

**Міністерство освіти і науки України**  
**Національний технічний університет**  
**«Дніпровська політехніка»**

**Навчально-науковий інститут природокористування**  
**Кафедра відкритих гірничих робіт**

**ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА**  
**кваліфікаційної роботи магістра**

Студента Барабицької Ганни Вікторівни

академічної групи 184М – 19з – 7ПІ

спеціальності 184 Гірництво

спеціалізації \_\_\_\_\_ «Відкрита розробка родовищ» \_\_\_\_\_

за освітньо-професійною програмою «Гірництво»

на тему Планування селективної розробки рудних розвалів з використанням

геоінформаційних технологій в умовах Єрстівського ГЗК

Керівники	Прізвище, ініціали	Оцінка за шкалою		Підпис
		рейтинговою	інституційною	
Кваліфікаційної роботи	Доц. Ложніков О.В.			

Рецензент				
-----------	--	--	--	--

Нормоконтролер	Проф. Пчолкин Г.Д.			
----------------	-----------------------	--	--	--

Дніпро

2020

ЗАТВЕРДЖЕНО:

завідувач кафедри

*Відкритих гірничих робіт*

«\_\_\_\_\_» \_\_\_\_\_ 20\_\_ року

**ЗАВДАННЯ**  
**на кваліфікаційну роботу**

ступеня

(бакалавра, спеціаліста, магістра)

студенту \_\_\_\_\_ академічної групи 184М-19з-7ІІІ

(прізвище та ініціали)

(шифр)

спеціальності 184 Гірництвоспеціалізації «Відкрита розробка родовищ»за освітньо-професійною програмою \_\_\_\_\_ «Гірництво»

(офіційна назва)

на тему Планування селективної розробки рудних розвалів з використанням геоінформаційних технологій в умовах Єривтівського ГЗК

затверджену наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка» від \_\_\_\_\_ № \_\_\_\_\_

<b>Розділ</b>	<b>Зміст</b>	<b>Термін виконання</b>
I	Загальні положення та вихідні дані	01.09-31.09.2020
II	Огляд літературних джерел за темою роботи	01.10-15.10.2020
III	Дослідження геометричного методу	16.10-13.10.2020
IV	Планування селективної розробки розвалу	01.11-15.11.2020
V	Економічна доцільність впровадження геометричного методу	16.11-30.11.2020

**Завдання видано**

(підпис керівника)

(прізвище та ініціали)

**Дата видачі**

Дата подання до екзаменаційної комісії

**Прийнято до виконання**

(підпис студента)

(прізвище та ініціали)

## РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка: 61с., 21 рис., 5 табл., 1 додаток, 5 літературних джерел.

**Об'єкт дослідження:** крутоспадне залізорудне родовище, що розробляється відкритим способом.

**Мета роботи:** виявити можливість прогнозувати зміщення контурів руди після вибуху для планування селективної розробки рудних розвалів.

У вступі наголошується на актуальність проведення дослідження в цьому напрямку.

Перший розділ містить інформацію про геологічну будову та організацію гірничих робіт на об'єкті дослідження.

Другий розділ містить огляд літературних джерел та інформує про наявність різних підходів до вирішення проблеми.

У третьому розділі виконуються теоретичні та практичні дослідження. У практичній частині покроково розглядається запропонований геометричний метод на конкретному прикладі.

У четвертому розділі використовуються результати практичної частини для планування селективної розробки.

У п'ятому розділі розраховується економічний ефект від впровадження геометричного методу.

У висновках приведені міркування автора з приводу результатів кожного розділу.

КРУТОСПАДНЕ ЗАЛІЗОРУДНЕ РОДОВИЩЕ, РУДНИЙ РОЗВАЛ, СЕЛЕКТИВНА РОЗРОБКА, КОЕФІЦІЄНТ РОЗПУШУВАННЯ, ПОРОЖНЯ ПОРОДА.

## ЗМІСТ

ВСТУП.....	6
1. ЗАГАЛЬНІ ПОЛОЖЕННЯ ТА ВИХІДНІ ДАНІ.....	7
1.1 Особливості геологічної будови Єристівського родовища.....	7
1.2 Фізико-механічні властивості гірських порід.....	8
1.3 Організація гірничих робіт.....	8
Висновки.....	11
2 ОГЛЯД ЛІТЕРАТУРНИХ ДЖЕРЕЛ ТА РОЗРОБОК, ЩО ПОВ'ЯЗАНІ З ТЕМОЮ РОБОТИ.....	12
2.1 Прогнозування аналітичним способом.....	12
2.2 Фактичні виміри для прогнозу.....	15
Висновки.....	17
3 ДОСЛІДЖЕННЯ ГЕОМЕТРИЧНОГО МЕТОДУ ТА ЙОГО ПОКРОКОВА РЕАЛІЗАЦІЯ ПРИ ПЛАНУВАННІ ГІРНИЧИХ РОБІТ.....	18
3.3 Теоретична частина дослідження.....	19
3.4 Практична частина дослідження.....	29
Висновки.....	43
4 ПЛАНУВАННЯ СЕЛЕКТИВНОЇ РОЗРОБКИ РУДНОГО РОЗВАЛУ	
4.1 Практичне використання геометричного методу при селективній розробці рудного розвалу. ....	45
4.2 Організація робіт по проведенню масового вибуху з урахуванням прийнятих рішень.....	51
Висновки.....	53

5	ЕКОНОМІЧНА ДОЦІЛЬНІСТЬ ВПРОВАДЖЕННЯ ГЕОМЕТРИЧНОГО МЕТОДУ.....	54
	Висновки.....	57
	ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ.....	58
	ДОДАТОК А. Схема ініціювання свердловинних зарядів.....	59
	ДОДАТОК Б Відгук керівника дипломної роботи.....	60
	ДОДАТОК В Відгук рецензента на дипломну роботу.....	61

## ВСТУП

Об'єктом дослідження даної роботи є крутоспадне залізорудне родовище при розробці відкритим способом.

В умовах Єристівського кар'єру при розробці західного та східного бортів актуальною стає проблема селективної розробки рудних розвалів. На цих бортах зміщення контурів рудного тіла може бути значним, тому важливо мати достовірну інформацію про їх положення після вибуху. Проблема існує у вигляді повторюваності помилок при виставленні геологічних маркерів на місцевості та потребі їх постійного контролю та, іноді, переміщення по мірі розробки селективного вибою. Корекція частіш за все базується на візуальних спостереженнях, які є фактором суб'єктивним.

Взагалі, проблема селективної розробки рудних розвалів актуальна з позицій підвищення якості вилучення балансових запасів.

Автором було розглянуто геометричний метод для вирішення такої проблеми. Для цього було проведено зйомку поверхні розвалу, зйомку фактичного положення контакту порід під час розробки блоку, проведено розрахунки та побудови. Спочатку планувалося проводити розрахунки на тривимірних моделях, тому ідея проводити розрахунки на двовимірних моделях не є авторською. Справді, при роботі з більш простими моделями, ми маємо можливість зменшити кількість помилок.

У будь-якому випадку дослідження можна вважати реалізованим, якщо в ході його проведення була отримана нова інформація або виникли нові питання. Все це дає основу для подальшого пошуку рішень.

# 1 ЗАГАЛЬНА ХАРАКТЕРИСТИКА ОБ'ЄКТУ ДОСЛІДЖЕННЯ

## 1.1 Особливості геологічної будови Єристівського родовища.

Єристівське родовище залізистих кварцитів приурочене до східного крила Кременчуцького синклінорію та на півночі межує з Біланівським, а на півдні з Лавриківським родовищами. Простягається у субмеридіанальному напрямку на 4800м при ширині рудного покладу від 200м до 500м з півдня на північ на верхніх горизонтах. У структурному відношенні розташоване в межах східного крила Горишне-Плавнинської синклінали, що є структурою другого порядку. Загальне падіння порід круте і складає 80-85°. Родовище ускладнене наявністю крупних розривних порушень також субмеридіанального простягання – Кременчуцько-Криворізького та Єристівського розломів, між якими розвинута складна система діагональних порушень та дислокацій нижчого порядку.

Зона Кременчуцько-Криворізького розлому представлена смугою мілонітизованих порід потужністю 40-80м; західна його частина проходить по гранітоїдах дніпровського комплексу, східна – по безрудних кварцитах та метапісковиках гданцівської світи криворізької серії. Єристівський розлом виглядає вузькою смугою інтенсивно тріщинуватих порід. Цей розлом простягається по породах рудного покладу та межуючих з ними кварц-біотитовими сланцями. Між зазначеними вище розривними порушеннями спостерігається ще одне діагональне тектонічне порушення, що особливо проявлене в межах основного рудного покладу.

Залізисті кварцити Єристівського родовища належать до магнетитового типу руд. Вони відносяться до Саксаганської світи криворізької серії. Саксаганська свита характеризується ритмічною будовою розрізу у вигляді закономірної зміни сланцевих та залізистих горизонтів. На даний час на Єристівському родовищі ведеться розробка третього залізистого горизонту ( $K_2^5$ ), який є найпотужнішим покладом родовища. Рудний поклад в межах

кар'єрного поля перекритий суцільним чохлам осадових порід середньою потужністю 65м.

## 1.2 Фізико-механічні властивості гірських порід

Гірські породи, підготовка до виймання яких виконується буровибуховим способом, наступні:

- залізні руди (кондиційні та некондиційні) представлені магнетитовими та кумінгтоніт-магнетитовими червоно- та сіросмугастими залізистими кварцитами;

- скельні рудовмісні породи розкриву представлені кварцево-слюдяними сланцями, безрудними кварцитами, метапісковиками;

- порожні породи скельного розкриву представлені плагіогранітами, мігматитами архейського віку дніпровського комплексу та амфіболітами, сланцями архейського віку кіровоградського комплексу. Фізико – механічні властивості порід представлені у таблиці 1.1.

## 1.3 Організація гірничих робіт

Єристівське родовище було розвідано в 1977-1980рр. Запаси корисної копалини затверджені у ДКЗ згідно «ТЕО постійних кондицій», виконаного інститутом «Южгіпроруда». Інститутом рекомендований відкритий спосіб розробки крутоспадних пластів  $K_2^5$ ,  $K_2^2, K_2^3$  до глибини 500м. Форма родовища передбачає напрямок розробки кар'єру з півдня на північ з поступовим заглибленням.

Проектом розробки передбачено ведення буровибухових робіт. Для буріння скельних порід розкриву та руди використовують бурові верстати СБШ-250, РВ -275НР. Навантаження підірваних скельних порід та руди здійснюється гідравлічними екскаваторами Terex RH-200 та RH-340 в автосамоскиди вантажопідйомністю 220т та 180т. Далі скельні породи розкриву транспортуються у зовнішні відвали, а корисна копалина – до перевантажувальних пунктів.



Таблиця 1.1 Фізико-механічні властивості порід

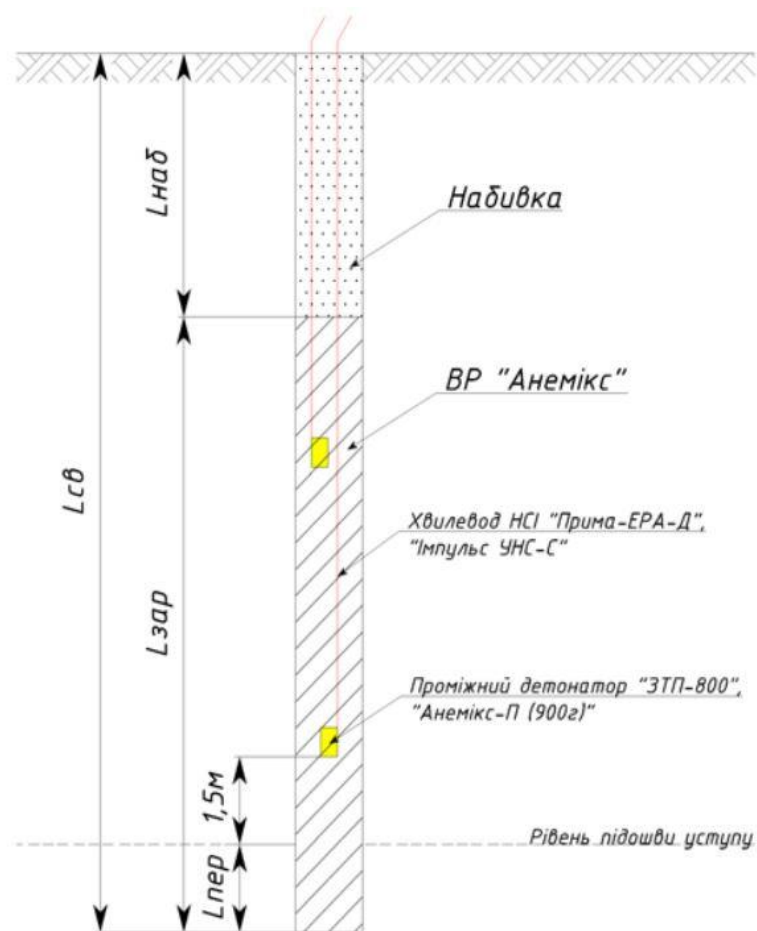
Найменування породи	Питома вага, г/см <sup>3</sup>	Пористість, %	Відстань між природними тріщинами, м	Коефіцієнт міцності по шкалі Протод'яконова	Категорія по підриваємості	Категорія по буримості
Кварцити магнетитові червоносмугасті	3.35	2.82	1.45-1.7	15 - 17	VIII	XVII-XX
Кварцити магнетитові сіросмугасті	3.35	3.42	1.45-1.7	15 - 17	VIII	XVII-XX
Кварцити кумінгтоніт-магнетитові	3.33	4.08	1.45-1.7	15 - 17	VIII	XVII-XX
Сланці кварцево-слюдяні	2.87	3.36	0.45-1.5	9-14	VI	XIV-XVI
Безрудні кварцити, метапісковики	2.73	3.99	0.45-1.5	9-14	VI	XIV-XVI
Плагіограніти, мігматіти	2.69	2.97	0.45-1.5	9-14	VI	XIV-XVI
Амфіболіти	2.96	3.25	0.45-1.5	9-14	VI	XIV-XVI

Свердловини на уступах розміщуються по квадратній або шаховій сітках.

В залежності від кута нахилу вісі свердловини до горизонту передбачається застосування вертикальних або похилих свердловин. При проведенні вибухових робіт можливе комбінування схем розміщення свердловин на уступі.

Раціональна сітка буріння може змінюватись в залежності від типу гірських порід, фізико-механічних властивостей порід, гірничо-геологічних умов, але за умови безпечного виконання буровибухових робіт і дотримання вимог нормативно-правових актів, які регулюють проведення буровибухових робіт на гірничодобувних підприємствах. Конструкції свердловинних зарядів розроблені з урахуванням висоти уступів, ступеня обводнення, міцності підривних порід.

На Єристівському кар'єрі використовується неелектрична система ініціювання свердловинних зарядів, типова конструкція свердловин приведена на рисунку 1.1:



**Рисунок 1.1 – Типова конструкція свердловин БВР**

## Висновки

При повній відповідності та належному дотриманні всіх рекомендацій та положень щодо проведення гірничих робіт за існуючим проектом, не звертається увага на окремі випадки, які вимагають особливого підходу. Зважаючи на гірничо - геологічні умови та форму залягання рудного покладу ми маємо скласти чітку схему відпрацювання вибоїв, що розташовані на межі «корисна копалина – порожня порода». Це стосується насамперед західного та східного бортів, в меншому ступені північного борту. При підриванні гірського масиву в незамкненому середовищі виникають особливі умови формування розвалу. Спостерігається значний винос гірничої маси у відпрацьований простір, ширина розвалу може сягати перших сотень метрів, що ускладнює подальшу розробку. Як наслідок, ми не володіємо актуальною інформацією щодо положення лінії контакту порід після вибуху, тобто контури рудного тіла зміщуються у просторі на невизначену величину. Більше того, в різних частинах блоку ця величина коливається від одного до 10-12м. Такі висновки маємо, спостерігаючи візуально під час розробки вибою. Зсув гірничої маси необхідно обмежувати. Або навчитися прогнозувати зміну положення контактів порід після вибуху для коректної селективної розробки.

## **2 ОГЛЯД ЛІТЕРАТУРНИХ ДЖЕРЕЛ ТА РОЗРОБОК, ЩО ПОВ'ЯЗАНІ З ТЕМОЮ РОБОТИ**

Предметом дослідження виступає рудний розвал, сформований після масового вибуху. Розподіл гірничої маси при цьому, з одного боку, має чіткі та певні зв'язки, а тому може бути прогнозованим, проте з іншого боку, в кожному конкретному випадку є процесом унікальним. Параметри розвалу впливають на наступні технологічні операції та планування робіт щодо вилучення корисної копалини.

При огляді літературних джерел виявлено два принципово різних підходи до такого прогнозу. Перший базується на зв'язках між параметрами вибуху, фізичними властивостями породи, структурою уступу та геометричними параметрами розвалу і характером розподілу підірваної маси у масиві; другий - на фактичних вимірах просторового переміщення гірничої маси. В обох випадках результатом аналізу є уточнення блокової моделі уступу після вибуху. В першому випадку результат може бути достатньо достовірним, але він залишається суцільно аналітичним. Другий підхід опирається на фактичні виміри у кожному конкретному випадку, тому враховує аспект унікальності процесу. Проте реалізація такого підходу є більш затратною.

### **2.1 Прогнозування аналітичним способом**

Докладніше щодо першого підходу.

Загалом, роботи в цьому напрямку зведені до розробки комп'ютерних програм та модулів, в яких за допомогою математичного апарату виконується низка розрахунків. На вході – це параметри БВР, фізичні властивості порід та геометрія уступу; на виході – серія профілів або тривимірна модель розвалу, де основними показниками є ширина, висота та верхній контур поперечного розтину[1;2;3;5 ]. За основу беруть теорії

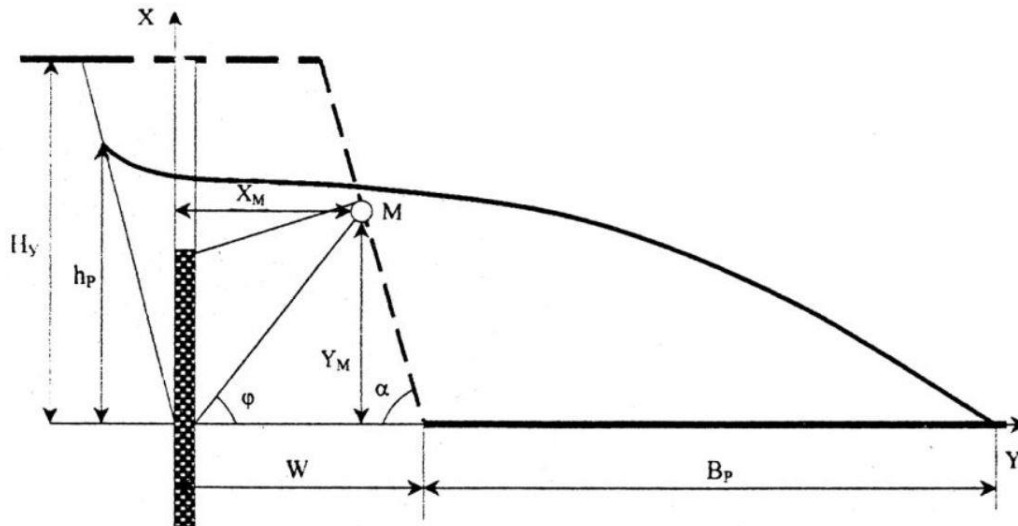
руйнування тріщинуватого масиву, зовнішньої балістики та дії вибуху у твердому непружному середовищі, розрахунки хвильового поля напруги при вибуху. Але виконуючи аналітичний метод ми завжди обмежені наступними положеннями:

- Середовище приймається як однорідне, маса кожної елементарної одиниці однакова;
- Середовище – ідеальне, тобто між елементарними одиницями (блоками) немає дотичної напруги;
- Середовище непружне, нестисле.

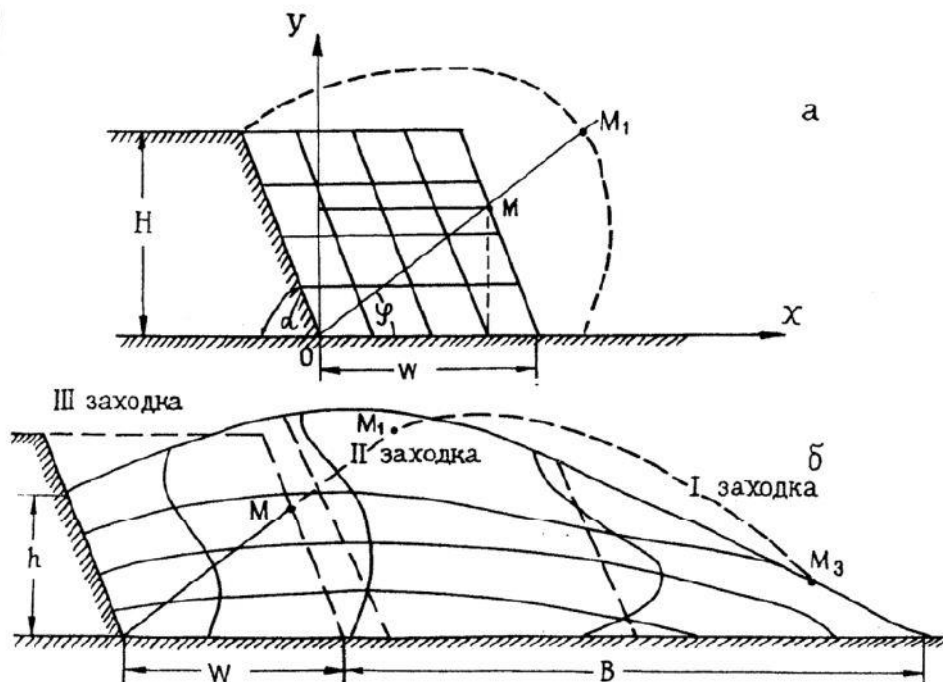
У роботі [1] метою ставиться створення та обґрунтування нових методів керування енергією заряду при короткоуповільненому підриванні, які б дозволили підвищити використання енергії вибуху на роздроблення гірничої маси та отримання необхідної фрагментації. Досить детально вивчаються процеси, що виникають під час вибуху та їх накладання, яке залежить від інтервалу уповільнення. Припускається, що від інтервалу уповільнення буде змінюватися характер взаємодії цих процесів та, як наслідок,- результат вибуху. Але всі дослідження зводяться до винаходу способів отримання гарної фрагментації порід без будь-якого посилення на можливість керування формою та шириною розвалу.

У роботі [2] зазначено - “ Моделирование формирования структуры развала горных пород под воздействием взрывного нарушения основывается на геометрическом подобии формы развала и его внутренней структуры. Такое подобие обеспечивается связью коэффициента разрыхления с шириной и высотой развала.” Іншими словами можна сказати, що переміщення у просторі твердої фази та коефіцієнт розпушування пов'язані між собою. Автори на основі розроблених геоінформаційних моделей розвалу при БВР та спостережень за експериментальними вибухами склали загальну схему розташування частин уступу у розвалі при відбійці вертикальними свердловинами. Принципові схеми для розрахунків представлені на рисунках

2.1-2.2. Назви рисунків збережено за оригіналом. Зазначається також, що в ході багатобічної роботи вибуху відбувається досить складна деформація масиву. Коефіцієнт розпушування має певний аналітичний опис операцією дивергенції, яка при застосуванні до вектору деформації формує просторове розширення, тобто скаляр.



*Рисунок 2.1 – «Принципиальная схема для расчета внутренней структуры развала горной массы»*



*Рисунок 2.2 - «Схема к расчету деформации массива при взрывных работах на карьерах»*

З застосуванням відповідних рівнянь знаходять координати переміщення умовної точки М на різних стадіях деформації масиву. Аналогічним образом знаходять координати інших найменших одиниць об'єму та відбудовують геометрію внутрішньої структури розвалу.

Найбільш детально проблему прогнозування розподілу твердої фази після вибуху розглянуто у роботі[3]. Зокрема метою роботи визнається побудова об'ємної математичної моделі розвалу буровибухового блоку та розподілу вмісту корисного компоненту у підірваній масі, яка б відображала залежності процесу від максимально можливої кількості природно-технологічних факторів. Для побудов використовується розрахункова сітка, якою буровий блок роздроблюється взаємно перпендикулярними площинами на елементарні умовні частини (блокова модель) та розглядається взаємодія між цими фрагментами у різні проміжки часу. В якості вихідних даних для розрахунків та експериментів використовувалися результати вибухів по 12-ти блокам на Лебединському кар'єрі. Реалізація математичної моделі виконується на базі комплексу ГІС ГЕОМІКС. Наразі цей програмний комплекс відкритий до продажу по договірній ціні.

## **2.2 Фактичні виміри для прогнозу**

Щодо другого підходу. Відомою австралійською компанією[4], що займається впровадженням фактичних вимірів є Blast Movement Technologies (ВМТ). Компанія заявляє про унікальність своїх рішень та пропонує застосування цілої системи слідкування: датчики, детектори, програмне обладнання для інтерпретації та моделювання, що повторно визначає контури руди після вибуху та розраховує вартість видобутої руди, засмічення та помилкової класифікації. "...Эта система представляет собой наилучший способ для управления разубоживанием в карьере."- Richard Allard, BlackFox – Apollo Gold. Ці слова найбільш дотепно висловлюють ідею – найвищий ступінь обізнаності, - це можливість керувати та контролювати.

Стисло принцип дії можна описати наступним чином. До вибуху у заздалегідь обрані свердловини розміщують один або декілька (в залежності від способу подальшої відробки уступу) датчиків, які транслюють сигнал з моменту їх активації. Під час вибуху датчики переміщуються з відбитою породою та передають свої координати. За допомогою детектору реєструються координати датчиків «до» та «після» вибуху та завантажуються до програмного забезпечення з подальшою обробкою отриманої інформації. І це найбільш точніша інформація, яку можна отримати.

Прогнозування особливо потрібне у випадках, коли гірнича маса поділяється на корисну копалину ( далі – КК) і так звану «порожню» породу, або коли КК має окремі різної якості, тобто диференційована за якісними ознаками та повинна відроблятися окремо. Далі будемо називати такі розвали селективними. В даній роботі ми не будемо акцентувати увагу на можливість керування переміщенням гірничої маси та формуванням розвалу при вибуху. Зрозуміло, що при великій ширині розвалу гірнича маса покриває тонким шаром поверхню уступу, а це впливає на продуктивність роботи екскаватора, обумовлює прості, пов'язані з розчисткою технологічних проїздів і таке інше. Звісно, важливо організувати вибух таким чином, щоб зміщення було мінімальним, але це окрема тема, хоча і стосується того ж самого об'єкту досліджень. В нашому випадку предметом досліджень є зв'язок між зсувом гірничої маси та коефіцієнтом розпушування. На відміну від авторів [2;5] ми не беремося моделювати поверхню розвалу, його геометрію за допомогою формул. Ми спробуємо використати дані зйомки поверхні «до вибуху» та «після» для визначення коефіцієнту розпушування та як наслідок, встановлення координат лінії контакту порід у розвалі гірничої маси. Адже саме ця інформація є найбільш актуальною для адекватного планування селективної розробки рудних розвалів.



## Висновки

Ідея прогнозу формування розвалів гірничої маси, їх внутрішньої структури розглядається багатьма авторами. Предметом досліджень виступають геометричні параметри розвалу, розподіл вмісту корисного компоненту у підірваній масі, встановлення контурів рудного тіла після вибуху, отримання необхідної фрагментації та ін.

Аналіз сучасного стану досліджень показав, що існує два підходи до рішення цієї проблеми, але жоден з них не відповідає вимогам виконання, що обумовленні мінімальними витратами на реалізацію. Здебільшого всі методи вирішення таких задач є затратними у контексті ресурсної бази (мається на увазі використання складного математичного апарату для розрахунків, а, відповідно, - і програмних модулів, які б ці розрахунки виконували) або закупки обладнання на впровадження фактичних вимірів. І кожен з цих методів може цілком виправдовувати такі витрати на його реалізацію при певних умовах. Треба чітко розуміти конструктивний запланований результат, який ми хочемо отримати.

В нашому випадку, в умовах Єристівського кар'єру, на думку автора цієї роботи задача досить локалізована: отримати положення контуру рудного тіла у розвалі гірничої маси. Встановлено, що найближче до цього питання підходить австралійська компанія зі своїми фактичними вимірами. Тому, у контексті нашої мети, заплановано провести дослідження по співставленню затрат на роботи з використанням обладнання ВМТ та без нього. Після цього планується покроково роздивитися геометричний метод вирішення проблеми як альтернативний.

### **3. ДОСЛІДЖЕННЯ ГЕОМЕТРИЧНОГО МЕТОДУ ТА ЙОГО ПОКРОВОВА РЕАЛІЗАЦІЯ ПРИ ПЛАНУВАННІ ГІРНИЧИХ РОБІТ**

У другому розділі дипломної роботи було зазначено, що існує досить достовірна альтернатива вирішення проблеми у вигляді застосування датчиків при проведенні вибуху і подальшого їх виявлення і використання цих даних для встановлення переміщення контакту порід у просторі. Але завжди турбує економічна доцільність таких альтернатив.

Натомість пропонується до розгляду використання геометричного методу для вирішення вищезазначеної проблеми.

Ідея роботи полягає у виборі критерію, за яким можна встановити економічну доцільність використання методу фактичних спостережень системою ВМТ та розробці альтернативного методу прогнозування, який базується на імовірному зв'язку величини переміщення від коефіцієнту розпушування породи. Співставленню підлягають два принципово різні варіанти вирішення проблеми. При недоцільності одного, переходимо до застосування іншого.

Розглянувши декілька перетинів вздовж вектору найбільшого зсуву і отримуючи в кожному з них певний коефіцієнт, здається можливим відстроїти геометрично та отримати положення контактів порід у розвалі. Тобто встановивши коефіцієнт можна спрогнозувати зміщення у просторі контакту порід. Спочатку ідея виникла проводити такі розрахунки на тривимірній моделі, але зважаючи на складність процесу було вирішено випробувати цей спосіб через розрахунки на двовимірних площинах у вигляді перетинів. Зрозуміло, що такий підхід не буде відображати переміщення породи у масиві детально, з урахуванням різниці у кровельній та підошвенній частинах, але якщо це буде можливо з похибкою не більше одного метру, то результат будемо вважати задовільним. До цих побудов також можна додати інформацію про якісні характеристики корисної копалини, яка відома нам з лабораторних даних по свердловинах.

У зв'язку з цим дослідження поділяється на два етапи.

На першому етапі проведемо невелике теоретичне дослідження проблеми у вигляді порівняння прибутків при використанні датчиків та проведення робіт без них, як і робилося раніше. Другий етап є практичним та включає в себе спробу спрогнозувати зміщення контакту порід за допомогою геометричного методу. Другий етап базується на фактичних даних, отриманих безпосередньо при роботах, проведених до вибуху (геометричні параметри буровибухового блоку у цілику, параметри сітки свердловин та лінія контакту порід, що отримана за даними лабораторних досліджень шламових проб), а також після вибуху (зйомка поверхні розвалу, зйомка фактичного положення контакту порід при розробці блока).

### 3.1 Теоретична частина дослідження

Визначення умов доцільності пов'язано з економічним ефектом, який надає застосування датчиків компанії ВМТ.

Дослідницькою одиницею виступає буровий блок, який відповідає принципам умовам, а саме:

- Буровий блок розташований на контактній порожній породі та корисній копалині, тобто селективний;
- Буровий блок у просторі має щонайменше одну відкриту поверхню – вздовж простягання блоку. Саме в цьому напрямку відбувається основний викид гірничої маси;
- Лінія контакту порід також орієнтована вздовж простягання блоку.

Такі умови були прийняті як найбільш показові. До того ж саме така ситуація виникає при розробці західного та східного бортів Єристівського кар'єру. В інших випадках (коли контакт порід орієнтований вхрест простягання блоку – це північний та південний борти кар'єру, або коли

буровий блок підривається в замкнутому середовищі) проблема не є актуальною або мінімальною. Корисною копалиною є залізисті кварцити (магнетитові руди саксаганської світи криворізької серії) об'ємною вагою  $3,35(\text{т}/\text{м}^3)$ . Міцність порід за шкалою Протод'яконова 15 – 17. Порожньою породою виступає некондиційна руда з об'ємною вагою  $3,36(\text{т}/\text{м}^3)$ .

Для попереднього, теоретичного аналізу витрат на розробку з застосуванням датчиків та без них необхідно прийняти наступні обмежуючі умови та вважати їх постійними:

1. Геометричні параметри блоку  $H_y=15\text{м}$ ;  $L=50\text{м}$  залишаються незмінними, змінюється лише його ширина.
2. Лінія контакту знаходиться в 5-ти метрах від останнього ряду свердловин та існує по всій довжині.
3. Датчики розміщуються у кожній свердловині вздовж контакту, а це становить 7 штук, виходячи з сітки свердловин  $7\times 8\text{м}$  та постійної довжини блоку  $50\text{м}$ .

Будемо відстежувати як змінюються витрати та прибуток в залежності від об'єму дослідницького блоку (виймальних робіт) при інших рівних умовах.

Тобто спробуємо відслідкувати, який відсоток від прибутку ми втрачаємо при розробці без використання датчиків. Логічно прийняти, що у випадку використання датчиків ми маємо максимально точний контур рудного тіла, а як слід можемо вилучити КК у тому ж об'ємі, який був розрахований у цілику (за винятком планових витрат на контакті, що обумовлені формуванням природного куту укосу, кутом падіння рудного тіла та специфікою розробки контактних зон навантажувальною технікою, та які неминучі у будь-якому разі).

У випадку виставлення лінії контакту за даними випробування свердловин БВР за координатами, прив'язаними просторово до цілику, ми неминуче

будемо залучати ще й некондиційну частину покладу, об'єм при цьому отримаємо більший, ніж плановий, а якісні показники в межах контуру розробки нижчими від очікуваних. Зважаючи на фактичні спостереження за 2019-2020рр., інформацію з сайту компанії ВМТ стосовно аналогічних за умовами родовищ та одного проведеного експерименту<sup>1</sup>, - переміщення гірничої маси у просторі в середній частині блоку очікується рівним 3 м, по першому ряду свердловин – 5м. Так як лінія контакту в нашому випадку пролягає ближче до середньої частини блоку, то приймаємо очікуване зміщення контакту на 3м в напрямку відкритої поверхні.

Далі наведені відповідні розрахунки за умовами описаних вище припущень.

**Для блоку об'ємом 20000 (т):**

По-перше, встановимо геометричні параметри блоку. Треба розрахувати, який об'єм займає такий блок. Для цього об'єм в тоннах (V) розділимо на об'ємну вагу (дорівнює 3,35 т/м<sup>3</sup>) та отримаємо об'єм у метрах кубічних (Q):

$$V/\gamma = Q, \quad \text{м}^3, \quad (3.1)$$

де  $\gamma$  – об'ємна вага гірничої маси, т/м<sup>3</sup>

$$V/\gamma = 20000 / 3,35 = 5970, \text{ м}^3$$

При відомій висоті уступу (15м) та довжині блоку (50м), маємо що його ширина буде рівною приблизно 8м:

$$B \times H_u \times L = Q, \text{ м}^3, \quad (3.2)$$

де B – ширина блоку, м

$H_u$  – висота уступу, м

L – довжина блоку, м

$$Q = B \times H_u \times L = 8 \times 15 \times 50 = 6000, \text{ м}^3$$

---

<sup>1</sup> – мається на увазі закладання маркерowanego уламку гірничої породи в масив по першому ряду свердловин зі зйомкою його положення до вибуху та після вибуху. Відстань становила 5.4 м.

Виходячи з умови проведення лінії контакту на відстані 5 м від останнього ряду свердловин, при ширині блоку, рівній 8 метрів, рудна частина становитиме 3м.

При цьому за формулою (3.2) рудна частина блоку ( $Q_{\text{КК}}$ ) буде мати об'єм:

$$Q_{\text{КК}} = B \times H_y \times L = 3 \times 15 \times 50 = 2250, \text{ м}^3$$

Переведемо у тонни:

$$Q_{\text{КК}} \times \gamma = V_{\text{КК,т}}, \quad (3.3)$$

$$V_{\text{КК}} = Q \times \gamma = 2250 \times 3.35 = 7540, \text{ т}$$

При використанні датчиків саме такий об'єм ми і отримаємо при розробці (планові витрати на контактні ми не враховуємо, так як вони беруть участь в обох випадках та відносяться до «інших рівних умов»).

Орієнтовно, витрати на видобуток 1 т сирової руди з урахуванням проведення БВР та МВ, вилучення руди з масиву та її транспортування до перевантажувальних пунктів, становить 1,5 \$ за тонну. Розрахуємо витрати:

$$V_{\text{КК}} \times 1.5 = C_{\text{в}}, \text{ ум.од.} \quad (3.4)$$

де  $C_{\text{в}}$  – вартість видобутку певного об'єму руди, ум.од.

$$C_{\text{в}} = V_{\text{КК}} \times 1.5 = 7537.5 \times 1.5 = 11306.0, \text{ ум.од.}$$

Додаємо ще витрати на 7 датчиків з розрахунку вартості одного датчика рівним 300.0 ум.од.:

$$n \times c = C_{\text{дат}}, \text{ ум.од.}, \quad (3.5)$$

де  $n$  – кількість датчиків, од,

$c$  – вартість одного датчика, ум.од,

$C_{\text{дат}}$  – сумарна вартість певної кількості датчиків, ум.од,

$$C_{\text{дат}} = n \times c = 7 \times 300 = 2100.0, \text{ ум.од.}$$

Сумарні витрати на видобуток з використанням датчиків становитимуть:

$$\sum C = C_{\text{в}} + C_{\text{дат}}, \text{ ум.од.} \quad (3.6)$$

$$\sum C = C_{\text{в}} + C_{\text{дат}} = 11306.0 + 2100.0 = 13406.0, \text{ ум.од.}$$

Далі визначаємо, скільки тонн готової продукції ми отримаємо з певного об'єму видобутої сирової руди:

$$V_{\text{кк}} / v = V_{\text{г.прод}}, \text{ т}, \quad (3.7)$$

де  $v$  – необхідний об'єм сирової руди для отримання 1 тонни готової продукції (окатишів),  $V_{\text{г.прод}}$  – об'єм готової продукції, т

$$V_{\text{г.прод}} = V_{\text{кк}} / v = 7537.5 / 2.75 = 2741, \text{ т}$$

На світовому ринку (з огляду даних з інтернет-ресурсів) 1 тонна готової продукції оцінюється приблизно 120 \$ за тонну. Тож від продажу отримаємо:

$$V_{\text{г.прод}} \times 120 = C_{\text{г.прод}}, \text{ ум.од}, \quad (3.8)$$

де  $C_{\text{г.прод}}$  – вартість готової продукції;

$$C_{\text{г.прод}} = V_{\text{г.прод}} \times 120 = 2741 \times 120 = 328909, \text{ ум.од.}$$

Прибуток розраховуємо як різницю між сумою, яка отримана від реалізації готової продукції ( $C_{\text{г.прод}}$ ) та сумарними витратами на видобуток ( $\sum C$ ). У випадку, коли ми застосовуємо датчики, - до сумарних витрат відносимо витрати на вилучення сирової руди з масиву та транспортування її до ПП та витрати на датчики. У випадку відмови від застосування датчиків, сумарними витратами вважаємо витрати на вилучення сирової руди, вилучення додаткового об'єму порожньої породи, витрати на переробку порожньої породи на дробарці. Таким чином ми оцінюємо вплив на прибуток тільки наявності чи відсутності датчиків. Тож прибуток становить:

$$C_{\text{г.прод}} - \sum C = Pr1, \text{ ум.од.}, (3.9)$$

де  $Pr$  (від англійського «profit») – прибуток від продажу певного об'єму окатишів, ум.од.

$$Pr1 = C_{\text{г.прод}} - \sum C = 328909.0 - 13406.0 = 315503.0, \text{ ум.од.}$$

Без використання датчиків, маючи тільки координати лінії контакту в цілику, ми додаємо до об'єму руди ще й об'єм «порожньої» породи ( $Q_{\text{пп}}$ ); цей об'єм можемо розрахувати за формулою (3.2 -3.3):

$$Q_{\text{пп}} = B \times H_y \times L = 3 \times 15 \times 50 = 2250, \text{ м}^3$$

Переведемо у тонни:

$$V_{\text{пп}} = Q \times \gamma = 2250 \times 3,35 = 7537,5, \text{ т}$$

Витрати на видобуток руди та порожньої породи становитимуть:

$$(V_{\text{кк}} + V_{\text{пп}}) \times 1,5 = C_{\text{в}}, \text{ ум.од.} \quad (3.10)$$

$$C_{\text{в}} = (V_{\text{кк}} + V_{\text{пп}}) \times 1,5 = (7537,5 + 7537,5) \times 1,5 = 22612,5 \text{ ум.од.}$$

Витрати на подрібнення порожньої породи ( $C_{\text{пп}}$ ) на дробарці (при вартості подрібнення 12 ум.од. за 1 тонну):

$$C_{\text{пп}} = V_{\text{пп}} \times 12,0 = 7537,5 \times 12,0 = 90450,0, \text{ ум.од.}$$

Сумарні витрати ( $\Sigma C$ ) при цьому:

$$\Sigma C = C_{\text{в}} + C_{\text{пп}} = 22612,5 + 90450,0 = 113063,0, \text{ ум.од.}$$

Від продажу отримаємо ті самі 328909,0, ум.од.

Прибуток ( $Pr_2$ ) за формулою (3.9) становитиме:

$$Pr_2 = C_{\text{г.прод.}} - \Sigma C = 328909,0 - 113063,0 = 215847,0, \text{ ум.од.}$$

Розрахуємо який відсоток становить різниця прибутків відносно максимально можливого. При цьому бачимо (це видно з розрахунків), що прибуток з використанням датчиків є максимальним та приймаємо його за 100 %:

$$Pr_1 - Pr_2 = \Delta, \text{ ум.од.}, \quad (3.11)$$

де  $Pr_1, Pr_2$  – прибутки у першому та другому випадках;

$\Delta$  - різниця прибутків.

$$\Delta = Pr_1 - Pr_2 = 315503,0 - 215847,0 = 99656,0, \text{ ум.од.}$$

Розрахуємо, який відсоток становить ця різниця відносно максимально можливого прибутку:

$$\Delta \times 100 / Pr_1 = W, \% \quad (3.12)$$

де  $W$  – приріст прибутку при використанні датчиків, %

$$W = \Delta \times 100 / Pr_1 = 99656,0 \times 100 / 315503,0 = 31,6, \%$$

На 31,6 % прибуток від реалізації буде вищим при використанні датчиків.



Отримані дані розраховані з низкою припущень. Одне з важливих припущень,- це відстань, на яку переміщується гірнича маса. Вона приблизна та прийнята рівною 3м. При меншому переміщенні об'єм долучаємих порожніх порід буде меншим, відповідно і відсоток прибутку теж буде меншим. У таблиці 3.3 приведені розрахунки для умов, коли лінія контакту змістилася лише на 1м.

Аналогічним чином розрахуємо який відсоток від прибутку ми втрачаємо, якщо відробляємо забої у звичному режимі для блоків об'ємом 30000т, 50000т та 60000т.

**Для блоку об'ємом 30000 (т):**

За формулою (3.1) отримаємо об'єм у метрах кубічних:

$$Q = V/\gamma = 30000 / 3.35 = 8955, \text{ м}^3$$

За формулами (3.2-3.3) геометричні параметри блоку становитимуть:

$$Q = B \times H_y \times L = 12 \times 15 \times 50 = 9000, \text{ м}^3;$$

Рудна частина буде мати параметри:

$$Q_{\text{кк}} = B \times H_y \times L = 7 \times 15 \times 50 = 5250, \text{ м}^3,$$

$$V_{\text{кк}} = Q_{\text{кк}} \times \gamma = 5250 \times 3.35 = 17588, \text{ т}$$

З використанням датчиків маємо (формули (3.4-3.7)):

$$C_{\text{в}} = V_{\text{кк}} \times 1.5 = 17588 \times 1.5 = 26381.0, \text{ ум.од.}$$

$$C_{\text{дат}} = n \times c = 7 \times 300 = 2100.0, \text{ ум.од.}$$

$$\sum C = C_{\text{в}} + C_{\text{дат}} = 26381.0 + 2100.0 = 28481.0, \text{ ум.од.}$$

Об'єм готової продукції становитиме:

$$V_{\text{г.прод}} = V_{\text{кк}} / v = 17588 / 2.75 = 6395.5, \text{ т}$$

Вартість готової продукції визначаємо за формулою (3.8):

$$C_{г.прод.} = V_{г.прод.} \times 120 = 6395.5 \times 120 = 767455.0, \text{ ум.од.}$$

Прибуток з використанням датчиків за формулою (2.9) становить:

$$Pr1 = C_{г.прод.} - \sum C = 767455.0 - 28481.0 = 738973.0, \text{ ум.од.}$$

Без використання датчиків об'єм порожньої породи становить:

$$V_{пп} = Q \times \gamma = 2250 \times 3,35 = 7537.5, \text{ т}$$

Витрати на видобуток руди та порожньої породи становитимуть:

$$C_v = (V_{кк} + V_{пп}) \times 1.5 = (17588 + 7537.5) \times 1.5 = 37688.0, \text{ ум.од.}$$

Витрати на подрібнення порожньої породи на дробарці:

$$C_{пп} = V_{пп} \times 12.0 = 7537.5 \times 12.0 = 90450.0, \text{ ум.од.}$$

Сумарні витрати ( $\sum C$ ):

$$\sum C = C_v + C_{пп} = 37688.0 + 90450.0 = 128138.0, \text{ ум.од.}$$

Об'єм готової продукції ( $V_{г.прод.}$ ):

$$V_{г.прод.} = V_{кк} / v = 17588 / 2.75 = 6395.0, \text{ т}$$

Сума від продажу ( $C_{г.прод.}$ ) за формулою (3.8):

$$C_{г.прод.} = V_{г.прод.} \times 120 = 6395.0 \times 120.0 = 767455.0, \text{ ум.од.}$$

Прибуток без використання датчиків:

$$Pr2 = C_{г.прод.} - \sum C = 767455.0 - 128138.0 = 639317, \text{ ум.од.}$$

Різниця ( $\Delta$ ) за формулою (3.11) становить:

$$\Delta = Pr1 - Pr2 = 738973.0 - 639317.0 = 99656, \text{ ум.од.}$$

Приріст прибутку ( $W$ ) визначимо за формулою (3.12):

$$W = \Delta \times 100 / Pr1 = 99656.0 \times 100 / 738973.0 = 13.5, \%$$

Для блоків об'ємом 40000 т, 50000 т та 60000 т результати розрахунків наведені в таблицях [3.1-3.3]. Графічно залежність приросту прибутку від об'єму блоку відображено на рисунку 3.1.

Таблиця 3.1 – Розрахунок прибутку при використанні датчиків

об'єм блоку(т)	об'єм блоку(м <sup>3</sup> )	об'єм руди (т)	об'єм руди (м <sup>3</sup> )	C <sub>в</sub> (ум.од.)	C <sub>дат</sub> (ум.од.)	∑C (ум.од.)	V <sub>г.прод</sub> (Т)	C <sub>г.прод</sub> (ум.од.)	Pr1, (ум.од)
20000	5970.0	7538.0	2250.0	11306.0	2100.0	13406.0	2741.0	328909.0	315503.0
30000	8955.0	17587.5	5250.0	26381.0	2100.0	28481.0	6395.5	767455.0	738973.0
40000	11940.0	27638.0	8250.0	41456.0	2100.0	43556.0	10050.0	1206000.0	1162444.0
50000	14925.0	37687.5	11250.0	56531.0	2100.0	58631.0	13705.0	1644545.0	1585914.0
60000	17910.0	47737.5	14250.0	71606.0	2100.0	73706.0	17359.0	2083091.0	2009385.0

Таблиця 3.2 – Розрахунок прибутку без використання датчиків при переміщенні контакту на 3м

об'єм блоку(т)	об'єм блоку(м <sup>3</sup> )	об'єм руди (т)	об'єм руди (м <sup>3</sup> )	об'єм порожньої породи (м <sup>3</sup> )	об'єм порожньої породи (т)	C <sub>в</sub> (ум.од.)	∑C (ум.од.)	вартість переробки на дробарці порожньої породи (ум.од.)	V <sub>г.прод</sub> (Т)	C <sub>г.прод</sub> (ум.од.)	Pr2, (ум.од)	різниця прибутків, Δ	Приріст прибутку W,%
20000	5970	7538	2250	2250	7538	22612.5	113063	90450	2741	328909	215847	99656	31.6
30000	8955	17588	5250	2250	7538	37688	128138	90450	6395.5	767455	639317	99656	13.5
40000	11940	27638	8250	2250	7538	41456	143213	90450	10050	1206000	1062788	99656	8.6
50000	14925	37688	11250	2250	7538	67837	158288	90450	13705	1644545	1486258	99656	6.3
60000	17910	47738	14250	2250	7538	82912	173363	90450	17359	2083091	1909728	99656	5

Таблиця 3.3 - Розрахунок прибутку без використання датчиків при переміщенні контакту на 1м

об'єм блоку(т)	об'єм блоку(м <sup>3</sup> )	об'єм руди (т)	об'єм руди (м <sup>3</sup> )	об'єм порожньої породи (м <sup>3</sup> )	об'єм порожньої породи (т)	C <sub>в</sub> (ум.од.)	∑C (ум.од.)	вартість переробки на дробарці порожньої породи (ум.од.)	V <sub>г.прод</sub> (т)	C <sub>г.прод</sub> (ум.од.)	Pr2, (ум.од)	різниця прибутків, Δ	Приріст прибутку W, %
20000	5970	7538	2250	750	2512.5	11306	45225	30150	2741	328909	283684	31819	10.1
30000	8955	17587.5	5250	750	2512.5	26381	60300	30150	6395.5	767455	707155	31819	4.3
40000	11940	27638	8250	750	2512.5	41456	75375	30150	10050	1206000	1130625	31819	2.7
50000	14925	37687.5	11250	750	2512.5	56531	90450	30150	13705	1644545	1554095	31819	2
60000	17910	47737.5	14250	750	2512.5	71606	105525	30150	17359	2083091	1977566	31819	1.6

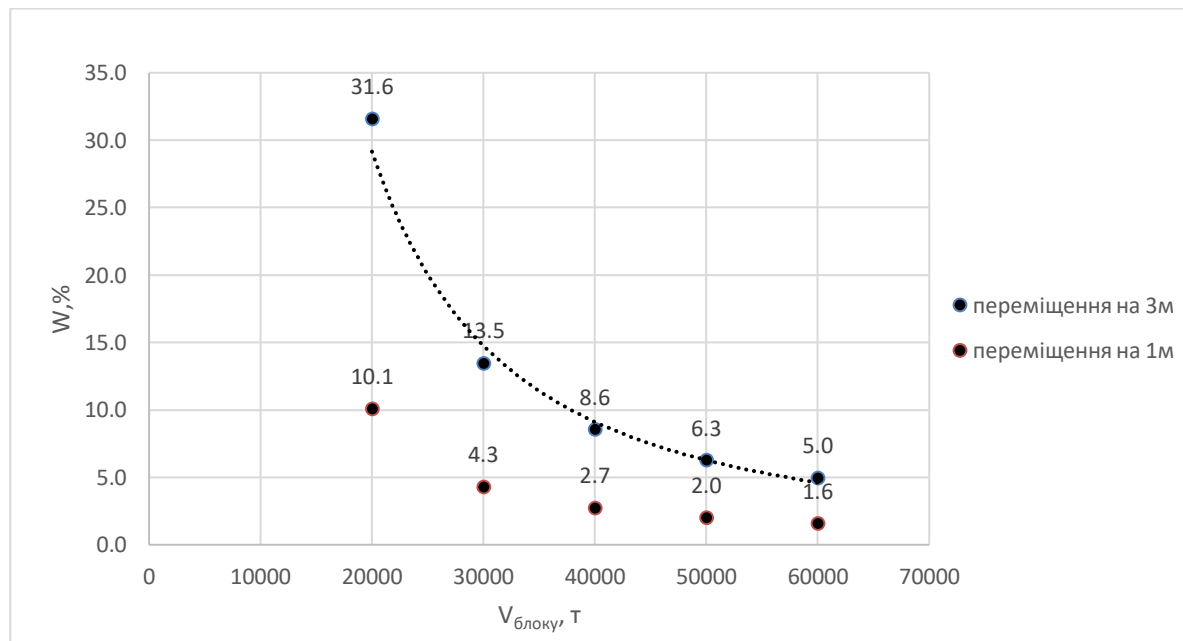


Рисунок 3.1 –Залежність приросту прибутку при використанні датчиків від об'єму блоку БВР

На цьому перший етап дослідження завершено та можна приступити до наступного етапу.

### 3.2 Практична частина дослідження

Як одну з можливих альтернатив, розглянемо геометричний метод прогнозування зміщення контуру рудного тіла після МВ.

Ідея реалізації геометричного методу полягає у наступному.

Маємо буровий блок з відомими геометричними параметрами (довжина, ширина, висота). Також маємо план розташування сітки свердловин БВР, в кожній з яких за лабораторними даними наявна інформація за якісними показниками корисної копалини (далі – КК). За цією інформацією встановлюється лінія контакту КК та порожньої породи. Лінія контакту координатно прив'язана до положення в цілику. Після вибуху маємо геометричні параметри розвалу гірничої маси. Проводимо декілька ( в залежності від довжини блоку) перетинів вхрест простягання блоку, по яких визначаємо площу перетину «до» та «після» вибуху. Визначаємо декілька, в залежності від кількості перетинів, коефіцієнтів розпушування гірничої маси. Зрозуміло, що чим більше проведено перетинів,- тим точніша буде інформація. Площину перетину до вибуху поділяємо на прямокутники з висотою, рівною висоті уступу та шириною, рівною  $\frac{1}{2}$  відстані між рядами свердловин (далі - ВМР). Далі, маючи контур блоку після вибуху на конкретному перетині, а також положення свердловин, відстроюємо ці прямокутники в залежності від визначеного коефіцієнту розпушування. Проводимо цю операцію від ціликової частини в напрямку відкритого простору. При цьому приблизно можемо встановити відстань, на яку змістився контакт порід. Цей метод заздалегідь не може врахувати різницю між переміщенням порід у верхній та нижній частинах блоку. Похибку можна встановити лише експериментально, для чого потрібні статистичні дані саме по конкретному родовищу.

Виходячи с завдання, після встановлення доцільності використання

геометричного методу, потрібно розглянути запропонований метод на конкретному прикладі.

План проведення другого етапу дослідження:

1. Проведення зйомки поверхні розвалу за допомогою прибору Leica GPS.
2. Обробка даних зйомки за допомогою ГІС Surpac Geovia:
  - отримання цифрової триангуляційної моделі поверхні розвалу;
  - проведення декількох перетинів впоперек простягання досліджуваного блоку через рівні інтервали (для дослідження було обрано 4 перетини, проведені через 100м);
  - побудова для кожного перетину контурів блоку «до» та «після» вибуху;
  - визначення коефіцієнту розпушування для кожного перетину;
  - розрахунок і нанесення лінії контакту порід у контурі розвалу.
3. Зйомка фактичного положення лінії контакту порід послідовно, в ході розробки блоку.
4. Співставлення розрахункового положення контакту та фактичного.

Треба відмітити, що написання кваліфікаційної роботи відбувалося паралельно з розробкою досліджуваного блоку і деякі моменти з'ясувалися у режимі реального часу. Таким чином, в ході дослідження було прийнято відстроїти ще один перетин, як найбільш цікавий та інформативний. Отже, обсяг дослідження становить побудову 5 перетинів, для кожного з яких проведені розрахунки площі контурів блоку «до» та «після» МВ, розрахована та проведена прогнозна лінія контакту. Фактична лінія контакту відома лише для двох перетинів. Це пов'язано з неможливістю проводити зйомку у нічні зміни; до того ж не завжди лінію контакту достовірно можна відслідкувати, зважаючи

на наявність засмічення у приконтатній зоні.

Досліджуваний блок після вибуху представлений на рисунку 3.2. Після проведення зйомки поверхні розвалу була побудована цифрова тріангуляційна модель (ЦТМ) цієї поверхні. Накладання побудованої ЦТМ на поверхню блоку до вибуху представлено на рисунку 3.3. Схема розташування перетинів представлена на рисунку 3.4. Схема комутації у додатку 1.

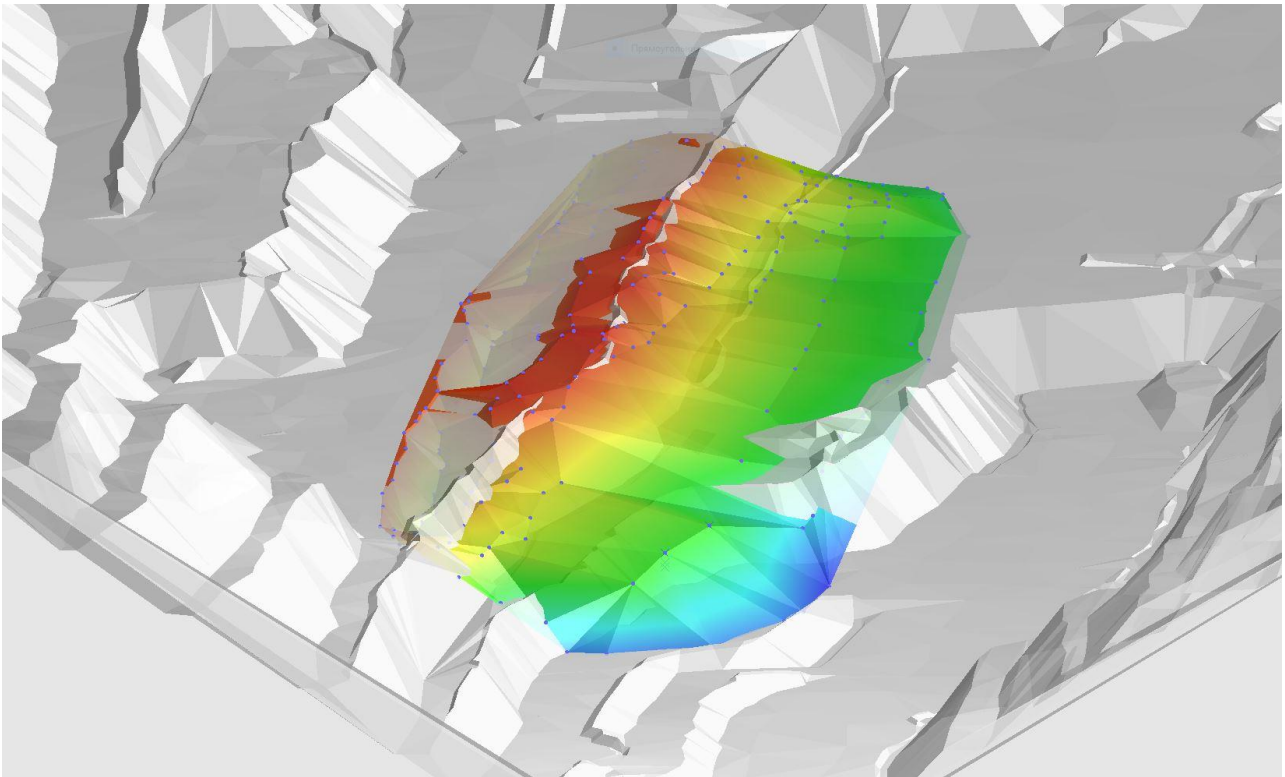
Вихідними даними для розрахунків є дві поверхні – «до» та «після» вибуху. Спочатку визначимо площу кожної з них у контурі перетину 1\_1. Це досить легко виконується за допомогою інструментарію ГІС Surpac, незважаючи на можливу складність геометричних контурів. Тож площа перетину у цілику складає  $295.08 \text{ м}^2$ , у розвалі –  $652.4 \text{ м}^2$ .



***Рисунок 3.2 – Фотографія досліджуваного блоку після вибуху***

Коефіцієнт розпушування визначаємо за формулою:

$$k_p = S_p / S_{ц}, \text{ од.} \quad (3.13)$$



**Рисунок 3.3 – Накладання ЦТМ розвалу на поверхню блоку до вибуху**

де  $S_p$  та  $S_{ц}$ , - площа перетину у розвалі та у цілику відповідно;

$k_p$  – коефіцієнт розпушування

$$k_p = 652.4 / 295.08 = 2.2$$

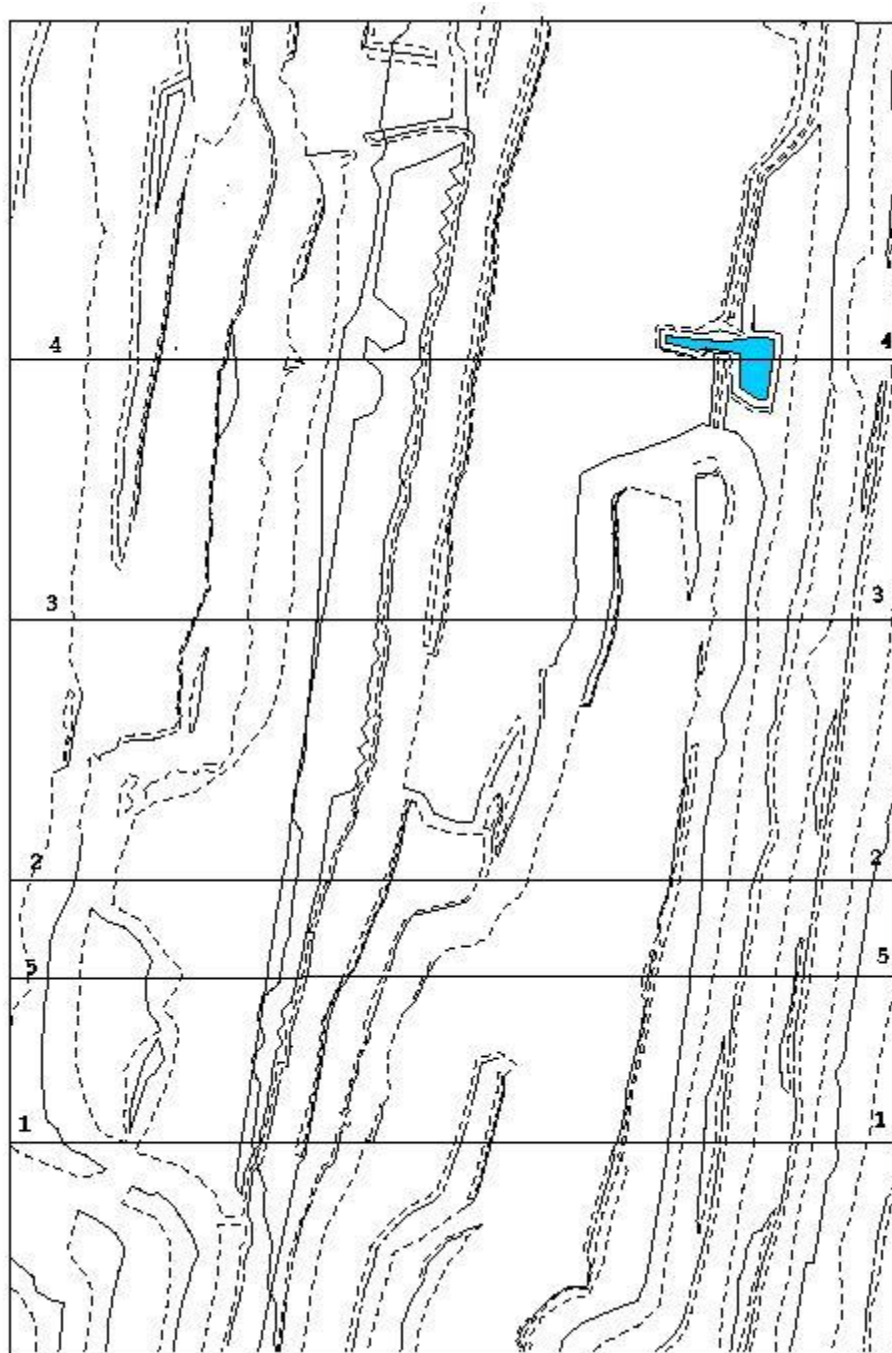
Маємо також інформацію про розташування свердловин у площі перетину. Свердловини розташовані по шаховій сітці  $7 \times 8$  м. Перетин проведено поперек рядів свердловин, тож відстань між ними становитиме 7 м, за винятком похилих свердловин першого ряду, які розташовані ближче, ніж 7 м. Від кожної свердловини з обох сторін відбудовуємо умовні лінії на відстані 3.5 м ( $1/2$  відстані між рядами).

Отримуємо умовний блок висотою 15 м та шириною 7 м, свердловина при цьому розташована всередині. Зрозуміло, що площа такого блоку буде



дорівнювати:

$$H_y \times B_1 = S_{1ц}, M^2 \quad (3.14)$$



**Рисунок 3.4 – Схема розташування перетинів**

$$S_{1ц} = H_y \times B_1 = 15 \times 7 = 105, M^2$$

Щоб отримати площу цього блоку у розвалі, треба помножити її на  $k_p$ .

Маємо:

$$s_{1ц} \times k_p = s_{1p}, \text{ м}^2, \quad (3.15)$$

де  $s_{1ц}, s_{1p}$  – площі першого блоку у цілику та у розвалі відповідно.

$$s_{1p} = s_1 \times k_p = 105 \times 2.2 = 232.1, \text{ м}^2$$

Таким чином за формулами 3.14-3.15 розраховуємо наступний блок перетину 1\_1:

$$s_{2ц} = 8.15 \times 15 = 122.3 \text{ м}^2,$$

$$s_{2p} = 122.3 \times 2.2 = 269.0 \text{ м}^2$$

Окремо визначаємо площу поверхні від останнього ряду свердловин (+ 3.5м на формування лінії відриву) до лінії контакту порід у цілику.

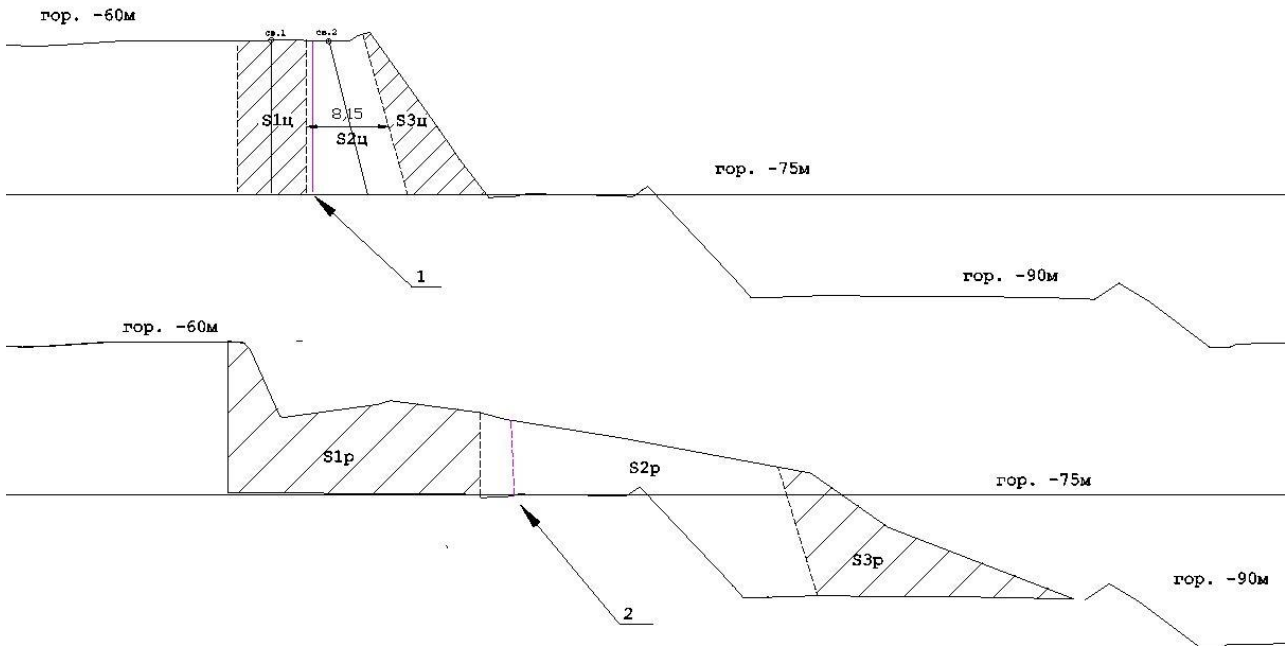
$$s_{кц} = 115.75, \text{ м}^2$$

Помножуємо на коефіцієнт розпушування:

$$s_{kp} = s_{кц} \times k_p = 115.75 \times 2.2 = 254.65, \text{ м}^2$$

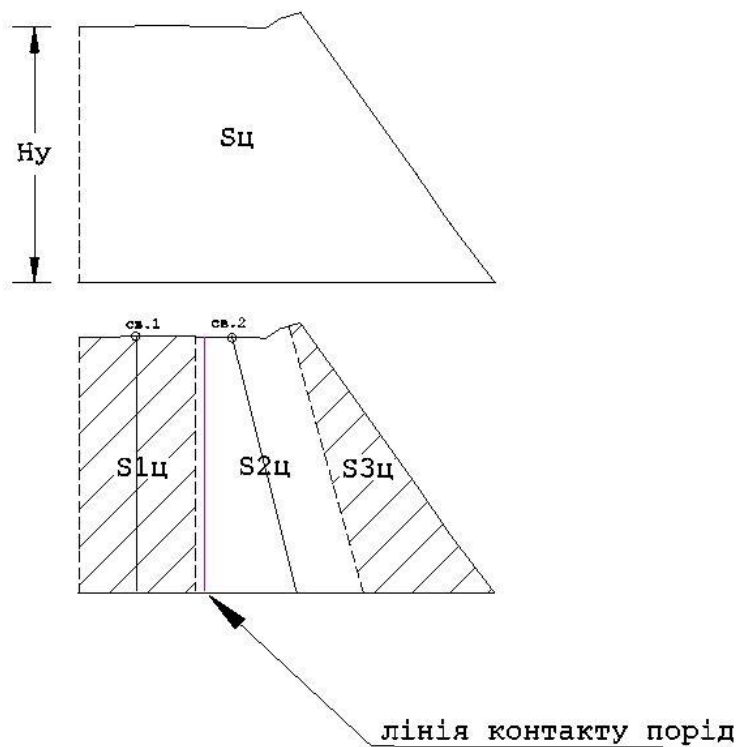
Коли ми маємо кількісні показники кожного блоку  $s_{1p}, s_{2p}, s_{kp}$ , ми переходимо до геометричного підбору площин у контурі розвалу. Тобто моделюємо, куди змістилася границя першого блоку, щоб його площа дорівнювала розрахованій нами величині. Послідовно відбудовуємо кожний блок. Для перетину 1\_1 геометричні побудови приведені на рисунках 3.5-3.7.

Аналогічно виконуємо розрахунки та побудови для всіх перетинів.

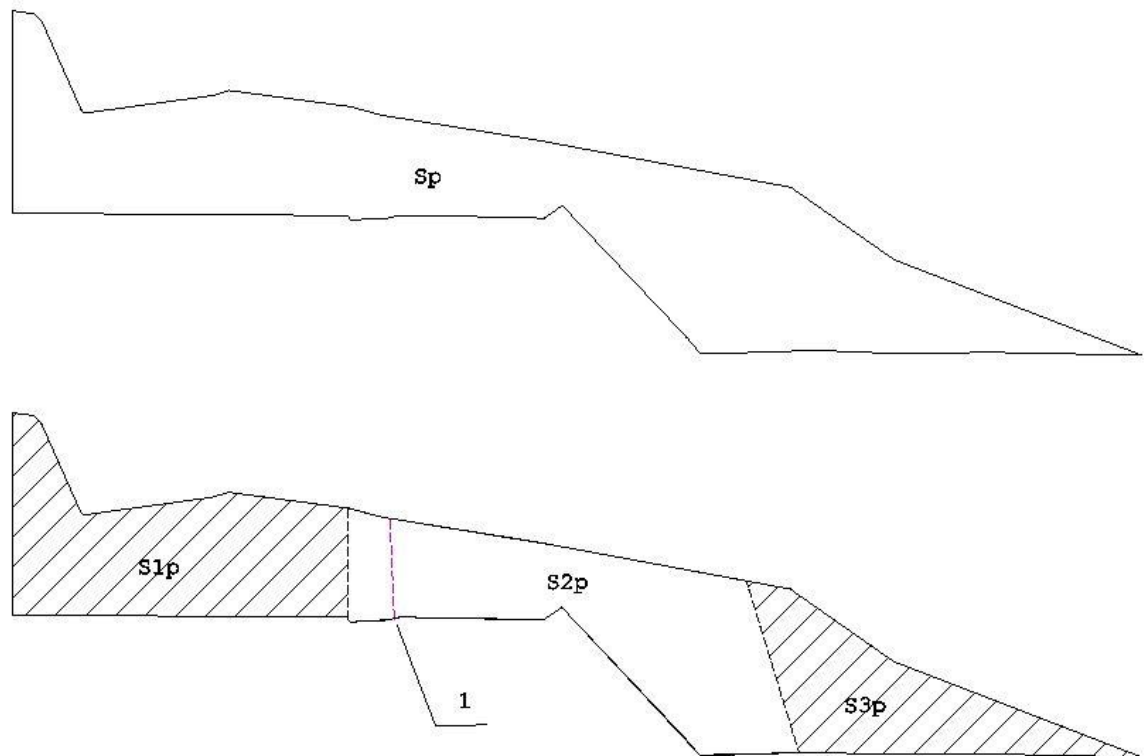


**Рисунок 3.5 – Контур блоку БВР «до» та «після» вибуху на перетині 1\_1:**

1 – положення лінії контакту у цілику; 2 - положення лінії контакту у розвалі



**Рисунок 3.6 – Площа перетину 1\_1 у цілику**

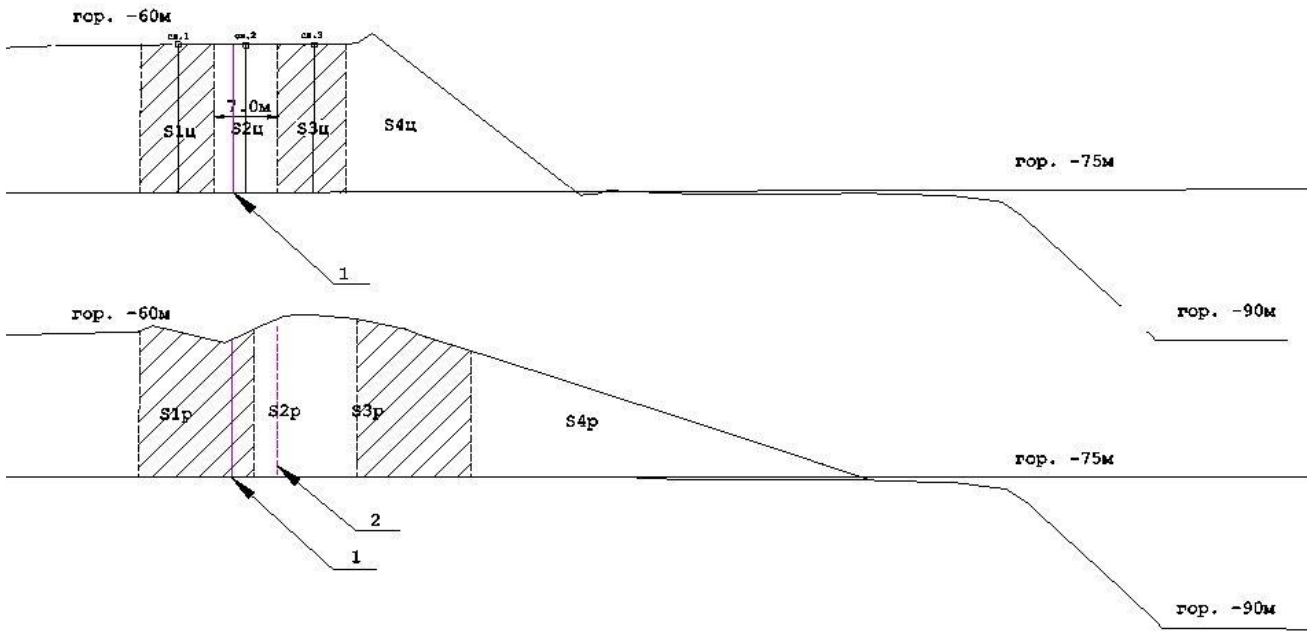


**Рисунок 3.7 – Площа перетину 1\_1 у розвалі:**

1 – розраховане положення лінії контакту у розвалі

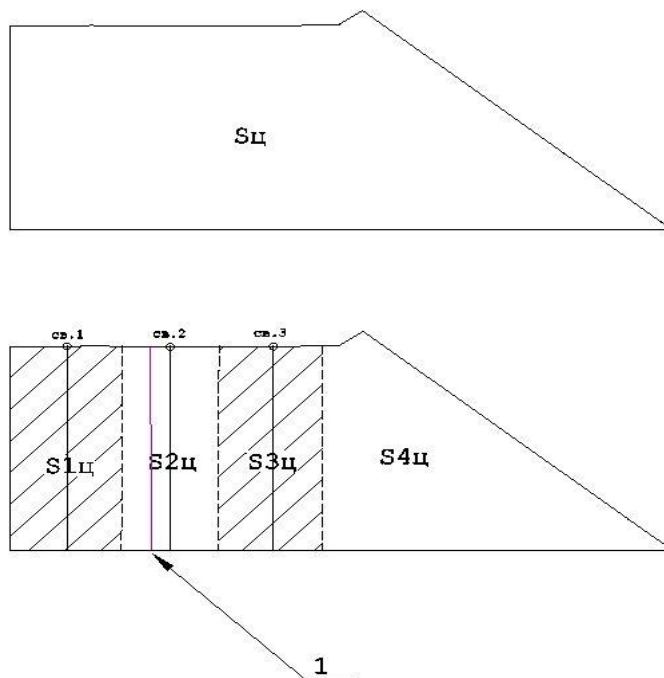
Площа перетину 2\_2 у цілику складає  $476.55\text{м}^2$ , у розвалі –  $702.16\text{м}^2$ . Коефіцієнт розпушування за формулою (3.13) становить 1.47. Площі  $S_{1ц}$ ,  $S_{2ц}$ ,  $S_{3ц}$  однакові та дорівнюють  $105\text{м}^2$ , що у розвалі становить  $154.4\text{ м}^2$ . Площа до лінії контакту у цілику –  $128.4\text{м}^2$ , у розвалі –  $189.2\text{м}^2$ . Геометричні побудови приведені на рисунках 3.8-3.10.

Площа перетину 3\_3 у цілику складає  $531.5\text{м}^2$ , у розвалі –  $845.2\text{м}^2$ . Коефіцієнт розпушування за формулою (3.13) становить 1.6. Площі  $S_{1ц}$ ,  $S_{2ц}$ ,  $S_{3ц}$  однакові та дорівнюють  $105\text{м}^2$ , що у розвалі становить  $168\text{ м}^2$ . Площа до лінії контакту у цілику –  $22\text{м}^2$ , у розвалі –  $34.9\text{м}^2$ . Геометричні побудови приведені на рисунках 3.11-3.13.



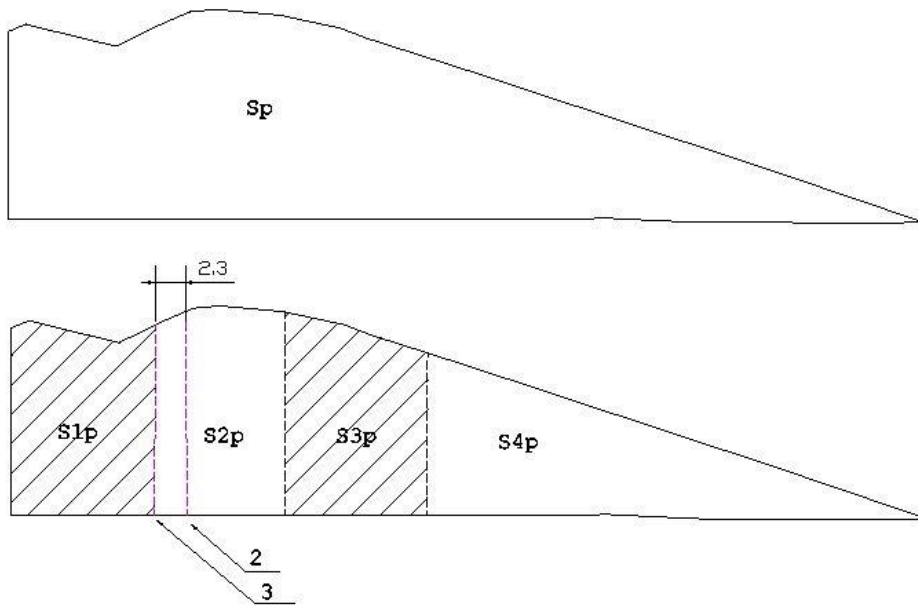
**Рисунок 3.8 - Контур блоку БВР «до» та «після» вибуху на перетині 2\_2:**

1 – положення лінії контакту у цілику; 2 - розраховане положення; 3 - фактичне



**Рисунок 3.9 - Площа перетину 2\_2 у цілику:**

1 – положення лінії контакту у цілику

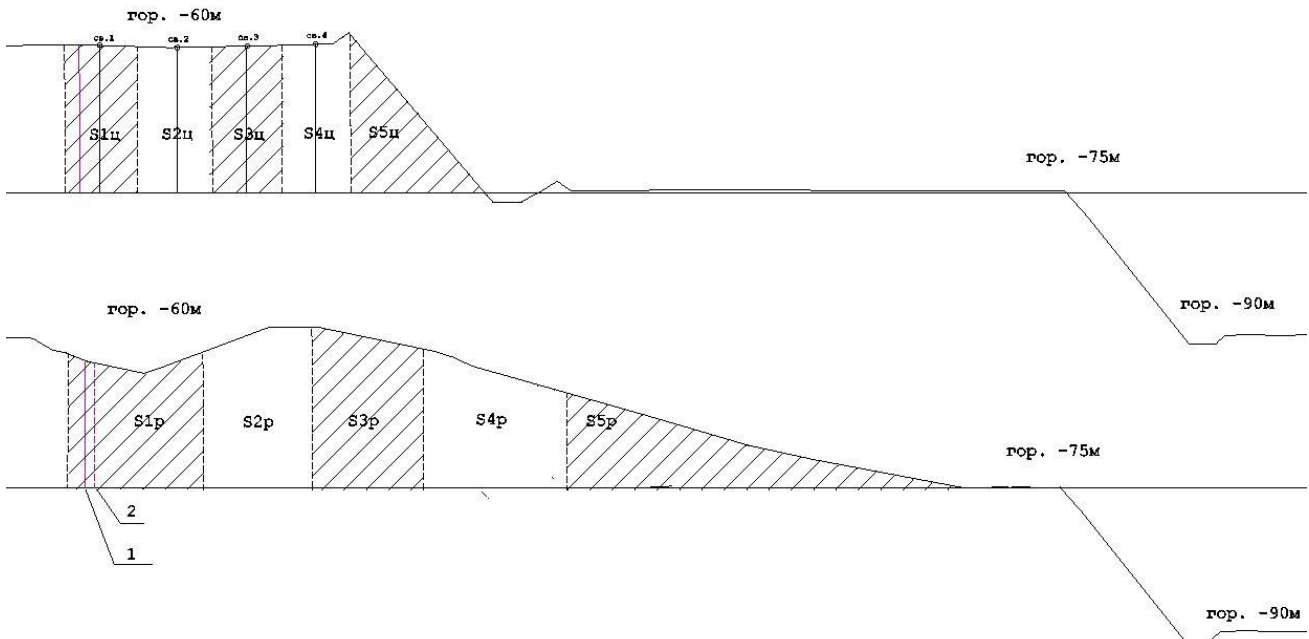


**Рисунок 3.10 -Площа перетину 2\_2 у розвалі:**

2 - розраховане положення лінії контакту; 3 – фактичне положення

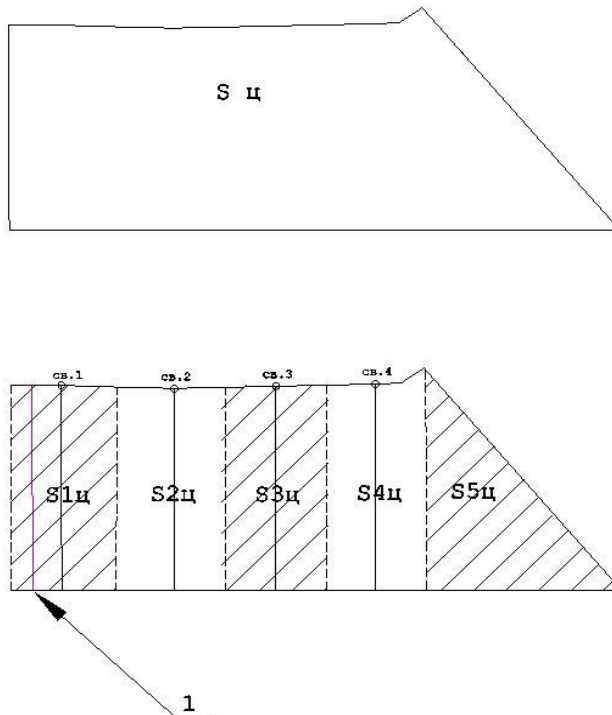
Площа перетину 4\_4 у цілику складає  $527.4\text{м}^2$ , у розвалі –  $794.37\text{м}^2$ . Коефіцієнт розпушування за формулою (3.13) становить 1.5. Площі  $s_{1ц}$ ,  $s_{2ц}$ ,  $s_{3ц}$ ,  $s_{4ц}$  однакові та дорівнюють  $105\text{м}^2$ , що у розвалі становить  $157.5\text{ м}^2$ . Лінія контакту порід проходить за межами підриваємого блоку та не фіксується на перетині 4\_4. Цей перетин потребує перегляду після обробки матеріалів наступного буровибухового блоку, який контактує з досліджуваним зараз. На момент вибуху наступного блоку частина рудного розвалу була відгружена на ПП, треба співставити зйомку двох розвалів та провести розрахунки повторно.

Особливої уваги потребує перетин 5\_5. В цьому місці вдалося зняти фактичне положення контакту найбільш достовірно.



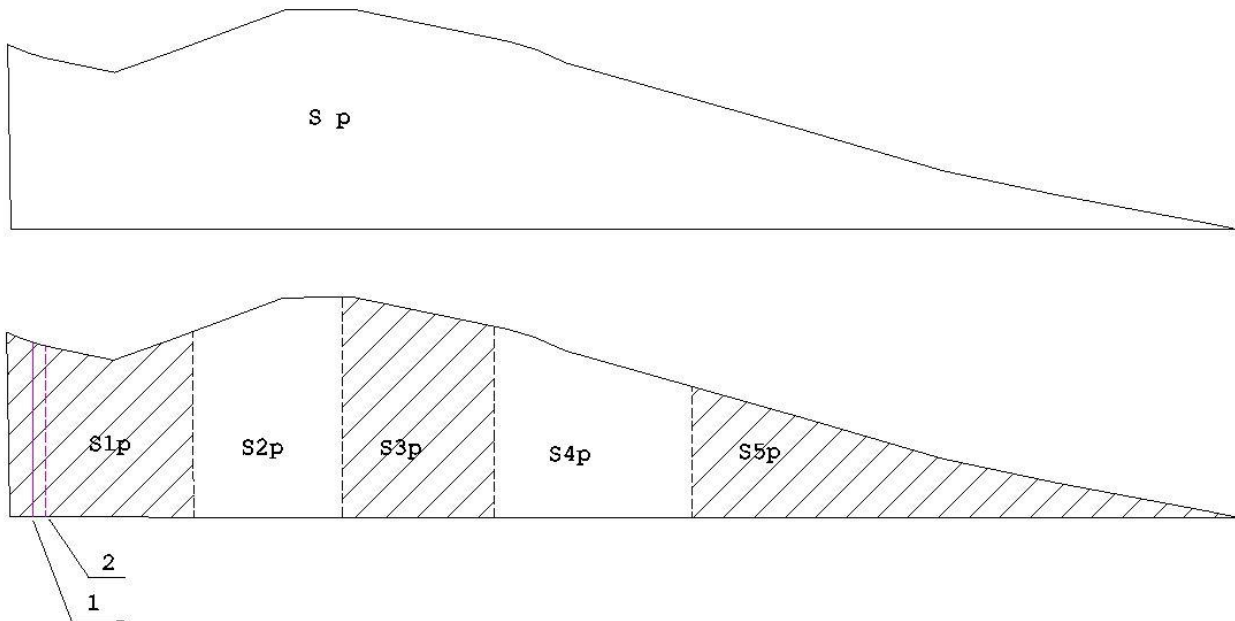
**Рисунок 3.11 - Контур блоку БВР «до» та «після» вибуху на перетині 3\_3:**

1 – положення лінії контакту у цілику; 2 - розраховане положення



**Рисунок 3.12 -Площа перетину 3\_3 у цілику:**

1 – положення лінії контакту у цілику

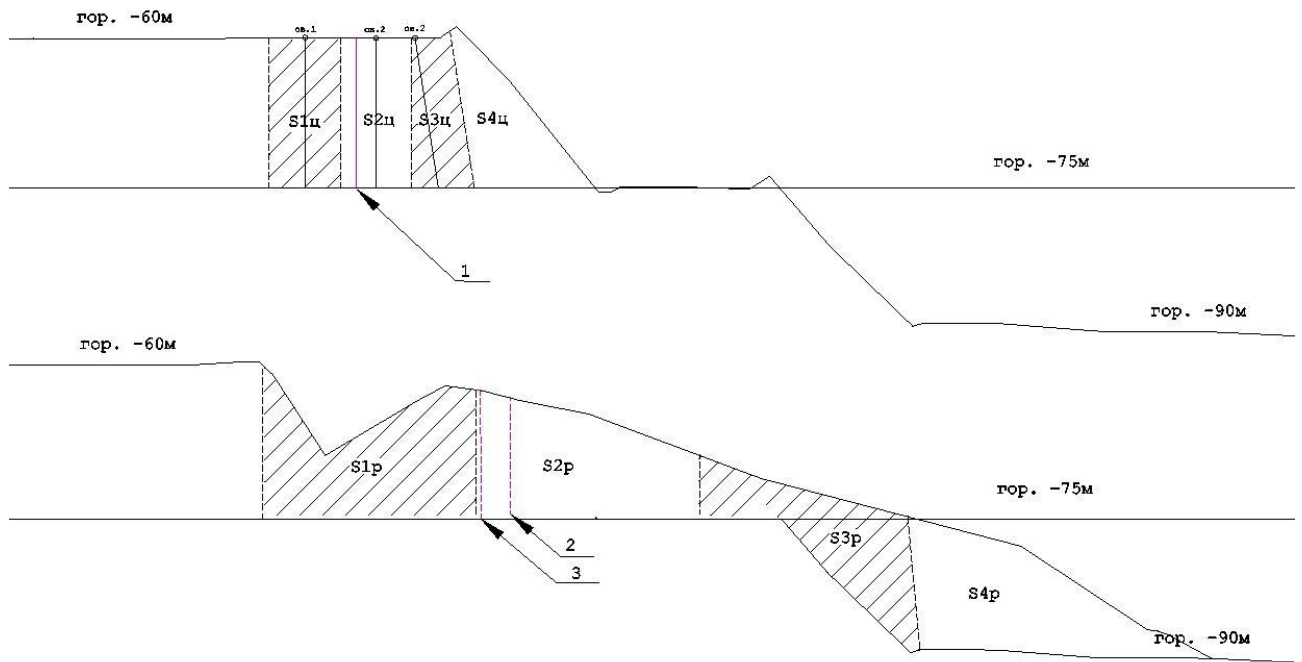


**Рисунок 3.13 - Площа перетину 3\_3 у розвалі:**

1 – положення лінії контакту у цілику; 2 - розраховане положення

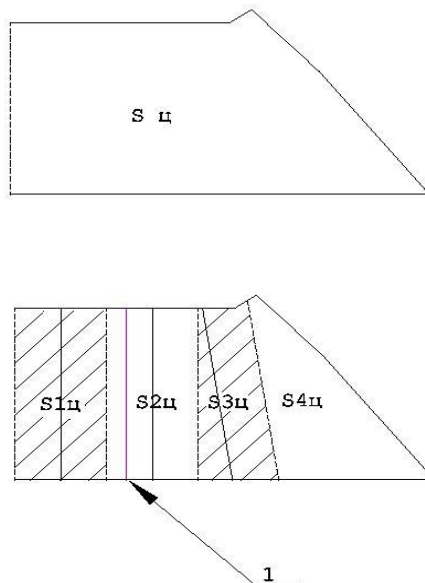
Площа перетину 5\_5 у цілику складає  $392.67\text{м}^2$ , у розвалі –  $779\text{м}^2$ . Коефіцієнт розпушування за формулою (3.13) становить 1.98. Площі  $s_{1ц}$ ,  $s_{2ц}$  однакові та дорівнюють  $105\text{м}^2$ , що у розвалі становить  $208.3\text{ м}^2$ . Площа до лінії контакту у цілику –  $125.6\text{м}^2$ , у розвалі –  $248.7\text{м}^2$ . На перетині простежується досить чітка та глибока лінія відриву, переміщення гірничої маси значне. Так, різниця між положенням лінії контакту порід у цілику та фактичним положенням складає 12м, а різниця між розрахунковим та фактичним положенням – 2.9м. Похибка у 3м на відстані 12м складає 25%. Пояснити такий результат можна в першу чергу похибкою у вихідних даних поверхні розвалу, бо зйомку проводив не кваліфікований маркшейдер, а геолог. Бажано, щоб взагалі така зйомка проводилася беспилотним пристроєм з послідуною обробкою маркшейдером. Якщо зйомка не є точною, як наслідок отримаємо розбіжності у розрахунку площин. Дуже схоже, що коефіцієнт розпушування трохи завишено. Але й такий результат здається задовільним. Геометричні побудови представлені на рисунках 3.14-3.16.





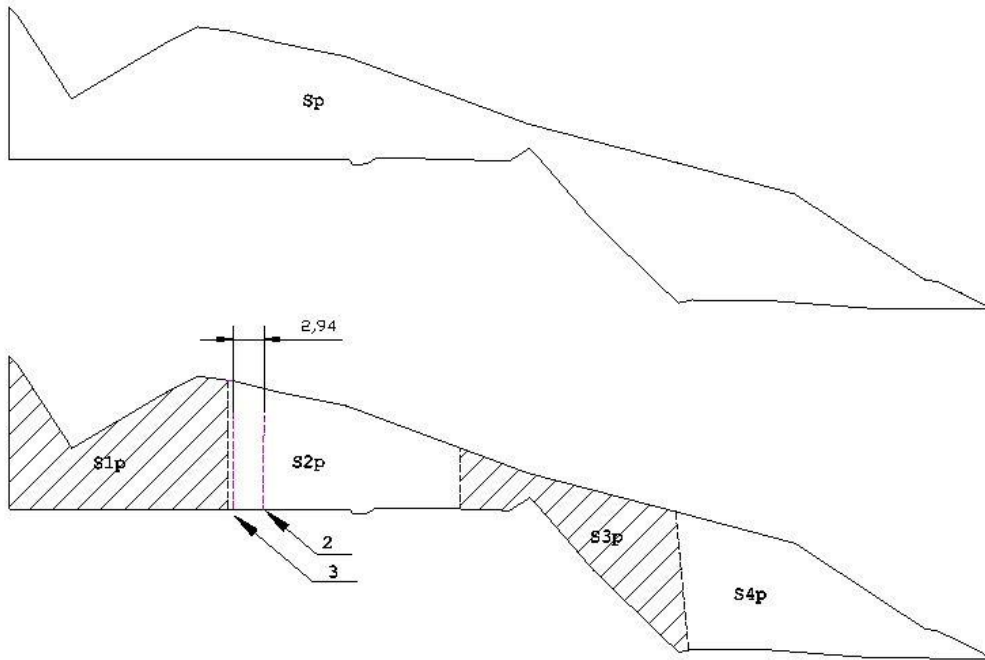
**Рисунок 3.14 - Контур блоку БВР «до» та «після» вибуху на перетині 5\_5:**

1 – положення лінії контакту у цілику; 2 - розраховане положення; 3 - фактичне положення



**Рисунок 3.15 -Площа перетину 5\_5 у цілику:**

1 – положення лінії контакту у цілику



**Рисунок 3.16 -Площа перетину 5\_5 у розвалі:**

2 – розраховане положення лінії контакту; 3– фактичне положення лінії контакту

## Висновки

Важливим недоліком цього дослідження є мала кількість матеріалу для аналізу та розрахунків. Всі операції зведені, нажаль, до розгляду фактичних даних одного досліджуваного блоку. При такому об'ємі не може бути мови про статистичну похибку, її просто неможливо оцінити. Опиратися на такому етапі можна лише на досвід роботи в умовах Єристівського кар'єру та на інтуїтивне відчуття потреби у зміні підходу до розробки селективних блоків.

Аналізуючи дослідження першого етапу бачимо, що приріст прибутку чутливий до співвідношення на буровибуховому блоці руди та порожньої породи. Приріст тим більший, чим менший на блоці об'єм руди. Максимальне його значення у розмірі 31,6% встановлено при переміщенні контакту порід на 3м для блоку об'ємом 20000 т. При збільшенні об'єму руди, лінія контакту порід зміщується на меншу відстань (зважаючи на задані умови проведення теоретичного експерименту). А з тим при збільшенні об'єму КК приріст прибутку поступово зменшується до 5% при загальному об'ємі блоку у 60000 т. Така ж тенденція спостерігається і при умові зміщення контакту на 1м. Та навпаки, чим менший об'єм руди, а з цим і положення контакту ближче до першого ряду свердловин, - то й потреба у більш точному встановленні контакту існує. Різниця прибутків є однаковою. Приріст залежить від співвідношення «корисна копалина – порожня порода». Зупинимось на тому, що використання датчиків ВМТ доцільне лише у випадку, коли контур рудного тіла розташований в межах першого ряду свердловин (+/- 3.5м) та очікується значне його зміщення після вибуху.

На другому етапі встановлено, що величина коефіцієнту розпушування в межах одного блоку може значно відрізнятись. Він залежить від багатьох факторів. Дальність виносу гірничої маси залежить і від наявності чи відсутності підпірної товщі раніше підірваної гірничої маси, і від кількості заряду ВВ. Коефіцієнт розпушування на блоці коливається від 2.2 до 1.45. Простим усередненням лінію контакту відстежити марно, потрібно проводити

розрахунки по перетинах через певні відстані, бо в різних частинах блоку зміщення різне. І це доводить, що саме коефіцієнт розпушування має значний зв'язок з очікуваним положенням лінії контакту. І те, наскільки точною буде зйомка поверхні розвалу, безпосередньо впливає на адекватність величини цього коефіцієнту. Можна, навіть, сказати, що спосіб вирішення нашої локальної задачі дозволяє не обтяжувати розрахунки цілою низкою параметрів, бо ми для наших розрахунків оперуємо ЦТМ розвалу, яка вже є результатом дії всіх цих факторів.

Також на другому етапі розроблено методику визначення положення контуру руди з урахуванням отриманих коефіцієнтів розпушування за допомогою графічних побудов. Розглянуто п'ять перетинів, на двох з яких, а саме на другому та п'ятому встановлено розбіжність розрахованих та фактичних координат, що дорівнює 2.3 м та 2.94 м відповідно. На інших перетинах розбіжність зафіксувати достовірно не можливо з приводу відсутності зйомки фактичного положення контакту в цих місцях. Але по двом відомим можна сказати, що розрахунковий коефіцієнт дещо завищено.

## 4 ПЛАНУВАННЯ СЕЛЕКТИВНОЇ РОЗРОБКИ РУДНОГО РОЗВАЛУ

### 4.1 Практичне використання геометричного методу при селективній розробці рудного розвалу

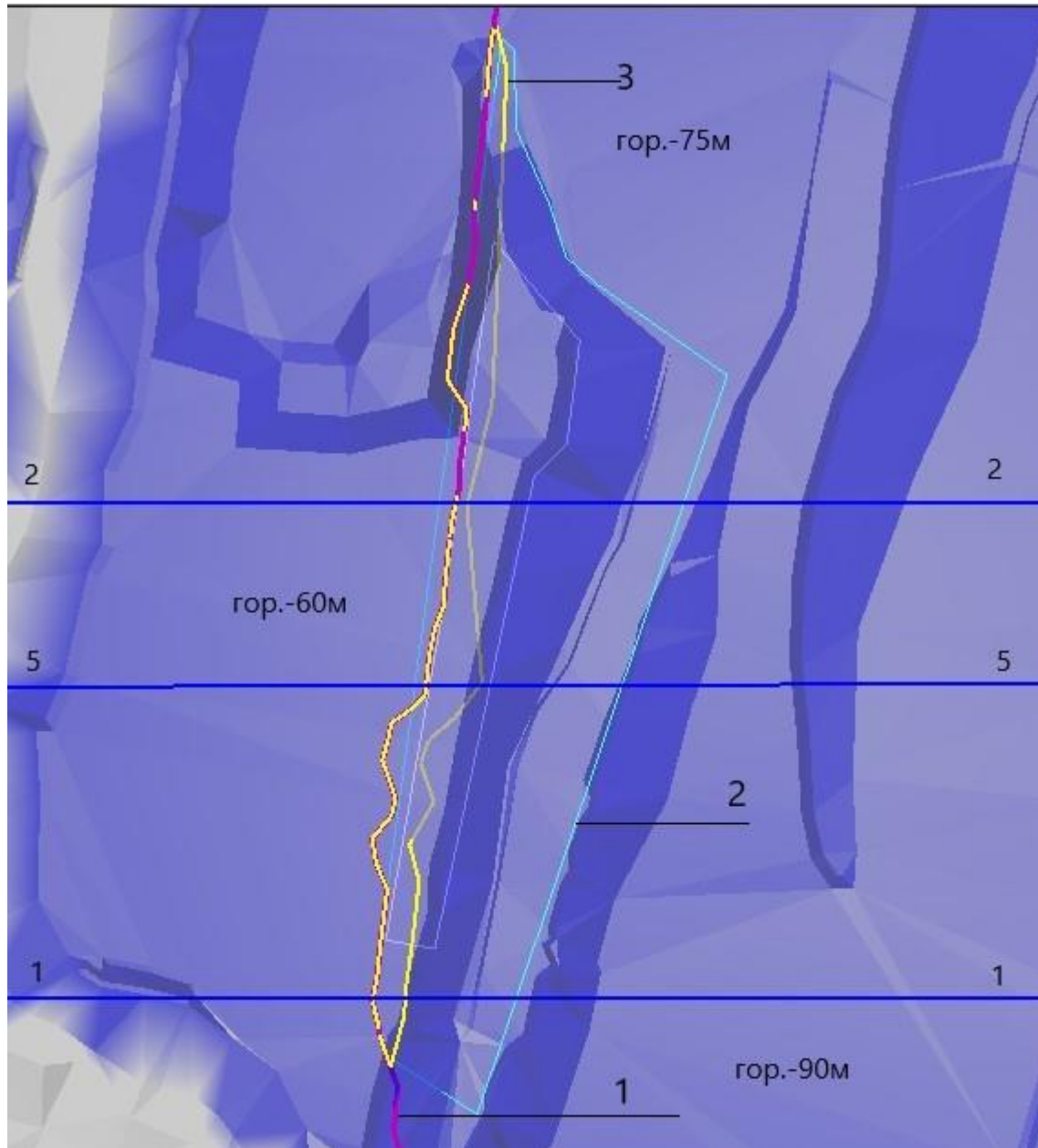
Територія Єристівського родовища структурно знаходиться в межах східного крила Горишне-Плавнинської синкліналі. Головні рудні поклади відносяться до стратиграфічних підрозділів криворізької серії – К22, К233, К25. У морфологічному відношенні поклади представлені крутоспадними пластоподібними тілами потужністю від 80 до 350м, які простягаються з півдня на північ з невеликим відхиленням на схід. Активний фронт гірничих робіт прямує на північ з розширенням на захід та схід по мірі заглиблення.

Актуальним встає питання розробки західного та східного бортів. Це пов'язано з тим, що часто виникає необхідність підривати одночасно порожню породу та руду. Та саме на цих бортах лінія контакту орієнтована вздовж простягання блоку, а основний напрямок викиду гірничої маси – поперек простягання лінії контакту. Саме на цих бортах формуються найширші розвали, і саме тут показники засмічення руди досягають величини значно більшої, ніж планові 3%.

Оцінити, яким чином помилкова класифікація порід у розвалі впливає на результати розробки блоку спробуємо на конкретному прикладі. Продовжимо дослідження того самого блоку, по якому було побудовано 5 перетинів, розраховано положення лінії контакту у розвалі і, також, було зафіксовано( в окремих пунктах) та проінтерпольовано фактичну лінію контакту.

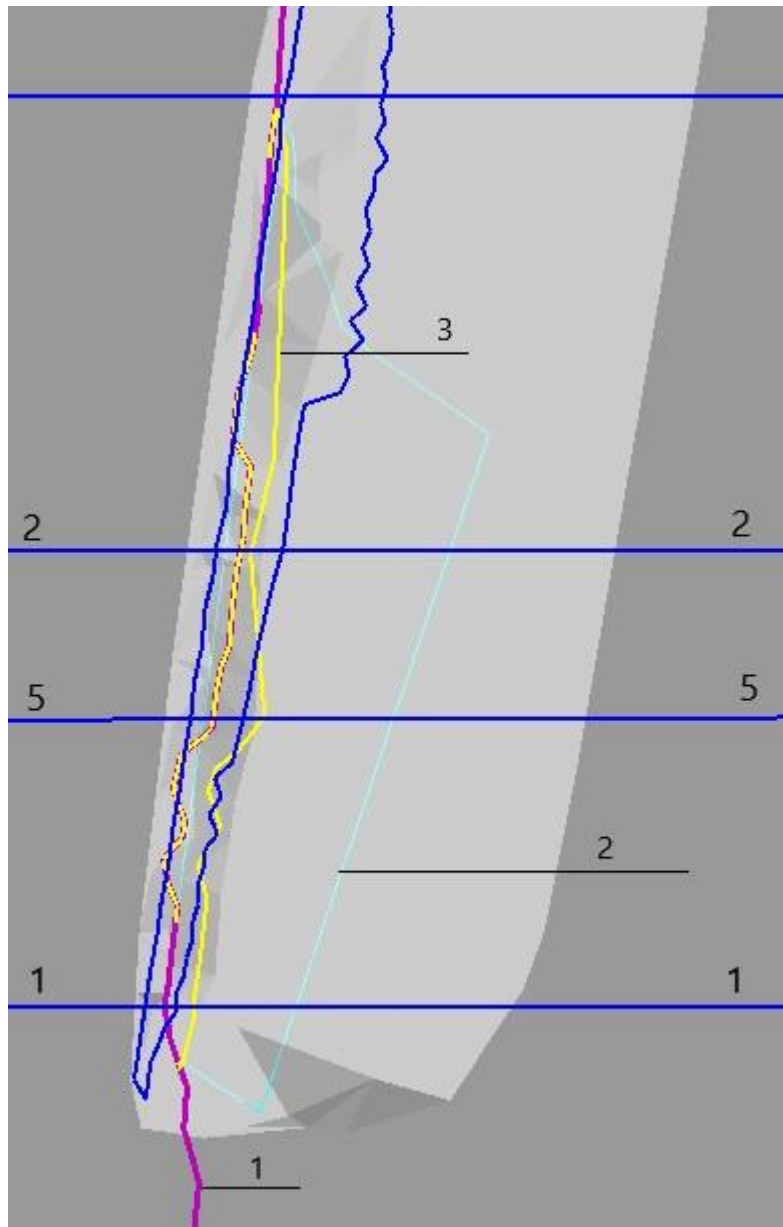
За основу було взято контур до реального плану шихтовки, розробка цієї частини блоку проводилася у листопаді цього року. На рисунку 4.1 відображено план поверхні кар'єру, контур до плану шихтовки (далі – ПШ), лінія контакту, що встановлена за лабораторними даними. Додаємо сюди ще

контур порожньої породи (в даному випадку це некондиційна руда), який відбудовано між лінією контакту у цілику та лінією контакту фактичною, та ЦТМ розвалу цього блоку (рис 4.2).



**Рисунок 4.1 - Поверхня досліджуваного блоку у цілику( південна частина):**

1 – положення лінії контакту у цілику; 2 – контур ПШ; 3 – контур порожньої породи



**Рисунок 4.2 – Поверхня розвалу досліджуваного блоку:**

1 – положення лінії контакту у цілику; 2 – контур ПШ; 3 – контур порожньої породи

Теоретично контур до ПШ проведений по рудній частині блоку вздовж лінії контакту. Але ми знаємо, що лінія контакту змістилася після вибуху. Якщо ми будемо знати величину зміщення та виставимо на місцевості маркери (кілки) зважаючи на це увагу,- ми отримаємо руду з запланованими якісними показниками. В іншому випадку, коли маркери будуть виставлені по даних у цілику,- частина некондиційної руди виявиться на перевантажувальних пунктах, що небажано. Звісно, геологічна служба у штатному режимі

контролює процес розробки вибоїв та коректує позиції маркерів по мірі розкриття рудного покладу. Але існують щонайменше дві важливі перешкоди до таких дій:

- По-перше, коригувати положення маркерів під час роботи навантажувальної техніки буває досить небезпечно;
- По-друге, це неможливо у нічні зміни.

Об'єм порожньої породи визначаємо в межах контуру, про який говорилося вище. Більше того, цей контур встановлено при вимірах у розвалі, тому і об'єм будемо розраховувати, як об'єм між поверхнею розвалу та поверхнею нижчезалягаючого горизонту (гор.-75м). Розрахуємо об'єм в межах всього контуру, потім об'єм порожньої породи. Отримаємо об'єм руди як різницю між першим та другим. Щоб співставити ці величини з об'ємом руди, який реально був відвантажений в межах цього контуру, необхідно скористуватися змінними сводками. По сводках маємо, що було відвантажено 37612 м<sup>3</sup>. Об'єм гірничої маси в межах контуру до ПШ дорівнює 71730 м<sup>3</sup>. Об'єм порожньої породи при цьому дорівнює 12676 м<sup>3</sup>. Від об'єму у розвалі можемо перейти до об'єму у цілику, користуючись коефіцієнтом розпушування. Так як в межах контуру було побудовано 3 перетини, в кожному з яких визначався  $k_p$ , можна скористуватися середнім значенням  $k_p^{cp}$ :

$$\frac{k_{p1}+k_{p2}+k_{p5}}{3} = k_p^{cp}, \quad (4.1)$$

де  $k_{p1}$ ,  $k_{p2}$ ,  $k_{p5}$  – коефіцієнти розпушування по першому, другому та п'ятому перетинах відповідно.

$$\frac{k_{p1}+k_{p2}+k_{p5}}{3} = \frac{2.2+1.47+1.98}{3} = 1.88$$

Переходимо до об'єму гірничої маси у цілику:

$$Q_{ГМ}^p / k_p^{cp} = Q_{ГМ}^ц, \text{ м}^3 \quad (4.2)$$



де  $Q_{ГМ}^p$  – об'єм гірничої маси у розвалі,  $м^3$

$Q_{ГМ}^ц$  - об'єм гірничої маси у цілику,  $м^3$

$$Q_{ГМ}^ц = Q_{ГМ}^p / k_p^{cp} = 71730 / 1.88 = 38154, м^3$$

Переходимо до об'єму порожньої породи у цілику:

$$Q_{пш}^p / k_p^{cp} = Q_{пш}^ц, м^3 \quad (4.3)$$

де  $Q_{пш}^p$  - об'єм порожньої породи у розвалі,  $м^3$

$Q_{пш}^ц$  - об'єм порожньої породи у цілику,  $м^3$

$$Q_{пш}^ц = Q_{пш}^p / k_p^{cp} = 12676 / 1.88 = 6742, м^3$$

Звідси визначимо об'єм руди, який мав би бути відвантажений з цього контуру:

$$Q_{ГМ}^ц - Q_{пш}^ц = Q_{кк}^ц, м^3 \quad (4.4)$$

де  $Q_{кк}^ц$  – об'єм корисної копалини у цілику,  $м^3$

$$Q_{кк}^ц = Q_{ГМ}^ц - Q_{пш}^ц = 38154 - 6742 = 31412, м^3$$

Це розрахункова величина. За фактичними даними було відвантажено 37612  $м^3$ .

Далі, приймаючи загальний об'єм гірничої маси за 100%, можемо знайти відсоткове відношення руди та порожньої породи в межах контуру. Складаємо пропорцію:

$$Q_{ГМ}^ц - 100\%$$

$$Q_{пш}^ц - x$$

Отримаємо:

$$x = Q_{пш}^ц \times 100 / Q_{ГМ}^ц = 6741 \times 100 / 38154 = 17.7 \approx 18, \%$$

Звідси  $Q_{\text{кк}}^{\text{п}}$  складає 82% від загального об'єму. Тепер ми можемо розрахувати якісні показники руди для випадку, коли ми зневажаємо фактом переміщення лінії контакту після вибуху. Результати розрахунків приведені у таблиці 4.1. При цьому заплановані якісні показники становлять: вміст заліза загального ( $\text{Fe}_O$ ) дорівнює 37.0%, заліза магнетитового ( $\text{Fe}_M$ ) –27.8%, заліза у концентраті ( $\text{Fe}_{\text{Con}}$ ) –65.2%.

Таблиця 4.1. –Результати розрахунку якісних показників

	Горизонт	%	Якісні показники			Результуюча якість			Об'єм, м <sup>3</sup>
			Fe <sub>O</sub>	Fe <sub>M</sub>	Fe <sub>Con</sub>	Fe <sub>O</sub> <sup>P</sup>	Fe <sub>M</sub> <sup>P</sup>	Fe <sub>Con</sub> <sup>P</sup>	
551	-75м_порожня порода	18	22.5	4.1	64.6	34.4	23.6	65.1	6742
	-75м_руда	82	37.0	27.8	65.2				31 412
	всього	100							38154

Результуючі параметри розраховувались за формулою:

$$\text{Fe}_O^P = (Q_{\text{пш}}^{\text{п}} \times \text{Fe}_O + Q_{\text{кк}}^{\text{п}} \times \text{Fe}_O) / Q_{\text{ГМ}}^{\text{п}} \quad (4.1)$$

де  $\text{Fe}_O^P$  – результуюча якість по залізу загальному, %

$$\text{Fe}_O^P = (6742 \times 22.5 + 31412 \times 37.0) / 38154 = 34.4, \%$$

Аналогічно, за формулою (4.1) розрахуємо решту:

$$\text{Fe}_M^P = (6742 \times 4.1 + 31412 \times 27.8) / 38154 = 23.6, \%$$

$$\text{Fe}_{\text{Con}}^P = (6742 \times 64.6 + 31412 \times 65.2) / 38154 = 65.1, \%$$

де  $\text{Fe}_M^P$ ,  $\text{Fe}_{\text{Con}}^P$  – результуюча якість по залізу магнетитовому та вилученню у концентрат відповідно.

## **4.2. Організація робіт по проведенню масового вибуху з урахуванням прийнятих рішень**

Для реалізації та практичного використання геометричного методу необхідно доповнити загальну схему організації робіт по проведенню масового вибуху у кар'єрі. В цілому послідовність дій при проектуванні та проведенні МВ має бути такою:

1. Розробка плану БВР на місяць (до цього обов'язково долучається інформація щодо графіків ТО та ремонтів основного обладнання). Також складається графік здачі бурових блоків під заряджання та завою вибухівки;
2. Складання проекту зачистки бурової площадки кожного блоку.
3. Складання плану розташування свердловин на буровому блоці.
4. Розробка схеми комутації.
5. Розрахунок об'ємів вибухівки в свердловинах.
6. Складання паспортів підривних блоків.
7. Замір фактичних координат та глибин свердловин на блоці ( виконує маркшейдерська служба підприємства разом із підривниками за день до заряджання)
8. Розрахунок об'ємів підірваної гірничої маси. Виконує маркшейдерська служба з залученням геологічної інформації про контакти різних типів порід, а також контакти порожньої породи та корисної копалини.
9. Заряджання згідно графіку.
10. Комутація в день вибуху (після виведення всіх людей та обладнання за межі небезпечної зони).
11. Після проведення МВ (бажано в той же самий день) – зйомка поверхні розвалу та лінії відриву маркшейдерською службою у випадках, що зазначені вище (висновки розділу 1). Побудова ЦТМ поверхні розвалу.
12. Розрахунок положення лінії контакту порід геометричним методом та отримання розрахункового положення лінії контакту.

13. Виставлення геологічних маркерів на поверхні розвалу геологічною службою підприємства (до початку проведення будь-яких гірничих робіт в межах підірваного блоку).

Планування подальшого вилучення корисної копалини з селективного вибою проводити, зважаючи на розрахункове положення контакту.

## Висновки

В ході проведеної роботи було встановлено, що недостатня обізнаність при плануванні селективної розробки рудних розвалів дійсно може суттєво впливати на якість сировини, що транспортується на ПП. При планових показниках 37.0/27.8/65.2 ми отримаємо зниження якості до 34.4/23.6/65.1, якщо не будемо зважати на фактичне положення контакту порід. За розрахунками мали б відвантажити з блоку 31412 м<sup>3</sup> руди, але було відвантажено 37612 м<sup>3</sup>. Розрахунки автора можуть, і скоріш за все вміщують похибку за рахунок недостатньо точної зйомки поверхні розвалу, але простежується досить цікава збіжність в об'ємах порожньої породи та різницею між об'ємами фактично відвантаженої руди та розрахунковим об'ємом руди. Об'єм порожньої породи – 6742м<sup>3</sup>, різниця об'ємів – 6200м<sup>3</sup>. Звісно, на одному прикладі важко робити висновки. Але виставляючи маркери, користуючись візуальними спостереженнями, ми також припускаємо помилки, бо по-перше,- візуальні спостереження є фактором суб'єктивним, а по-друге,- можливість цілодобового контролю за розробкою вибою просто відсутня. Тому треба шукати інші, можливо більш обґрунтовані підходи до виставлення маркерів на місцевості.

Для цього необхідно:

- Проводити зйомку селективних розвалів;
- Проводити, по можливості, зйомку фактичного положення контакту для набору матеріалу та подальшого аналізу;
- Проводити розрахунки по перетинах та доопрацьовувати метод.

Таким чином, здається можливим взагалі перейти до короткострокового планування у розвалі гірничої маси. Важливо використовувати актуальний для конкретного блоку коефіцієнт розпушування та кваліфіковану маркшейдерську зйомку поверхні розвалу.

## 5 ЕКОНОМІЧНА ДОЦІЛЬНІСТЬ ВПРОВАДЖЕННЯ ГЕОМЕТРИЧНОГО МЕТОДУ

Очікуваний економічний ефект в нашому випадку визначається у зменшенні витрат на переробку порід скельного розкриву та некондиційної руди при попаданні їх на дробарку з причин помилкової класифікації при селективній розробці рудних розвалів. Впровадження методу передбачає невеликі зміни в організаційному процесі при плануванні таких робіт. Закупка нового обладнання та програмного забезпечення не потрібна. Ми встановили також, що необхідність (чи можливість) застосування методу обмежена певними умовами, а саме коли гірничі роботи проводяться на західному та східному бортах кар'єру. Отже витрати зводяться до того, що після масового вибуху на окремих блоках необхідно проводити зйомку поверхні розвалу або за допомогою прибору Leica GPS, або за допомогою безпілотного пристрою. В залежності від складності контуру блоку та від його довжини необхідно побудувати певну кількість перетинів, провести розрахунки та отримати очікуване положення контакту порід. Після чого виставити геологічні маркери на місцевості та в штатному режимі контролювати розробку вибою змінним геологом підприємства ( або іншим представником геологічного відділу).

Щодо приблизної оцінки економічного ефекту. Для цього приймемо, що наші розрахунки стосовно об'єму руди та порожньої породи в межах контуру до плану шихтовки є вірними. Розрахуємо, який прибуток буде отримано в двох випадках: коли ми враховуємо зміщення контакту порід та коли ми долучаємо до руди певний об'єм порожньої породи. Тоді для першого випадку розрахунки наступні:

За розрахунками  $Q_{\text{КК}}$  дорівнює  $31412\text{м}^3$ .

Переведемо у тонни за формулою (3.3):

$$V_{\text{КК}} = Q_{\text{КК}} \times \gamma = 31412 \times 3.35 = 105230, \text{ т}$$

Витрати на видобуток ( $C_v$ ) становитимуть за формулою (3.4):

$$C_v = V_{кк} \times 1.5 = 105230 \times 1.5 = 157845, \text{ ум.од.}$$

За формулою (3.7) розрахуємо об'єм готової продукції:

$$V_{г.прод.} = V_{кк} / v = 157845 / 2.75 = 38265.5, \text{ т}$$

За формулою (3.8) розрахуємо вартість готової продукції:

$$C_{г.прод.} = V_{г.прод.} \times 120 = 38265.5 \times 120 = 4591860, \text{ ум.од.}$$

Визначимо прибуток від продажу за формулою (3.9):

$$Pr_1 = C_{г.прод.} - C_v = 4591860 - 157845 = 4434015, \text{ ум.од.}$$

Для другого випадку маємо:  $Q_{кк} = 31412 \text{ м}^3$ ;  $Q_{пп}$  приймемо як різницю між тим об'ємом, що фактично відвантажений в межах контуру та розрахованим об'ємом корисної копалини. Тож маємо:

$$Q_{пп} = Q_{ф} - Q_{кк}, \text{ м}^3$$

де  $Q_{ф}$  – фактично відвантажений об'єм гірничої маси,  $\text{м}^3$

$$Q_{пп} = 37612 - 31412 = 6200, \text{ м}^3$$

Переведемо у тонни за формулою (3.3):

$$V_{пп} = Q_{пп} \times \gamma = 6200 \times 3.35 = 20770, \text{ т}$$

Витрати на видобуток ( $C_v$ ) становитимуть за формулою (3.4):

$$C_v = (V_{кк} + V_{пп}) \times 1.5 = (105230 + 20770) \times 1.5 = 126000 \times 1.5 = 189000, \text{ ум.од.}$$

Витрати на подрібнення порожньої породи ( $C_{пп}$ ) на дробарці (при вартості подрібнення 12 ум.од. за 1 тонну):

$$C_{пп} = V_{пп} \times 12 = 20770 \times 12 = 249240, \text{ ум.од.}$$

Сумарні витрати:

$$\sum C = C_v + C_{пп} = 189000 + 249240 = 438240, \text{ у.о.д.}$$

При цьому вартість готової продукції вже відома:

$$C_{г.прод} = V_{г.прод} \times 120 = 38265.5 \times 120 = 4591860, \text{ у.о.д.}$$

Визначимо прибуток від продажу за формулою (3.9):

$$Pr_2 = C_{г.прод} - \sum C = 4591860 - 438240 = 4153620, \text{ у.о.д.}$$

За формулою (3.11) різниця прибутків становить:

$$\Delta = Pr_1 - Pr_2 = 4434015 - 4153620 = 280395, \text{ у.о.д.}$$

Отриманий результат є економічним ефектом від застосування методу. Також ще треба додати й додаткове отримання необхідної якості у першому випадку на противагу її зниження по залізу магнетитовому у другому.



## **Висновки**

При мінімальних затратах у вигляді невеликих організаційних змін при плануванні ми маємо певний економічний ефект в грошовому еквіваленті, в додержанні планових якісних показників сирової руди, підвищенні якості вилучення балансових запасів, зменшенні ризиків та небезпек при геологічних роботах. Такі зміни можуть бути першим кроком до налагодження системи робіт короткострокового планування у розвалі гірничої маси.

Економічний ефект в нашому випадку визначається у зменшенні витрат на переробку порід скельного розкриву та некондиційної руди при попаданні їх на дробарку з причин помилкової класифікації при селективній розробці рудних розвалів та становить 280395 ум.од. Очікуваний економічний ефект буде різним для кожного окремого селективного блоку, тому розрахувати річний економічний ефект можливо тільки по факту розробки таких блоків за рік.

## ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Ткачук К.Н. Управление разрушением горных пород взрывом на карьерах. [электронное издание] Моногр. / К.К.Ткачук.,О.Я.Тверда.-К.:Основа, 2015.- 262с.
2. Лаптев Ю.В. Компьютерное моделирование развала горной массы при селективной разработке. / В.Д.Кантемиров, А.М. Яковлев[Электронный ресурс] Режим доступа: <https://www.gramota.net/materials/1/2014/5-6/27.html>
3. Жилияков Е.Г. Математическая модель развала буровзрывного блока и распределения содержания полезного компонента во взорванной горной массе /С.Г.Кабелко. – Научные ведомости. – 2010. №1(72). Выпуск 13/1.
4. (Электронный ресурс)/ Режим доступа: <https://blastmovement.com/ru>
5. Арагонян Г.А. Моделирование процесса перемещения и формирования развала взорванной горной массы при взрыве в трещиноватой среде / Арагонян А.Г.//Вестник НПУА. Metallurgy, materials science, underutilization.- 2018.-№1 с.84-93

## ДОДАТОК А