $\parallel$

$$\dots \cdot \underline{A_1} = \underline{C_v} \cdot \underline{U_r} \quad \parallel$$

$$\dots \cdot \underline{A_2} = (\underline{C_v} \cdot \underline{N_r} + \underline{C_{doz}}) / (\underline{N_r} + 1) \quad \parallel$$

$$\dots \cdot \underline{A_3} = (\underline{K_{vit}} - \underline{U_r}) \quad \parallel$$

$$\dots \cdot \underline{C_d} = ((\underline{A_1} + \underline{A_2} \cdot \underline{A_3}) / \underline{K_{vit}}) \quad \parallel$$

'4.9. Втрати якості' $\parallel$

$$\dots \cdot \underline{d_{Cv}} = \underline{C_v} - \underline{C_d} \quad \parallel$$

'Коефіцієнт засмічення видобутої рудної маси' $\parallel$

$$\dots \cdot \underline{K_z} = \underline{d_{Cv}} / (\underline{C_v} - \underline{C_z}) \quad \parallel$$

'Коефіцієнт втрат руди' $\parallel$

$$\dots \cdot \underline{K_{po}} = 1 - \underline{K_{vit}} \cdot (1 - \underline{K_z}) \quad \parallel$$

'Коефіцієнт втрат руди виймального запасу' $\parallel$

$$\dots \cdot \underline{S_1} = (1 - \underline{K_{po}}) \cdot (\underline{H_{ttclb}} \cdot \underline{H_{ttclb}}) \quad \parallel$$

$$\dots \cdot \underline{S_2} = 2 \cdot m \cdot \underline{H_c} \cdot \underline{\tan(Atzlb / 57.2958)} \cdot \underline{K_{pn}} \quad \parallel$$

$$\dots \cdot \underline{K_p} = \underline{K_{po}} + (\underline{S_1} / \underline{S_2}) \quad \parallel$$

'Вага втраченої руди виймального запасу' $\parallel$

$$\dots \cdot \underline{Q_{pv}} = \underline{Q_v} \cdot \underline{K_p} \quad \parallel$$

'Вага втраченого металу' $\parallel$

$$\dots \cdot \underline{P_{pv}} = 0.01 \cdot \underline{Q_{pv}} \cdot \underline{C_v} \quad \parallel$$

'Коефіцієнт видимого вилучення' $\parallel$

$$\dots \cdot \underline{K_{vi}} = (1 - \underline{K_p}) / (1 - \underline{K_z}) \quad \parallel$$

'4.16. Видобуто рудної маси' $\parallel$

$$\dots Q_d = Q_v \cdot K_{vi}$$

'Видобуто руди без вторинного засмічення

$$\dots Q_{dch} = U_r \cdot Q_d$$

'Віт металу у видобутій чистій руді

$$\dots C_{dch} = C_v$$

'Вага металу в рудній масі видобутий в чистому виді

$$\dots P_{ch} = 0.01 \cdot Q_{dch} \cdot C_{dch}$$

'Вага засмічуючих порід у видобутій рудній масі

$$\dots Q_{zpd} = K_z \cdot Q_d$$

'Видобуто засміченої руди

$$\dots Q_{dz} = Q_d - Q_{dch}$$

'Вміст засміченої руди у видобутій рудній масі

$$\dots U_z = Q_{dz} / Q_d$$

'Середній вміст металу в рудній масі з вторинним засміченням

$$\dots C_{dz} = (Q_d \cdot C_d - Q_{dch} \cdot C_{dch}) / Q_{dz}$$

'

'Вага металу в засміченій рудній масі

$$\dots P_z = 0.01 \cdot Q_{dz} \cdot C_{dz}$$

'Видобуто металу

$$\dots P_d = 0.01 \cdot Q_d \cdot C_d$$

'Загальні втрати руди виймального запасу

$$\dots P_{pmv} = P_v - P_d$$

'Вміст металу у втраченій руді виймального запасу

$$\dots C_{pmv} = C_v$$

'Конфіцієнт вилучення металу виймального запасу

$$\dots K_{im} = (Q_d \cdot C_d) / (Q_b \cdot C_b)$$

'4.29. 'Розубоження

$$\dots R = (C_v - C_d) / C_v$$

```

....Row:=4:Col:=5
....
....L2.Cells(Row,Col):=Qb
....L2.Cells(Row+1,Col):=Cb
....L2.Cells(Row+2,Col):=Pb
....L2.Cells(Row+3,Col):=Qpp
....L2.Cells(Row+4,Col):=Cpp
....L2.Cells(Row+5,Col):=Ppp
....L2.Cells(Row+6,Col):=Kpp*100
....L2.Cells(Row+7,Col):=Qpz
....L2.Cells(Row+8,Col):=Cpz:засорення
....L2.Cells(Row+9,Col):=Ppz
....L2.Cells(Row+10,Col):=Kzp*100
....L2.Cells(Row+11,Col):=Qv
....L2.Cells(Row+12,Col):=Cv
....L2.Cells(Row+13,Col):=Pv
....L2.Cells(Row+14,Col):=Kp*100
....L2.Cells(Row+15,Col):=Qpv
....L2.Cells(Row+16,Col):=Cpmv
....L2.Cells(Row+17,Col):=Ppv
....L2.Cells(Row+18,Col):=Kz*100
....L2.Cells(Row+19,Col):=Qzpd
....L2.Cells(Row+20,Col):=Cz
....L2.Cells(Row+21,Col):=Pz
....L2.Cells(Row+22,Col):=Kvi
....L2.Cells(Row+23,Col):=Qd
....L2.Cells(Row+24,Col):=Cd
....L2.Cells(Row+25,Col):=Pd
....L2.Cells(Row+26,Col):=Uro*100
....L2.Cells(Row+27,Col):=Ur*100
....L2.Cells(Row+28,Col):=Qdch
....L2.Cells(Row+29,Col):=Cdch
....L2.Cells(Row+30,Col):=Pch
....L2.Cells(Row+31,Col):=Uz*100
....L2.Cells(Row+32,Col):=Qdz
....L2.Cells(Row+33,Col):=Cdz
....L2.Cells(Row+34,Col):=Pz
....L2.Cells(Row+35,Col):=Kim
....L2.Cells(Row+36,Col):=dCv
....L2.Cells(Row+37,Col):=R*100
....L2.Cells(Row+38,Col):=Ppmv

```

.....L2.Cells(Row+.39,Col)=Ukomp*.100

Модуль 8. Формування зведеної звітної форми вихідних даних і результатів моделювання процесу випуску руди з очисного простору добувного блока для її роздрукування

L3R=.5:L3C=.6
.....L3.Cells(L3R,L3C)=Ob
.....L3.Cells(L3R+.1,L3C)=Cb
.....L3.Cells(L3R+.2,L3C)=Pb
.....L3.Cells(L3R+.3,L3C)=Qpp
.....L3.Cells(L3R+.4,L3C)=Cpp
.....L3.Cells(L3R+.5,L3C)=Ppp
.....L3.Cells(L3R+.6,L3C)=Kpp
.....L3.Cells(L3R+.7,L3C)=Qpz
.....L3.Cells(L3R+.8,L3C)=Cpz
.....L3.Cells(L3R+.9,L3C)=Ppz
.....L3.Cells(L3R+.10,L3C)=Kzp
.....L3.Cells(L3R+.11,L3C)=Qv
.....L3.Cells(L3R+.12,L3C)=Cv
.....L3.Cells(L3R+.13,L3C)=Prv
.....L3.Cells(L3R+.14,L3C)=m
.....L3.Cells(L3R+.15,L3C)=a
.....L3.Cells(L3R+.16,L3C)=Kontakt%
.....L3.Cells(L3R+.17,L3C)=Aekv
.....L3.Cells(L3R+.18,L3C)=I
.....L3.Cells(L3R+.19,L3C)=Ypor
.....L3.Cells(L3R+.20,L3C)=Gh
.....L3.Cells(L3R+.21,L3C)=Kusok%
.....L3.Cells(L3R+.22,L3C)=Kpn
.....L3.Cells(L3R+.23,L3C)=f
.....L3.Cells(L3R+.24,L3C)=Kpg
.....L3.Cells(L3R+.25,L3C)=E
.....L3.Cells(L3R+.26,L3C)=AlfaFi
.....L3.Cells(L3R+.27,L3C)=T
.....L3.Cells(L3R+.28,L3C)=Alfa
.....L3.Cells(L3R+.29,L3C)=Q
.....L3.Cells(L3R+.30,L3C)=Yrm
.....L3.Cells(L3R+.31,L3C)=D
.....L3.Cells(L3R+.32,L3C)=Dotv
.....L3.Cells(L3R+.33,L3C)=Hmax
.....L3.Cells(L3R+.34,L3C)=P
.....L3.Cells(L3R+.35,L3C)=Hc

.....L3.Cells(L3R+.36,L3C)=lclb¶
L3.Cells(L3R+.37,L3C)=Azlb¶
L3.Cells(L3R+.38,L3C)=Hclb¶
L3.Cells(L3R+.39,L3C)=h1¶
L3.Cells(L3R+.40,L3C)=Azvb¶
L3.Cells(L3R+.41,L3C)=Nv¶
L3.Cells(L3R+.42,L3C)=lyb¶
L3.Cells(L3R+.43,L3C)=Hcpb¶
L3.Cells(L3R+.44,L3C)=lk¶
L3.Cells(L3R+.45,L3C)=hx¶
L3.Cells(L3R+.46,L3C)=lp¶
L3.Cells(L3R+.47,L3C)=hxo¶
L3.Cells(L3R+.48,L3C)=Ubro¶
L3.Cells(L3R+.49,L3C)=Ho¶
L3.Cells(L3R+.50,L3C)=Hct¶
L3.Cells(L3R+.51,L3C)=Ltclb¶
L3.Cells(L3R+.52,L3C)=Atzlb¶
L3.Cells(L3R+.53,L3C)=Htclb¶
L3.Cells(L3R+.54,L3C)=Dtotv¶
L3.Cells(L3R+.55,L3C)=htmax¶
L3.Cells(L3R+.56,L3C)=Httclb¶
L3.Cells(L3R+.57,L3C)=Pt¶
L3.Cells(L3R+.58,L3C)=ltk¶
L3.Cells(L3R+.59,L3C)=hx¶
L3.Cells(L3R+.60,L3C)=ltp¶
L3.Cells(L3R+.61,L3C)=hxo¶
L3.Cells(L3R+.62,L3C)=Utbro¶
L3.Cells(L3R+.63,L3C)=Urb¶
L3.Cells(L3R+.64,L3C)=Uro¶
L3.Cells(L3R+.65,L3C)=Nr¶
L3.Cells(L3R+.66,L3C)=Ku%¶
L3.Cells(L3R+.67,L3C)=Cpb¶
L3.Cells(L3R+.68,L3C)=Cvb¶
L3.Cells(L3R+.69,L3C)=Clb¶
L3.Cells(L3R+.70,L3C)=Cz¶
L3.Cells(L3R+.71,L3C)=Cdoz¶
L3.Cells(L3R+.72,L3C)=Y0blo¶
L3.Cells(L3R+.73,L3C)=Csvr¶
L3.Cells(L3R+.74,L3C)=Qkomp¶
L3.Cells(L3R+.75,L3C)=Qvyr¶
L3.Cells(L3R+.76,L3C)=Ukomp·*·100¶
L3.Cells(L3R+.77,L3C)=Uvk¶
L3.Cells(L3R+.78,L3C)=Ur¶
L3.Cells(L3R+.79,L3C)=Kvit¶
L3.Cells(L3R+.80,L3C)=Cd¶

.....L3.Cells(L3R+.81,L3C)=dCv¶
L3.Cells(L3R+.82,L3C)=Kz¶
L3.Cells(L3R+.83,L3C)=Kpo¶
L3.Cells(L3R+.84,L3C)=Kp¶
L3.Cells(L3R+.85,L3C)=Qpv¶
L3.Cells(L3R+.86,L3C)=Ppv¶
L3.Cells(L3R+.87,L3C)=Kvi¶
L3.Cells(L3R+.88,L3C)=Qd¶
L3.Cells(L3R+.89,L3C)=Qdch¶
L3.Cells(L3R+.90,L3C)=Cdch¶
L3.Cells(L3R+.91,L3C)=Pch¶
L3.Cells(L3R+.92,L3C)=Qzpd¶
L3.Cells(L3R+.93,L3C)=Qdz¶
L3.Cells(L3R+.94,L3C)=Uz*.100¶
L3.Cells(L3R+.95,L3C)=Cdz¶
L3.Cells(L3R+.96,L3C)=Pz¶
L3.Cells(L3R+.97,L3C)=Pd¶
L3.Cells(L3R+.98,L3C)=Ppmv¶
L3.Cells(L3R+.99,L3C)=Cpmv¶
L3.Cells(L3R+.100,L3C)=Kim¶
L3.Cells(L3R+.101,L3C)=R*.100¶
End·Sub¶

-----¶

2.8 Описання інтерфейсу інформаційної системи

Реалізація системи моделювання процесу випуску руди з добувних блоків при підземній розробці залізорудних родовищ полягає у наступному.

При завантаженні програмного забезпечення системи моделювання у пам'ять комп'ютера на екрані з'являється форма, наведена на рисунку 2.12.

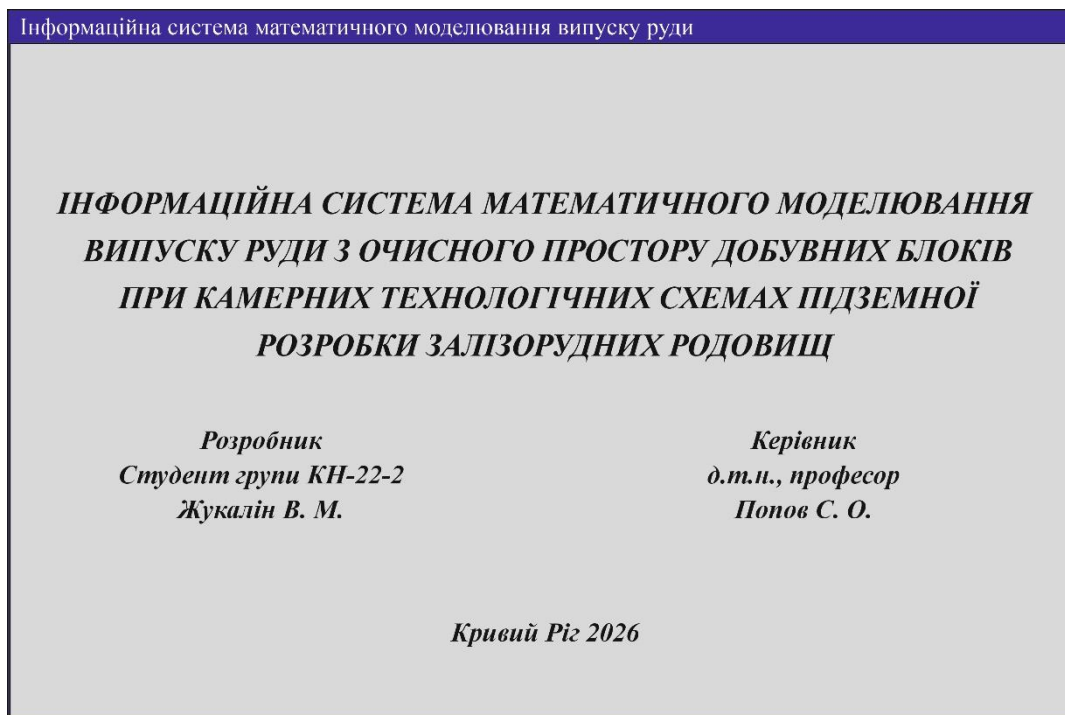


Рисунок 2.12 – Інформаційна панель системи математичного моделювання

При натисненні після цього на будь яку клавішу клавіатури в середовищі табличного процесора завантажуються всі модулі системи програмування.

Далі на екрані дисплею з'являється таблична форма для введення паролю доступу до програмного забезпечення інформаційної системи, рисунок 2.13.

Пароль входу в систему
вибору проєктних рішень

ruda1725c

Рисунок 2.13 – Форма введення паролю доступу

Далі на екрані дисплею виводиться форма введення вихідних даних, рисунок 2.14.

Введення вихідних даних для розрахунку

Блок № 123-127 гор.1115 м					Блок 123-127 гор.1115 м				
№	Найменування параметра	Ед.вим.	Обоз.	Знач.	№	Найменування параметров	Ед.вим.	Обоз.	Знач.
1	Балансовий запас руди	тис.т	<i>B</i>	90,00	1	Балансовий запас руди	тис.т	<i>B</i>	90,000
2	Розмір вильової сітки нахрест потягання покладу	м	<i>m</i>	20,00	2	Вміст заліза у балансовому запасі	тис.т	<i>C_z</i>	62,000
3	Розмір вильової сітки по простяганню покладу	м	<i>a</i>	25,00	3	Вага Fe у руді балансового запасу	тис.т	<i>P_z</i>	55,800
4	Умови контакту з бурш. породами (0; 1; 2; 3; 4; 5; 6; 7)	ед.	<i>K_{кон}</i>	2,00	4	Вага руди первинних втрат	тис.т	<i>P_в</i>	0,000
5	Ізотекстивність випуску руди	г/м³/с/д	<i>I</i>	1,50	5	Зміст Fe у руді первинних втрат	%	<i>C_в</i>	0,000
6	Коефіцієнт розпушення руди у нахрестному стані	доп.ед.	<i>K_н</i>	1,40	6	Вага втраченого Fe в руді первинних втрат	тис.т	<i>P_{вн}</i>	0,000
7	Об'єм вага руди в масі	т/м³	<i>z_в</i>	3,80	7	Коефіцієнт первинних втрат	%	<i>K_в</i>	0,000
8	Об'єм вага вильової сітки у розпушеному стані	т/м³	<i>z_н</i>	2,20	8	Вага порід первинного засмічення	тис.т	<i>Z_в</i>	0,000
9	Коефіцієнт змивності руди (збива-1; збива-2; збива-3)	ед.	<i>K_{зв}</i>	2,00	9	Вміст Fe в породах первинного засмічення	%	<i>C_{зв}</i>	0,000
10	Коефіцієнт змивності руди <i>f</i>	ед.	<i>f</i>	6,00	10	Вага Fe, що надійшов зі співочим засміченням	тис.т	<i>P_{зв}</i>	0,000
11	Діаметр випускового отвору на основному горизонті	м	<i>d_{ос}</i>	1,50	11	Коефіцієнт первинного засмічення	%	<i>K_{зв}</i>	0,000
12	Діаметр випускового отвору на горизонті, що уздовж	м	<i>d_д</i>	1,50	12	Вильовий запас руди	тис.т	<i>B</i>	90,000
13	Висота шару обваленої руди, що випускається	м	<i>H_с</i>	28,00	13	Зміст Fe у вильовому запасі	%	<i>C_з</i>	62,000
14	Довжина копирки порожньої породи, що підробляється в зб	м	<i>l_{от}</i>	5,00	14	Вага Fe у руді вильового запасу	тис.т	<i>Z_з</i>	55,800
15	Кут падіння зб опущ. простір на рівні основного гір.	град.	<i>a_{от}</i>	55,00	15	Коефіцієнт вторинних втрат	%	<i>K_з</i>	15,348
16	Кут падіння зб опущ. простір на рівні вильов. гір	град.	<i>a_{от}</i>	55,00	16	Вага втраченого вильового запасу	тис.т	<i>Q_з</i>	13,813
17	Середній кут падіння вильового боку	град.	<i>a_{от}</i>	55,00	17	Вміст Fe у руді вторинних втрат	%	<i>C_{зв}</i>	62,000
18	Висота рудного пілля у зб	м	<i>h_т</i>	5,00	18	Вага втраченого металу	тис.т	<i>P_{зв}</i>	8,564
19	Відстань між випускними отворами нахрест простяг. на осн. гір.	м	<i>l_с</i>	5,00	19	Коефіцієнт вторинного засмічення	тис.т	<i>K_з</i>	11,832
20	Відстань між вип. отворами по простяганню на основному гір.	м	<i>l_с</i>	5,00	20	Вага порід вторинного засмічення	тис.т	<i>Q_з</i>	10,224
21	Відстань між вип. отворами по простяганню на улов. гір.	м	<i>l_с</i>	5,00	21	Зміст Fe в породах вторинного засмічення	%	<i>C_з</i>	38,500
22	Відстань між вип. отворами по простяганню на улов. гір.	м	<i>l_с</i>	5,00	22	Вага Fe, що надійшов разом із засмічувочними породами	тис.т	<i>P_з</i>	13,266
23	Довжина копирки руд. породи. падіння у зб на уздовж гір	м	<i>l_{от}</i>	5,00	23	Коефіцієнт вильового вилучення	доп.ед.	<i>K_з</i>	0,960
24	Довжина копирки руд. породи. падіння у зб на уздовж гір	м	<i>l_{от}</i>	5,00	24	Видобута рудна маса	тис.т	<i>L</i>	86,411
25	Вміст Fe у балансовому запасі	%	<i>C_з</i>	62,00	25	Середній вміст Fe у видобутій рудній масі	%	<i>C_з</i>	59,219
26	Вміст Fe у балансовому запасі	%	<i>C_з</i>	62,00	26	Вага видобутого металу	тис.т	<i>P_з</i>	51,172
27	Вміст Fe у балансовому запасі	%	<i>C_з</i>	62,00	27	Вміст. чистої руди у вип. руд. масі без урахування ПНР	%	<i>K_{зв}</i>	42,778
28	Вміст Fe у балансовому запасі	%	<i>C_з</i>	62,00	28	Вміст. чистої руди на доб. рудної масі з урахуванням ПНР	%	<i>K_з</i>	70,753
29	Вміст Fe у балансовому запасі	%	<i>C_з</i>	62,00	29	Вага чистої руди у видобутій рудній масі	тис.т	<i>Q_з</i>	61,138
30	Вміст Fe у балансовому запасі	%	<i>C_з</i>	62,00	30	Вміст Fe у чистій руді	%	<i>C_з</i>	62,000
31	Вміст Fe у балансовому запасі	%	<i>C_з</i>	62,00	31	Вага Fe у видобутій рудній масі у чистому вигляді	тис.т	<i>P_з</i>	37,906
32	Вміст Fe у балансовому запасі	%	<i>C_з</i>	62,00	32	Зміст засміченої руди у видобутій рудній масі	%	<i>K_з</i>	29,247
33	Вміст Fe у балансовому запасі	%	<i>C_з</i>	62,00	33	Вага засміченої руди у видобутій рудній масі	тис.т	<i>Q_з</i>	25,272
34	Вміст Fe у балансовому запасі	%	<i>C_з</i>	62,00	34	Зміст Fe у засміченій руді	%	<i>C_з</i>	52,493
35	Вміст Fe у балансовому запасі	%	<i>C_з</i>	62,00	35	Вага Fe у засміченій руді	тис.т	<i>P_з</i>	13,266
36	Вміст Fe у балансовому запасі	%	<i>C_з</i>	62,00	36	Коефіцієнт вилучення металу з надр	доп.ед.	<i>K_з</i>	0,917
37	Вміст Fe у балансовому запасі	%	<i>C_з</i>	62,00	37	Втрати якості	%	ΔC	2,781
38	Вміст Fe у балансовому запасі	%	<i>C_з</i>	62,00	38	Розубожування	%	<i>R</i>	4,485
39	Вміст Fe у балансовому запасі	%	<i>C_з</i>	62,00	39	Загальна вага втраченого металу запасу вміски	тис.т	<i>P_{зв}</i>	4,628
40	Вміст Fe у балансовому запасі	%	<i>C_з</i>	62,00	40	Питоми обсяг компенсаційного простору	%	<i>U_с</i>	44,444

Розрахунок

Рисунок 2.14 – Форма вихідних даних для розрахунку

У цю форму необхідно ввести вихідні данні, які описують гірничотехнічні умови розробки запасу руди добувного блока одиниці з введенням ідентифікатору цього блока.

Після введення всіх необхідних вихідних даних необхідно натиснути клавішу «Розрахунок». За цим інформаційна система буде виконувати перевірку введених даних на їх коректність.

Коректність даних визначається за діапазоном їх допустимих величин.

У разі якщо система визначить, що певні дані є некоректними, то на екран дисплею буде виведена панель з відповідним сповіщенням і вказівкою, які самі за їх номерами у таблиці введення даних, були визначені визнані, як некоректні. Панель з таким повідомленням, наведена на рисунок 2.15.

Інформаційна система математичного моделювання випуску руди

Введення вихідних даних для розрахунку

№	Найменування параметра	Ед.изм.	Обоз.	Знач.
1	Балансовий запас руди	тис.т	Б	90,00
2	Розмір виїмкової одиниці нахвост потягання покладу	м	а	20,00
3	Розмір виїмкової одиниці по простяганню покладу	м	а	25,00
4	Умови контакту з обруш. породами (0; 1; 2; 3; 4; 5; 6; 7)			
5	Інтенсивність випуску руди			
6	Коефіцієнт розпушення руди у висхідному стві			
7	Об'ємна вага руди в масі			
8	Об'ємна вага виїмкового порід у розпушеному стві			
9	Коефіцієнт руди (середн. 1; середн. 2; крупн. 3)			
10	Коефіцієнт мішності руди I			
11	Діаметр виїмкового отвору на основному горизонті			
12	Діаметр виїмкових отворів на горизонті, що ухвалює			
13	Висота шару обвалів руди, що випускається			
14	Довжина копира порожньої породи, що відкривається в з'б			
15	Кут падіння з'б ексц. простір на рівні основного гір.			
16	Кут падіння з'б ексц. простір на рівні з'бзд. п'є			
17	Середній кут падіння виїмкового боку			
18	Висота рудного цилінра у з'б			
19	Відстань між виїмковими отворами нахвост простяг. на осн. гір.			
20	Відстань між виїм. отворами по простяганню на основному гір.			
21	Відстань між виїмковими нахвост простягання на ухвал. гір.			
22	Відстань між виїм. отворами по простяганню на ухвал. гір.			
23	Довжина копиру руд. породи, що відкривається в з'б на ухвал. гір			
24	Відстань від основного гір. до гір, що ухвалює			
25	Середній виїст Іх у балансовому запасі			
26	Виїст Іх в останній домі випуску	%	С _{ост}	45,00
27	Виїст Іх у другому верхньому рівні випуску	%	С _{ст}	45,00
28	Виїст Іх у другому нижньому рівні випуску	%	С _{ст}	38,00
29	Виїст Іх у другому нижньому рівні випуску	%	С _{ст}	32,00
30	Категорія умов випуску (1;2;3;4;5;6;7;8;9;10;11;12)	ед.	К _г	3,00
31	Вага руди з відмінної цілісності або комплексної, класи	тис.т	Q _{ост}	40,00
32	Вага руди, виготовленої з парних виробок	тис.т	Q _{ост}	4,00
33	Первинні витрати руди	тис.т	П _в	0,00
34	Первинні засичення	%	З _в	0,00
35	Виїст Іх у руді первинних витрат	%	С _в	0,00
36	Виїст Іх у руді первинних засичення	%	С _в	0,00
37	Вага чистої руди у видобутий рудній масі	тис.т	Q _ч	61,138
38	Виїст Іх у чистої руди	%	С _ч	62,000
39	Вага Іх у видобутий рудній масі у чистому вигляді	тис.т	Р _ч	37,906
40	Виїст Іх у видобутий рудній масі у чистому вигляді	%	З _ч	29,247
41	Вага засиченої руди у видобутий рудній масі	тис.т	Q _з	25,272
42	Виїст Іх у засиченої руди	%	С _з	52,493
43	Вага Іх у засиченої руди	тис.т	Р _з	13,266
44	Коефіцієнт виділення металу з надр	доц.ед.	К _м	0,917
45	Витрати вкості	%	А _с	2,781
46	Розубоювання	%	Р	4,485
47	Загальна вага втраченого металу запасу виїмки	тис.т	Р _в	4,628
48	Питомий обсяг компенсаційного простору	%	U _в	44,444

Результати перевірки даних

Перевірка виявила некоректні дані за діапазонами їх значень.

Номера некоректних даних у таблиці 6, 15, 22.

Виконайте їх корегування і запусить програму на виконання.

Розрахунок

Рисунок 2.15 – Форма з панеллю повідомлення про наявність некоректних величин вхідних параметрів.

Після виконання процедури коригування даних, величини яких були некоректні необхідно натиснути клавішу «Розрахунок» і система почне виконувати оптимізаційний розрахунок параметрів процесу випуску руди і

визначення величин показників ефективності її вилучення з вказівкою тривалості проведення цього такого розрахунку, дивись рисунок 2.16.

Інформаційна система математичного моделювання випуску руди

Введення вихідних даних для розрахунку

№	Найменування параметра	Ед.вим.	Обоз.	Знач.
1	Балансовий запас руди	тис.т	B	90,00
2	Розмір виїмкової одиниці нахвост потягання покладу	м	m	20,00
3	Розмір виїмкової одиниці по простяганню покладу	м	a	25,00
4	Умова контакту з обрив. породами (0; 1; 2; 3; 4; 5; 6; 7)	ед.	K _{кон}	2,00
5	Інтенсивність випуску руди	г/м²/сут.	I	1,50
6	Коефіцієнт розпушення руди у напісному стані	доц.ед.	K _н	1,40
7	Обсяг вага руди в засміч.	г/м²	Ж	3,80
8	Обсяг вага виїмкених порід у розпушеному стані	г/м²	Ж _н	2,20
9	Коефіцієнт руди (дубль-1; сред.-2; круп.-3)	ед.	K _к	2,00
10	Коефіцієнт м'якості руди f	ед.	f	6,00
11	Діаметр виїмкового отвору на основному горизонті	м	d _{ос}	1,50
12	Діаметр виїмкового отвору на горизонті, що узакос.	м	d _н	1,50
13	Висота шпур обваленої руди, що випускається.	м	H	28,00
14	Довжина контури порошкової породи, що підпор.			
15	Кут падіння а/б ошк. простір на рівні основ.			
16	Кут падіння а/б ошк. простір на рівні вказ.			
17	Середній кут падіння вислого боку			
18	Висота рудного цилінра у а/б			
19	Відстань між виїмковими отворами нахвост пр.			
20	Відстань між виїм. отворами по простяганню ва			
21	Відстань між виїмковими нахвост простяган			
22	Відстань між виїм. отворами по простяганню ва			
23	Довжина контури пухл. породи. падіння у а/б			
24	Відстань від основного гір. до гір, що узакос.			
25	Середній виїст Fe у балансовому запасі	%	C _м	45,00
26	Зміст Fe в основній домі випуску	%	C _{ос}	45,00
27	Зміст Fe в лучках верхової риниє відрацюваної виї.	%	C _л	38,00
28	Зміст Fe у породах вислого боку	%	C _в	32,00
29	Зміст Fe у породах лежачого боку	%	C _л	3,00
30	Категорія умов відрацювання (1;2;3;4;5;6;7;8;9;10;11;12)	ед.	K _г	40,00
31	Вага руди з відрацьованої палими або комплексної. камери	тис.т	Q _{ка}	4,00
32	Вага руди, вигинкутої з наріжних виробок	тис.т	Q _{на}	0,00
33	Первинні втрати руди	тис.т	P _в	0,00
34	Первинні засмічення	%	С _м	0,00
35	Вміст Fe у руді первинних втрат	%	C _м	0,00
36	Вміст Fe в породах первинного засмічення	%	C _м	0,00

Блок 123-127 гор.1115 м

№	Найменування параметра	Ед.вим.	Обоз.	Знач.
1	Балансовий запас руди	тис.т	B	90,00
2	Вміст заліза у балансовому запасі	тис.т	C _л	62,000
3	Вага Fe у руді балансового запасу	тис.т	P _л	55,800
4	Вага руди первинних втрат	тис.т	P _в	0,000
5	Зміст Fe у руді первинних втрат	%	C _м	0,000
6	Вага втраченого Fe в руді первинних втрат	тис.т	P _м	0,000
7	Коефіцієнт первинних втрат	%	K _в	0,000
8	Вага порід первинного засмічення	тис.т	Ж _н	0,000
9	Вміст Fe в породах первинного засмічення	%	C _м	0,000
10	Вага Fe, що надійшов зі співочим засміченням	тис.т	P _л	0,000
11	Коефіцієнт первинного засмічення	%	K _м	0,000
12	Виймальний запас руди	тис.т	B	90,000
13	Зміст Fe у виймковому запасі	%	C _л	62,000
14	Вага Fe у руді виймального запасу	тис.т	З _л	55,800
15	Вміст Fe у виймковому запасі	%	C _л	15,348
16	Вміст Fe у виймковому запасі	%	C _л	13,813
17	Вміст Fe у виймковому запасі	%	C _л	62,000
18	Вміст Fe у виймковому запасі	%	C _л	8,564
19	Вміст Fe у виймковому запасі	%	C _л	11,832
20	Вміст Fe у виймковому запасі	%	C _л	10,224
21	Вміст Fe у виймковому запасі	%	C _л	38,500
22	Вміст Fe у виймковому запасі	%	C _л	13,266
23	Вміст Fe у виймковому запасі	%	C _л	0,960
24	Вміст Fe у виймковому запасі	%	C _л	86,411
25	Вміст Fe у виймковому запасі	%	C _л	59,219
26	Вміст Fe у виймковому запасі	%	C _л	51,172
27	Вміст Fe у виймковому запасі	%	C _л	42,778
28	Вміст Fe у виймковому запасі	%	C _л	70,753
29	Вага чистої руди у видобутий рудній масі	тис.т	Q _ч	61,138
30	Вміст Fe у чистої руди	%	C _л	62,000
31	Вага Fe у видобутий рудній масі у чистому вигляді	тис.т	P _ч	37,906
32	Зміст засміченої руди у видобутий рудній масі	%	K _м	29,247
33	Вага засміченої руди у видобутий рудній масі	тис.т	Q _м	25,272
34	Зміст Fe у засміченій руді	%	C _м	52,493
35	Вага Fe у засміченій руді	тис.т	P _м	13,266
36	Коефіцієнт вилучення металу з надр	доц.ед.	K _м	0,917
37	Втрати якості	%	ΔC	2,781
38	Розубоювання	%	R	4,485
39	Загальна вага втраченого металу запасу вийми	тис.т	P _м	4,628
40	Питомий обсяг компенсаційного простору	%	U _с	44,444

Йде процес оптимізаційного розрахунку

62%

Розрахунок

Рисунок 2.16 – Форма з панеллю контролю тривалості виконання оптимізаційного розрахунку

Після виконання розрахунку на екран дисплею виводиться форма з результатами виконання оптимізаційного розрахунку, наведена на рисунках 2.17, 2.18.

В цій формі наводяться розраховані величини геометричних параметрів виїмкової одиниці, за яких забезпечуються оптимальні величини показників вилучення руди у блоці, що проектується.

Крім того в ній наводяться величини показників технологічних втрат запасу руди цього добувного блока, а також величина коефіцієнту засмічення руди маси, величина зниження якості руди у порівнянні з рудою балансового запасу добувного блока. За цим наводяться прогностні величини виймального запасу, втрати металу.

Блок 123-127 гор.1115 м									
№	Найменування параметрів	Ед.вим.	Обсяг	Знач.	Форм.				
1	Балансовий запас руди	тис. т	B	90,000	ИД				
2	Середній вміст Fe у балансовому запасі	%	C_B	62,000	ИД				
3	Вага заліза у руді балансового запасу	тис. т	G_B	55,800	10.1.3				
4	Первинні втрати руди	тис. т	$B_{\text{пр}}$	0,000	ИД				
5	Зміст Fe у руді первинних втрат	%	$C_{\text{пр}}$	0,000	ИД				
6	Вага втраченого металу на різ. первинних втрат	тис. т	$B_{\text{пр}}$	0,000	10.1.2				
7	Коефіцієнт первинних втрат	ед.	$B_{\text{пр}}$	0,000	10.1.3				
8	Первинне засмічення	тис. т	$B_{\text{пр}}$	0,000	ИД				
9	Зміст Fe в породах первинного засмічення	%	$C_{\text{пр}}$	0,000	ИД				
10	Вага Fe, що надійшов з породами засмічення	тис. т	$B_{\text{пр}}$	0,000	10.1.4				
11	Коефіцієнт первинного засмічення	доц.ед.	$B_{\text{пр}}$	0,000	10.1.5				
12	Віймковий запас	тис. т	B	90,000	10.1.6				
13	Середній вміст Fe у віймковому запасі	%	C_B	62,000	10.1.7				
14	Вага Fe у віймковому запасі	тис. т	G_B	55,800	10.1.8				
15	Розмір віймкової однієї хвості простягання	м	π	20,000	ИД				
16	Розмір віймкової однієї по простяганню поклада	м	σ	25,000	ИД				
17	Умовні контакти з обруш. породами (1; 2; 3; 4; 5; 6; 7)	ед.	$K_{\text{кон}}$	2,000	ИД				
18	Еквівалентна ширини блоку панелі	м	$d_{\text{пан}}$	14,286	10.2.1				
19	Інтенсивність випуску руди	(тис.т)/сут.	I	1,500	ИД				
20	Обсяг вади випа.порід у розпущувачі	тис.м³	$Q_{\text{р}}$	2,200	ИД				
21	Величина тиску в межах зони розпущування	МПа	$Q_{\text{р}}$	0,938	10.2.2				
22	Кускуватість руди (діафіна-1; серед.-2; круп.-3)	ед.	$K_{\text{кон}}$	2,000	ИД				
23	Коефіцієнт розпущування руди у напісному стані	доц.ед.	$B_{\text{пр}}$	1,400	ИД				
24	Коефіцієнт фортеї руди f	ед.	f	6,000	ИД				
25	Коеф. розпущування руди в межах еліпсоїда розпущує	доц.ед.	$K_{\text{пр}}$	1,295	10.2.3				
26	Коефіцієнт E	ед.	E	10,000	ИД				
27	Кут обваления вярви випуску	град.	α	55,000	ИД				
28	Опір матеріалу зсуву	тис.т	τ	7,000	ИД				
29	Кут обваления вярви випуску	град.	α	60,793	10.2.4				
30	Кут випуску руди	град.	θ	75,386	10.2.5				
31	Обсяг вади руди в масі	тис.м³	$Q_{\text{р}}$	3,800	ИД				
32	Діаметр фігури розпущування	м	O	9,540	10.2.6				
33	Діаметр випускового отвору на основному горизонті	м	$d_{\text{пр}}$	1,500	ИД				
34	Максимальна висота фігури випуску	м	$d_{\text{пр}}$	15,428	10.2.7				
35	Показник стискості обваленої руди	доц.ед.	P	0,737	10.2.8				
36	Висота шару обваленої руди, що випускається.	м	H	28,000	ИД				
37	Довжина копирки порожньої породи в л/б	м	$d_{\text{пр}}$	5,000	ИД				
38	Кут падіння з/б вниз, простір.	град.	α	55,000	ИД				
39	Висота шару, що випускається	м	$H_{\text{пр}}$	20,859	10.2.9				
40	Висота рудного піпика у висотному боці	м	h/l	5,000	ИД				
41	Середній кут падіння висотного боку	град.	$\alpha_{\text{пр}}$	55,000	ИД				
42	Довжина копирки випуску в хрест простягання поклада	м	$d_{\text{пр}}$	21,499	10.2.10.1				
43	Довжина копирки надобудованої ділянки порід в/б	м	$d_{\text{пр}}$	18,161	10.2.10.2				
44	Середньозважена висота шару обваленої руди	м	$d_{\text{пр}}$	19,385	10.2.11				
45	Висх. між вип. відкритості, на основному гор.	м	$d_{\text{пр}}$	5,000	ИД				
46	Висота перетину кривих вярв випуску.	м	$d_{\text{пр}}$	11,935	10.2.12				
47	Відстань між вип. одпорами по простір.	м	$d_{\text{пр}}$	5,000	ИД				
48	Висота перетину кривих вярв випуску по простр.	м	$d_{\text{пр}}$	11,935	10.2.13				
49	Коефіцієнт вилучення чистої руди	доц.ед.	$E_{\text{пр}}$	0,731	10.2.14				
50	Відстань від основного горизонту до гор. що впадає.	м	$d_{\text{пр}}$	11,000	ИД				
51	Висота піпика, що впадає.	м	$H_{\text{пр}}$	16,000	10.2.15				
52	Довжина копирки порожньої породи в л/б на улов. п/е	м	$d_{\text{пр}}$	5,000	ИД				
53	Кут падіння з/б поклада на рівні піпикового.	град.	$\alpha_{\text{пр}}$	55,000	ИД				
54	Висота вип. шару руди на улов. п/е	м	$H_{\text{пр}}$	8,859	10.2.16				
55	Діаметр випускового отвору на горизонті.	м	$d_{\text{пр}}$	1,500	ИД				
56	Макс. висота фігури вип. трикутника з/б	м	$d_{\text{пр}}$	15,428	10.2.17				
57	Висота руд. шару на новому випуску вип. улов. п/е	м	$H_{\text{пр}}$	2,047	10.2.18				
58	Повинна стискості руди на уловлюючому п/е	доц.ед.	P	0,737	10.2.19				
59	Відстань між вип.од в хрест простір. на улов. п/е	м	$d_{\text{пр}}$	5,000	ИД				
60	Висота перетину. кривих вярв випуску в хрест.	м	$d_{\text{пр}}$	11,935	10.2.16				
61	Висх. між вип.од по простір. на улов. п/е	м	$d_{\text{пр}}$	5,000	ИД				
62	Висота перетину. кривих вярв випуску по простір.	м	$d_{\text{пр}}$	11,935	10.2.17				
63	Коеф. витягн. чистої руди на улов. п/е	доц.ед.	$E_{\text{пр}}$	0,529	10.2.18				
64	Коеф. витяг. чистої руди в л/б з/б	доц.ед.	$E_{\text{пр}}$	0,216	10.2.19				
65	Коеф. вилучення чистої руди з блоку панелі	доц.ед.	$E_{\text{пр}}$	0,428	10.2.1				
66	Коеф. витяг. співвідношення об'ємних ваг порід	ед.	π	0,617	10.2.2				
67	Категорія умов (1; 2; 3; 4; 5; 6; 7; 8; 9; 10; 11; 12)	ед.	K	3,000	ИД				
68	Зміст Fe в руді, що надійшов з породами засмічення	%	$C_{\text{пр}}$	45,000	ИД				
69	Зміст Fe у породах висотного боку	%	$C_{\text{пр}}$	38,000	ИД				
70	Зміст Fe у породах лежачого боку	%	$C_{\text{пр}}$	32,000	ИД				
71	Зміст Fe в засміченості породах.	%	$C_{\text{пр}}$	18,500	ИД				
72	Зміст Fe в останній домі випуску	%	$C_{\text{пр}}$	45,000	ИД				
73	Коеф. випуску вилучення.	доц.ед.	γ	0,925	10.2.3				
74	Середній вміст заліза у випусковій руді масі	%	$C_{\text{пр}}$	56,346	10.2.4				
75	Вага руди, витягнута з відкритої піпикою або комп.	тис.т	$Q_{\text{пр}}$	40,000	ИД				
76	Вага руди, витягнута з ПНР	тис.т	$Q_{\text{пр}}$	4,000	ИД				
77	Питомий обсяг руди компенсаційного простору	%	$E_{\text{пр}}$	44,444	10.2.11				
78	Питомий обсяг руди, здобутий з комп. простір. ПНР	доц.ед.	$E_{\text{пр}}$	0,489	10.2.12				
79	Коеф. вип. чистої руди з урахуванням руди з ПНР	доц.ед.	$E_{\text{пр}}$	0,708	10.2.13				
80	Коеф. випуску вилучення руди з ПНР	доц.ед.	$K_{\text{пр}}$	0,963	10.2.7				
81	Містять Fe в випусковій рудній масі	%	$C_{\text{пр}}$	59,219	10.2.8				
82	Тривалість висхідного випуску	%	$d_{\text{пр}}$	2,781	10.2.9				
83	Коеф. засмічення рудної маси	доц.ед.	$d_{\text{пр}}$	0,118	10.2.10				
84	Коеф. втрат руди випа. запас без трахт. з/б	доц.ед.	$d_{\text{пр}}$	0,152	10.2.11				
85	Коеф. втрат руди (вигадані втрати)	доц.ед.	$d_{\text{пр}}$	0,159	10.2.12				
86	Вага втраченої руди віймкового запасу	тис.т	$d_{\text{пр}}$	11,813	10.2.13				
87	Вага втраченого металу віймкового запасу	тис.т	$d_{\text{пр}}$	8,564	10.2.14				
88	Коефіцієнт вилучення металу віймкового запасу	доц.ед.	$d_{\text{пр}}$	0,860	10.2.15				
89	Пропорційний обсяг видобутку рудної маси	тис.т	$d_{\text{пр}}$	18,411	10.2.16				
90	Видобуто рудної маси у чистому вигляді	тис.т	$d_{\text{пр}}$	61,118	4.17				
91	Вміст заліза у випусковій чистій руді	%	$C_{\text{пр}}$	62,000	4.18				

Далі

Рисунок 2.17 – Форма виведення результатів основних параметрів випуску руди з добувного блока

Блок 123-127 гор.1115 м									
№	Найменування параметрів	Ед.вим.	Обсяг	Знач.	Форм.				
92	Вага заліза у рудній масі, здобутий у чистому вигляді	тис.т	$P_{\text{зд}}$	37,906	4.19				
93	Вага засмічальних порід у видобутий рудній масі	тис.т	$Q_{\text{з}}$	10,224	10.4.20				
94	Видобуто засміченої рудної маси	тис.т	$D_{\text{з}}$	25,272	10.4.21				
95	Зміст засміченої руди у видобутий рудній масі	%	$K_{\text{зд}}$	29,247	10.4.22				
96	Середній вміст заліза в засміченій рудній масі	%	$C_{\text{зд}}$	52,493	10.4.23				
97	Вага заліза в засміченій рудній масі	тис.т	$P_{\text{з}}$	13,266	10.4.24				
98	Вага видобутого металу	тис.т	$P_{\text{д}}$	51,172	10.4.25				
99	Загальні втрати металу запасу віймки	тис.т	$P_{\text{вм}}$	4,628	10.4.26				
100	Зміст заліза у втраченій руді віймкового запасу	%	$C_{\text{вм}}$	62,000	10.4.27				
101	Коефіцієнт вилучення металу віймкового запасу	доц.ед.	$K_{\text{вм}}$	0,917	10.4.28				
102	Коефіцієнт розбиття руди віймкового запасу	%	R	4,485	10.4.29				

End

Рисунок 2.17 – Форма виведення результатів додаткових параметрів випуску руди з добувного блока

Якщо результати розрахунків у чомусь не задовольняють користувача, він може змінити вихідні для розрахунку з технологічних, технічних, чи організаційних характеристик виконання процесу випуску руди.

Після повторення розрахунку з новими даними моделювання на екран виводиться форми 2.7 та 2.18 з результатами виконання повторного розрахунку.

Після отримання кінцевих результатів розрахунків проектувальник надає може надати команду з роздрукування звітної форми зі всіма величинами розрахованих параметрів. Форма цієї звітної таблиці регламентується правилами надання результатів математичного моделювання процесів, що виконуються при здійсненні процесу випуску руди.

Роздрукована звітна таблиця підшивається у пояснювальну записку проекту, який виконується для кожної виїмкової одиниці.

За отриманими результатами розрахунків розробляється документація якій визначаються параметрів і обсяги виконання прохідницьких робіт у добувному блоці та механізації процесу випуску руди.

2.9 Висновки до розділу

За результатами робіт виконаних цьому розділі роботи можна зробити такі висновки:

1. В розділі наведена математична модель для моделювання процесу випуску руди з очисного простору виїмкових одиниць, яка представляє основу для розробки програмного забезпечення моделювання цього процесу.

2. На основі наведеної математичної моделі в розділі розроблений алгоритм моделювання процесу випуску руди з очисного простору. Алгоритм розроблений з урахуванням надання можливості виконання розрахунків параметрів процесу випуску руди у варіаційному режимі для визначення найліпших величин параметрів випуску руди з урахуванням особливостей умов залягання запасу руди, параметрів цього запасу, гірничотехнічних умов його відпрацювання.

3. На основі розробленого алгоритму варіаційного моделювання процесу випуску руди з очисного простору виїмкових одиниць в роботі розроблена структура інформаційної системи моделювання, що включає спеціалізовані модулі для виконання певних функцій математичного моделювання, враховує порядок виконання розрахунків за цим алгоритмом і метод визначення оптимальних параметрів процесу випуску руди.

4. За розробленою структурою інформаційної системи моделювання процесу випуску руди цьому розділі розроблене програмне забезпечення інформаційної системи яка реалізує алгоритм моделювання і особливості виконання розрахунків за кожним модулем цієї структури.

ВИСНОВКИ

За результатами виконаної кваліфікаційної роботи можна зробити такі висновки:

1. Важливим з важливих видів корисних копалин, запаси якого представляють сировинний ресурс стратегічного значення для розвитку промисловості та економіки України, є *залізні руди*. На розробці запасів цих руд в Україні сформувалась потужна залізорудна гірничодобувна промисловість.

2. До 15-20% всіх видів товарної залізорудної продукції на гірничодобувних підприємствах України виробляється при застосуванні підземного способу розробки залізорудних родовищ. Цей спосіб відіграє особливу роль і має значення розвитку гірничодобувної промисловості України. Це зумовлене тим, що підземний спосіб розробки забезпечує можливість економічно доцільного видобутку залізних руд у дуже складних геологічних і гірничотехнічних умовах. У цих умовах відкритий спосіб розробки є економічно недоцільним неприйнятним за негативним впливом наслідків його застосування на стан навколишнього середовища.

3. Головним процесом, який здійснюється при підземній розробці залізорудних родовищ є Очисне виймання руди. В результаті виконання цього процесу отримується видобута рудна маса, з якої і на гірничодобувних підприємствах виготовляється товарна залізорудна продукція.

4. Видобута рудна маса, за фізичним станом і якістю відрізняється від руди і її балансового запасу в надрах, і від характеристик виробленої з неї товарної залізорудної продукції. Її характеристики залежать від природних параметрів запасу руди в надрах та від параметрів, з якими був виконаний процес випуску руди з очисного простору.

5. Очисне виймання, це один з ключових процесів відпрацювання запасу руди у виїмкових одиницях, який визначає характеристики видобутої рудної маси. Різні умови і параметри виконання очисного виймання руди надають і різні його технічні і економічні результати. Це висуває задачу необхідності вибору

параметрів випуску руди для застосування в умовах конкретних добувних блоків.

6. Успішно вирішити цю задачу можна шляхом розроблення інженерної моделі добувного блока. У ці моделі повинні враховуватись геологічні умови залягання запасу руди в надрах, гірничотехнічні умови розробки цього запасу, проєктні рішення з технології розробки запасу руди виїмкової одиниці, механізації гірничих робіт, параметризації цих робіт, організації виконання процесів виїмання запасу руди з надр.

7. Складність такого моделювання добувних блоків і робіт які в них виконуються зумовлює необхідність застосування предметно-орієнтованих комп'ютерних систем математичного моделювання та відповідного програмного забезпечення, яке описує такі моделі. Вони забезпечують можливість виконання варіаційного математичного моделювання для визначення оптимальних параметрів процесів і об'єктів які мають місце у добувних блоках при виконанні очисного виїмання. На теперішній час такої системи на підземних гірничодобувних підприємствах немає.

8. За всім сказаним вище у цій роботі поставлено за мету розроблення інформаційної системи моделювання процесу випуску руди з добувних блоків.

9. В роботі наведена математична модель для виконання моделювання процесу випуску руди з очисного простору виїмкових одиниць, яка представляє основу для розроблення програмного забезпечення моделювання цього процесу.

10. На основі цієї математичної моделі розроблений алгоритм моделювання процесу випуску руди з очисного простору. Алгоритм розроблений з урахуванням надання можливості виконання розрахунків параметрів процесу випуску руди у варіаційному режимі для визначення найліпших величин параметрів випуску руди з урахуванням особливостей умов залягання запасу руди, параметрів цього запасу, гірничотехнічних умов його відпрацювання.

10. На основі розробленого алгоритму варіаційного моделювання процесу випуску руди з очисного простору виїмкових одиниць в роботі розроблена структура інформаційної системи моделювання, що включає спеціалізовані

модулі для виконання певних функцій математичного моделювання, враховує порядок виконання розрахунків за цим алгоритмом і метод визначення оптимальних параметрів процесу випуску руди.

11. За розробленою структурою інформаційної системи моделювання процесу випуску руди цьому розділі розроблене програмне забезпечення інформаційної системи яка реалізує алгоритм моделювання і особливості виконання розрахунків за кожним модулем цієї структури.

СПИСОК ВИКОРСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

1. Кодекс України про надра : станом на 01.10.2023 р. / Верховна Рада України. Київ : Право, 2017, 103 с.
2. Перелік корисних копалин загальнодержавного та місцевого значення. Постанова Кабінету Міністрів України від 12 грудня 1994 р. № 827. URL : <https://www.kmu.gov.ua/npas/20058044> (дата звернення 04.05.2026).
3. Попов С. О., Бабец Є. К., Колосов В. О., Рудько Г. І. Стан і перспективи розвитку залізорудної промисловості України. *Збірник наукових праць «Науково-дослідного гірничорудного інституту»*. Зб. наук. праць. Кривий Ріг , 2015. С. 12–36.
4. Освітньо-професійна програма «Комп'ютерні науки» першого (бакалаврського) рівня вищої освіти за спеціальністю 122 «Комп'ютерні науки» галузь знань 12 «Інформаційні технології». Кривий Ріг : КНУ, 2020. 19 с.
5. Гірничий закон України / Верховна Рада України. Київ : Право, 2023, 64 с.
6. Хоменко О. Є., Кононенко М. М., Савченко М. В. Технологія підземної розробки рудних родовищ. Дніпро : НТУ «ДП», 2018. 450 с.
7. Хоменко О. Е., Кононенко М. Н., Зубко С. А. Процеси при підземній розробці рудних родовищ. Дніпро : НГУ, 2015. 202 с.
8. ДСТУ 3704:2013. Продукція залізорудна. Загальні технічні умови. Київ : Міністерство економічного розвитку України, 2014. Чинний від 2014-06-02. URL: https://online.budstandart.com/ua/catalog/doc-page?id_doc=59387 (дата звернення 04.05.2026).
9. Калініченко В. О., Ступнік М. І., Федько М. Б. Визначення параметрів підземної розробки рудних родовищ. Кривий Ріг : ФОП Бурова О. А. 2019. 282 с.
10. Азарян А. А., Колосов В. А., Моргун О. В., Попов С. О., Ступнік Н. І. Інструкція з нормування показників вилучення руди за технічними, технологічними і економічними критеріями, їх прогнозуванню і врахуванню в

процесі підземної розробки залізорудних родовищ. Кривий Ріг : СП «Міра», 2012. 168 с.

11. Попов С. О., Капланець М. Е., Чередниченко О. Є., Коцюрuba Ю. Г., Кучерявенко І. А. Методичні рекомендації з підготовки проектів нарізних і очисних робіт у виїмкових одиницях при підземному видобутку залізних руд та визначенню його економічних характеристик. Кривий Ріг : КТУ, 2007. 38 с.

12. Плеханов В. К., Афанасьев А. Н., Деревенский Е. А. Рекомендации по извлечению запасов треугольника лежащего бока залежи с перепуском руды на нижележащий подэтаж. Кривой Рог : НИГРИ, 1987. 14 с.

13. Рудий Т.В., Паранчук Я.С., Сенік В.В. Алгоритмізація та програмування. Львів : Львівський державний університет внутрішніх справ, 2023. 240 с.

14. Луньов Г. О., Павлунь М. М. Пошук і розвідка родовищ корисних копалин. М-во освіти і науки України, Львів. національний університет ім. І. Франка. Львів : ЛНУ, 2013. 362 с.

15. Сидоренко В. Д., Федоренко П. Й., Шолох М. В., Переметчик А. В., Подойніщина Т. О. Геометризація родовищ корисних копалин. Кривий Ріг : ВЦ КТУ, 2008. 367 с.

16. Industry 4.0 в Україні . URL : <https://industry4-0-ukraine.com.ua/> (дата звернення 04.05.2026).

17. Яненкiв Ш. Г. Цифрова трансформація промисловості України. Київ : *Проблеми економіки*, 2017. С. 179–184.

18. Азарян А., Колосов В., Попов С., Ступнік М. Геофізичні методи контролю якості мінеральної сировини в системі управління видобутком руд чорних металів : монографія. Prage : Oktan Pint, 2023. 300 с. Print ISBN 978-80-88618-00-3; E-book 978-80-88618-01-0.

19. Програмування. Навчальний посібник. Львів : Видавничий центр ЛНУ ім. Івана Франка, 2004. 240 с.

20. Математичне моделювання процесів і систем / А. І. Жученко, Л. Р. Ладієва, М. С., Піргач, Я. Ю. Жураковський; КПІ ім. Ігоря Сікорського. Київ :

КПІ ім. Ігоря Сікорського, 2021. 351 с.

21. Моркун Н. В., Маринич І. А. Методичні вказівки до виконання кваліфікаційної роботи бакалавру для студентів спеціальності 151 “Автоматизація та комп’ютерно-інтегровані технології”. Кривий Ріг : Видавничий центр КНУ, 2019. 50 с.

22. ДСТУ 3008:2015. Звіти у сфері науки і техніки. Структура і правила оформлення. Київ, ДП «УкрННЦ», 2015. 26с. (Інформація та документація).

23. ДСТУ 8302:2015. Бібліографічне посилання. Загальні вимоги та правила складання Київ, ДП «УкрННЦ», 2016. 16 с. (Інформація та документація).

24. ДСТУ 3582:2013. Бібліографічний опис. Скорочення слів і словосполучень в українській мові. Загальні вимоги та правила. Київ, ДП «УкрННЦ», 2013. 23 с. (Інформація та документація)

25. ДСТУ 3651.0-97 Метрологія. Одиниці фізичних величин. Основні одиниці фізичних величин Міжнародної системи одиниць. Основні положення, назви та позначення Київ, Держстандарт України, 1998. 27 с. (Інформація та документація).