

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

Навчально-науковий інститут природокористування
(інститут)

Кафедра Відкритих гірничих робіт
(повна назва)

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА
кваліфікаційної роботи ступеню магістра
(бакалавра, спеціаліста, магістра)

Студента Мартюхіна Олега Олеговича
(ПІБ)

академічної групи 184М-23-7
(шифр)

спеціальності 184 Гірництво
(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою «Відкрита розробка родовищ»
(офіційна назва)

на тему: Обґрунтування параметрів бурових робіт з використанням свердловин збільшеного діаметру в умовах залізорудного кар'єру АТ «Південний ГЗК»
(назва за наказом ректора)

Керівники	Прізвище, ініціали	Оцінка за шкалою		Підпис
		рейтинговою	інституційною	
кваліфікаційної роботи	Шустов О.О.			
розділів:	Шустов О.О.			

Рецензент				
-----------	--	--	--	--

Нормоконтролер	Анісімов О.О.			
----------------	---------------	--	--	--

Дніпро
2024

ЗАТВЕРДЖЕНО:
завідувач кафедри
Відкритих гірничих робіт

_____ Собко Б.Ю.
(підпис)

« ____ » _____ 2024 р.

ЗАВДАННЯ
на кваліфікаційну роботу
ступеня _____ *магістр*
(бакалавра, спеціаліста, магістра)

Студенту Мартюхіну Олегу Олеговичу _____ академічної групи 184М-23-7
(прізвище та ініціали) (шифр)

спеціальності _____ 184 Гірництво
за освітньо-професійною програмою «Відкрита розробка родовищ»
(офіційна назва)

на тему Обґрунтування параметрів бурових робіт з використанням свердловин збільшеного діаметру в умовах залізрудного кар'єру АТ «Південний ГЗК»

(назва за наказом ректора)

затверджену наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка» від _____

Розділ	Зміст	Термін виконання
1.	Збір вихідних даних по родовищу	09.10- 25.10.24
2.	Підготовка матеріалів до теоретичного розділу	25.10- 10.11.24
3.	Підготовка матеріалів до дослідницького розділу	10.11- 25.11.24
4.	Підготовка матеріалів до технологічного розділу	25.11- 10.12.24
5.	Охорона праці	10.12- 15.12.24

Завдання видано

_____ (підпис керівника)

О.О. Шустов

(прізвище, ініціали)

Дата видачі 09.10.2024 р.

Дата подання до екзаменаційної комісії 20.12.2024 р.

Прийнято до виконання

_____ (підпис студента)

О.О. Мартюхін

(прізвище, ініціали)

РЕФЕРАТ

Структура й обсяг роботи: вступ, 5 розділів, висновки, перелік посилань й 3 додатки; 68 сторінок формату А4, 16 рисунків, 3 таблиці, 14 літературних джерел й 10 презентаційних слайдів формату А4.

Об'єкт дослідження: ресурсозберігаючий спосіб вибухової відбійки залізистих кварцитів

Предмет дослідження: параметри свердловини збільшеного діаметру, що отримані у процесі терморозширення

Мета роботи: встановлення закономірностей термічного розширення свердловин для обґрунтування раціональних параметрів котлових свердловинних зарядів при яких забезпечується підвищення ККД вибухової відбійки залізистих кварцитів на кар'єрах.

Шляхом глибокого аналізу інформаційних джерел проведено дослідження впливу форми заряду вибухової речовини (ВР) на показники вибухового дроблення і знеміцнення залізистих кварцитів, описано механізм руйнування гірських порід при термічному розширенні вибухових свердловин на кар'єрах, зіставлено різні підходи щодо розв'язання задач підвищення ефективності вибухової відбійки порід в кар'єрах.

У **вступі** представлена актуальність вибраної теми дослідження щодо розробки способу знеміцнення масиву залізистих кварцитів при їх вибуховій відбійці свердловинними зарядами з котловими розширеннями.

У **першому розділі** наведені загальні відомості про гірниче підприємство ПівдГЗК, надана геологічна характеристика Скелеватського магнетитового родовища, представлені гідрогеологічні умови, описані система розробки і сучасний стан кар'єру, розкрита тема основної проблеми вибухових робіт у кар'єрі.

У **другому розділі** обґрунтована теорія термічного розширення свердловин, наведена схема розташування терморозширювача у свердловині, представлені верстати для термічного розширення свердловин, проаналізовані основні типи повітряно – вогнеструйних пальників і розглянуто їх сильні і слабкі сторони.

У **третьому розділі** зроблені розрахунки щодо визначення складових собівартості оббурювання уступів, розраховані залежності собівартості механічного буріння, витрати пального в пальнику, термічного розширення, заряджання, засобів ініціювання, вибухової відбійки відносно радіуса котлової порожнини, проведені оцінки економічного ефекту прийнятих технологічних рішень.

У **четвертому розділі** наведені загальна характеристика кар'єрного транспорту, що використовується на виробництві, розглянуто автомобільний, залізничний і транспорт відвального господарства.

У **п'ятому розділі** проаналізовані заходи з охорони праці в умовах роботи гірничозбагачувального комбінату.

Ефективність й оригінальність отриманих результатів:

1. За умов комбінованої технології оббурювання (механічна проходка піонерної свердловини і термічне її розширення) мінімальна собівартість буровибухових робіт у залізистих кварцитах в кар'єрі Півд ГЗК досягається при діаметрі піонерної свердловини 171 мм і діаметрі котлового розширення 320 мм.

2. Встановлена закономірність між діаметром піонерної свердловини та діаметром котлової порожнини при термічному розширенні піонерної свердловини, яка дозволяє мінімізувати витрати на буровибухові роботи за будь-якого способу проходки піонерних свердловин.

3. Обґрунтовано, що для існуючої технології комбінованого оббурювання залізистих кварцитів в кар'єрі ПівдГЗК за умов піонерного діаметру свердловин 250 мм, оптимальний діаметр котлової порожнини дорівнює 400 мм.

Ключові слова: ТЕРМІЧНЕ РОЗШИРЕННЯ, КОТЛОВІ ПОРОЖНИНИ, СВЕРДЛОВИНИ, ЗБІЛЬШЕНИЙ ДІАМЕТР, ВІДБІЙКА, ЗАЛІЗОРУДНИЙ КАР'ЄР, БУРІННЯ.

ЗМІСТ

ВСТУП	6
РОЗДІЛ 1 ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО ПІДПРИЄМСТВО ПівдГЗК, ПОСТАНОВА ЗАВДАНЬ ДОСЛІДЖЕННЯ.....	8
1.1 Загальні відомості гірничого підприємства ПівдГЗК.....	8
1.2 Геологічна характеристика родовища	9
1.3 Гідрогеологічний стан кар'єру.....	11
1.4 Система розробки кар'єру	12
1.5 Сучасний стан кар'єру	13
1.6 Огляд основної проблеми вибухових робіт у кар'єрі.....	15
1.7 Постановка задач дослідження	20
РОЗДІЛ 2 ПРОЦЕС ТЕРМІЧНОГО РОЗШИРЕННЯ СВЕРДЛОВИН.....	23
2.1 Теорія процесу розширення свердловин.....	23
2.2 Верстати для термічного розширення свердловин.....	24
2.3 Основні типи повітряно-вогнеструйних пальників.....	28
2.3.1 Пальник з водяним охолодженням.....	28
2.3.2 Пальник з повітряним охолодженням і проміжною камерою.....	30
2.3.3 Пальник з повітряним охолодженням і насадком.....	32
2.3.4 Пальник з повітряним охолодженням і насадком-завихрювачем.....	34
РОЗДІЛ 3 ОБГРУКНТУВАННЯ ОПТИМАЛЬНИХ ПАРАМЕТРІВ ВИБУХОВИХ СВЕРДЛОВИН ПРИ КОМБІНОВАНІЙ ТЕХНОЛОГІЇ ОББУРЮВАННЯ УСТУПІВ НА КАР'ЄРІ.....	37
3.1 Визначення складових собівартості оббурювання уступів а також характеру їхньої залежності від діаметра котлового розширення.....	37
3.2 Розрахунок складової собівартості буріння.....	39
3.3 Розрахунок складової собівартості термічного розширення свердловин...	43
3.4 Розрахунок складової собівартості заряджання свердловин.....	47
3.5 Розрахунок складових собівартості відбійки залізистих кварцитів, обумовлених витратою засобів підривання і витратою ВР.....	49
3.6 Оптимізація параметрів вибухової відбійки залізистих кварцитів на кар'єрі ПівдГЗК.....	51
3.7 Оцінка економічного ефекту	53
РОЗДІЛ 4 КАР'ЄРНИЙ ТРАНСПОРТ.....	55
4.1 Загальні відомості про кар'єрний транспорт.....	55
4.2 Автомобільний транспорт.....	55
4.3 Транспорт відвального господарства.....	56
4.4 Залізничний транспорт.....	56
РОЗДІЛ 5 ОХОРОНА ПРАЦІ.....	60
5.1 Охорона праці та правила безпеки.....	60
5.2 Протипожежна профілактика.....	61
5.3 Буровибухові роботи.....	62
5.4 Виймально-навантажувальні роботи.....	63
ВИСНОВКИ.....	65
СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ.....	67
ДОДАТКИ.....	69

ВСТУП

Економічний і соціальний розвиток України нерозривно пов'язаний із гірничорудною промисловістю і часто визначається економічною ефективністю роботи гірничорудних підприємств. Їх ефективна діяльність можлива тільки на основі застосування екологічно чистих, ресурсозберігаючих технологій видобутку та переробки корисних копалин. Це можна сказати і про залізорудні підприємства України.

У майбутньому видобуток залізних руд буде відбуватися головним чином за рахунок розвитку відкритого способу розробки, питома вага якого в загальному обсязі видобутку становить близько 90%.

Зростання видобутку руди за останні роки відбувалося в основному за рахунок інтенсифікації робіт на кар'єрах, що призвело до значного збільшення їх глибини. Максимальна глибина розробки на кар'єрі ПівдГЗК в 1970 р не перевищувала 100 м, але вже в 1980 кар'єр досяг глибини 200 м, в 2014 році - 300 м. У перспективі глибина кар'єру буде досягати 400 - 450 м. Більше 50% всієї залізної руди на сьогодні видобувається в глибоких кар'єрах.

Зі збільшенням глибини кар'єрів відбувається підвищення міцності гірських порід, що призводить до зростання частки витрат на руйнування гірських порід як на стадії виробництва буропідривних робіт, так і на стадії збагачувального переділу (дроблення та подрібнення).

Зростання глибини кар'єрів і залучення в переробку міцних гірських порід позначилися на збільшенні споживання енергії, використовуваної при виробництві залізорудного концентрату.

З аналізу структури витрат на рудопідготовку і збагачення руди на багатьох гірничо-збагачувальних комбінатах випливає, що частка витрат, які припадають на руйнування гірської породи при їх дробленні і подрібненні може досягати 70%. Поряд з витратами на електроенергію основною причиною великих експлуатаційних витрат є високе споживання стержнів, куль, броні і футерувальної сталі. Ці витрати, так само як і витрати електроенергії, залежать від міцності руди, яку переробляють, і, відповідно, міцність руди зростає із зростанням глибини кар'єрів. Досягнути зниження зазначених витрат без залучення додаткових ресурсів можна тільки зміцненням руди на стадії

буропідривних робіт.

Аналіз потенційних можливостей і резервів щодо підвищення ефективності різних етапів рудопідготовки показує, що найбільш низьким коефіцієнтом використання енергії характеризується руйнування гірських порід при їх вибуховій відбійці. На сучасному етапі розвитку технології вибухових робіт коефіцієнт корисної дії вибуху не перевищує 5 - 10%, а за деякими оцінками, зокрема Г.І.Покровського - не більше 1%. Переважаюча частина енергії вибуху за рахунок миттєвого викиду продуктів детонації в тріщини масиву і надзвукового витоку в атмосферу не використовується і не робить корисною роботи щодо знеміцнення гірської породи. На думку Г.І. Покровського, «...у вибуховій техніці є величезні резерви для підвищення ефективності подрібнювальної дії вибуху». [1]

Напружений стан масиву гірських порід при його вибуховому навантаженні визначається в першу чергу імпульсом тиску, доданому до граничної поверхні «заряд - масив гірських порід». Збільшенням тривалості імпульсу тиску можна значною мірою підвищити частку енергії вибуху, що поглинається масивом, і, відповідно, підняти коефіцієнт корисної дії вибухової відбійки. Щоб визначити, як збільшується тривалість імпульсу вибуху, необхідно дослідити вплив параметрів колонкових і котлових зарядів у взаємозв'язку з процесами детонації і властивостями ВР на ККД вибуху, а також оптимізацію зазначених параметрів. При цьому оптимізація має бути проведена за економічними показниками.

Практичне значення роботи полягає в розробці способу знеміцнення масиву залізистих кварцитів при їх вибуховій відбійці на кар'єрах свердловинними зарядами з котловими розширеннями, що забезпечують максимальну енергонасиченість масиву при мінімальній собівартості комбінованого оббурювання уступів (механічного буріння і термічного розширення).

1.7 Постановка задач дослідження

Аналіз стану проблеми вибухової рудопідготовки при відбійці руди на кар'єрах свідчить про те, що її рішення здійснюються двома шляхами: екстенсивним та інтенсивним. Екстенсивний шлях реалізується за рахунок підвищення енергії вибуху і ґрунтується на підвищенні питомої витрати ВР. Цей шлях, як показують розрахунки, призводить до суттєвих додаткових витрат і є безперспективним. Інтенсивний шлях більш економічний і реалізується за рахунок раціонального розподілу енергії вибуху.

У даний час основна частина енергії вибуху (до 90 - 95%) даремно витрачається в результаті протікання дисипативних процесів, зокрема йде в атмосферу і тільки мала частина (5 - 10%) витрачається на руйнування масиву гірських порід. Це пов'язано з процесами тертя, інтенсивного витоку в атмосферу і в утворенні тріщини газоподібних продуктів вибуху (в критичному режимі) та ін.. Наприклад, при високій щільності вибухових газів, порівняно з щільністю ВР і надзвукової швидкості закінчення продуктів детонації через гирло свердловини в атмосферу практично миттєво спадає тиск у свердловині і знижується ККД вибуху. Підвищення ККД вибуху і енергонасиченості масиву при вибуховій відбійці руди при мінімальному залученні додаткових витрат вимагає пошуку нових способів ресурсозбереження та технічних засобів.

Процес формування імпульсу тиску визначає поле напруг в масиві гірських порід і його розвиток у часі (динамічне поле напруг). Форма імпульсу тиску (залежність величини тиску в свердловині від часу) визначається двома процесами (при відсутності набійки): детонацією ВР і витоком газоподібних продуктів вибуху через гирло свердловини. Якщо детонація ВР вивчена в достатній мірі, то процес витікання газів із свердловини практично не розглядався з позиції зміни тиску в свердловині.

Форма свердловинного заряду робить істотний вплив на форму і тривалість імпульсу тиску. Ефективність одного або декількох зосереджених зарядів, розміщених уздовж вісі свердловини, підтверджена на практиці. Для розміщення зосереджених зарядів необхідно утворення в свердловинах порожнин (котлів) заданого розміру.

Утворення свердловин з котлової порожниною заданого профілю в її нижній частині можливо комбінованим способом, при якому піонерні свердловини буряться механічними верстатами, а потім розширюються верстатами вогневого буріння. Однак, термічне розширення піонерних свердловин застосовується за умови максимального збільшення діаметру котлової порожнини для термоінструментів заданої потужності. При цьому діаметри отриманих котлових порожнин заміряються механічними котломірами, що характеризуються значною похибкою вимірювань. Теоретична оцінка даного діаметра і тим більше форми котлової порожнини неможлива в силу відсутності обґрунтованих залежностей діаметрів котлів від часу теплового впливу при заданих властивостях гірських порід і теплоносія. Встановлення таких залежностей ускладнюється тим, що коефіцієнт теплообміну газового високотемпературного теплоносія з стінками свердловин в процесі її термічного розширення безперервно змінюється за рахунок збільшення площі поперечного перерізу затрубного простору.

Таким чином, відсутність обґрунтованих теоретичних і експериментальних закономірностей термічного розширення свердловин до заданого профілю в залежності від властивостей порід і теплоносія, а також досліджень щодо оптимізації параметрів котлових порожнин у взаємозв'язку з діаметром піонерної свердловини на основі мінімізації економічних показників перешкоджають розробці ресурсозберігаючої технології вибухової відбійки гірських порід на кар'єрах.

У зв'язку з вище викладеним необхідно вирішити наступні **задачі дослідження:**

- виконати аналіз попередніх досліджень щодо технологій термічного розширення свердловин;
- встановити закономірності зміни собівартості вибухової відбійки порід від масиву при його комбінованій технології оббурювання залежно від діаметра піонерної свердловини і необхідного діаметру котлової порожнини;
- розробити рекомендації щодо комбінованої технології утворення свердловин з котловими розширеннями заданої форми і розміру з

застосуванням верстатів механічного та термічного буріння.

РОЗДІЛ 2

ПРОЦЕС ТЕРМІЧНОГО РОЗШИРЕННЯ СВЕРДЛОВИН

2.1. Теорія процесу термічного розширення свердловин

Буріння піонерної свердловини проводять з мінімально можливим діаметром. У нижній частині піонерної свердловини утворюють одну або декілька котлових порожнин. Для цього використовують терморозширювальні бурові верстати.

При термічному розширенні свердловин використовують пальники-терморозширювачі, в камері згоряння яких спалюється гас або дизельне паливо в суміші з повітрям (окислювач). Через сопловий отвір камери згоряння високотемпературні продукти горіння суміші «гас-повітря» подають у свердловину. За рахунок інтенсивного теплообміну висхідного потоку продуктів горіння на стінках свердловини відбувається крихке термічне руйнування породи. Відповідно ефективність руйнування гірської породи визначається параметрами процесів горіння палива в камері згоряння терморозширювача і теплообміну газового теплоносія на стінках свердловини. При цьому теплоносій протікає в кільцевому каналі, утвореному між корпусом терморозширювача і стінками свердловини.

Схема розташування терморозширювача (1) у свердловині (2) при утворенні котлових розширень наведена на рис. 2.1 Термічне розширення свердловини здійснюються за рахунок впливу на її стінки відбитого висхідного потоку (3) продуктів згоряння палива при русі терморозширювача (1) знизу вгору з різною швидкістю в залежності від необхідного діаметра заряду. Зона впливу високотемпературного газового потоку обмежена знизу рівнем А повороту потоку і зверху - рівнем В подачі води (4) в свердловину. Подача води здійснюється з метою пилопригнічення і зниження температури потоку. Останнє необхідно для запобігання розширення верхньої частини свердловини, особливо її гирла, оскільки діаметр піонерної свердловини визначає тривалість процесу витікання продуктів вибуху. При цьому частина продуктів термічного руйнування гірських порід видаляється зі свердловини, а частина осідає на її дно, утворюючи ділянку (5), непроникну для газового потоку. Між осілими на

дно свердловини продуктами термічного руйнування породи та зрізом сопла терморозширювача формується застійна газова зона (б). Нижче рівня А параметри газового струменя не забезпечують умови термічного удару, необхідного для крихкого руйнування породи, і в цій ділянці здійснюється порівняно повільний прогрів поверхні стінок свердловини.

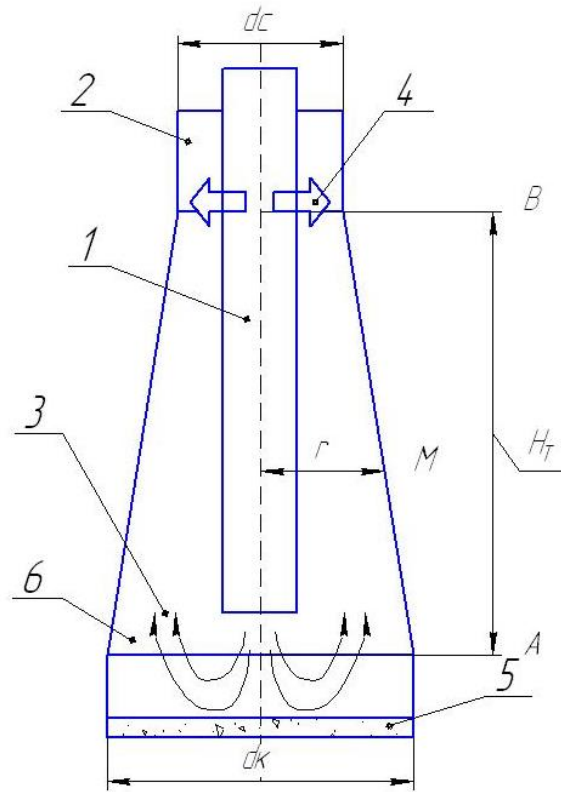


Рисунок 2.1 – Схема розташування терморозширювача у свердловині

2.2 Верстати для термічного розширення свердловин

Верстати для термічного розширення, які використовуються на великих кар'єрах колишнього Міністерства чорної металургії, призначені для проходки свердловин з використанням комбінованої технології, яка полягає в тому, що свердловини, попередньо пробурені шарошечним способом, згодом термічно розширюють ту частину, яка заряджається.

Механізми верстата мають забезпечувати подачу і обертання терморозширювального робочого агрегату, надходження в камеру згорання робочого агрегату компонентів палива, подачу води, а також швидку установку верстата співвісно попередньо пробуреній свердловині і переміщення його до чергової свердловини.

Основними механізмами і пристроями верстатів термічного розширення є терморозширювальний робочий агрегат, механізми поступального переміщення робочого агрегату та його обертання, механізм пересування верстата, кузов, щогла і гідроапаратура, пульт управління.

Робочий агрегат верстата переміщується у вертикальному напрямку за допомогою механізму підйому-опускання, який виготовляється як лебідка спеціальної конструкції з електричним або гідравлічним приводом.

Механізм підйому-опускання забезпечує можливість регулювання швидкості подачі терморозширювача при розширенні частини свердловини, яка заряджається, на повільній робочій швидкості, а також швидкий підйом або опускання робочого агрегату на маневреній швидкості.

Швидкості подачі робочого агрегату здійснюється в діапазоні від 2 до 20 м / год при розширенні, а маневрова швидкість складає до 10 м / хв.

Механізм обертання термічного ставу забезпечує можливість регулювання кутової швидкості терморозширювача в діапазоні від 6 до 40 об/хв.

Система споживання верстата компонентами палива і води в цілому включає в себе ємності води і пального, компресор, насоси води і пального, трубопроводи, арматуру та вимірювальні прилади. Виконання окремих вузлів її залежить від потужності терморозширювального агрегату, який застосовується у верстаті і його конструкції.

Механізм пересування верстатів термічного розширення зазвичай представляє з себе гусеничний хід з індивідуальним приводом до гусеничних візків. На осях ходу встановлено машинне відділення з гідроелектричним обладнанням.

Кузов верстата служить для розміщення основних механізмів і кабіни машиніста з пультом управління. Для зменшення шуму в кабіні і забезпечення необхідної звуко- і теплоізоляції кабіна всередині кузова сконструйована як окреме приміщення з заксленими зовнішніми і внутрішніми віконними прорізами для спостереження за процесом розширення і роботою механізмів. Кабіна машиніста простора, ергономічна, утеплена, освітлена і обладнана

системою кондиціювання повітря згідно з санітарними вимогами. Контрольно-вимірювальні прилади і засоби управління розміщуються на пульті управління всередині кабіни машиніста. Управління механізмами пересування і установки на попередньо пробурені свердловини можливе як з кабіни машиніста, так і ззовні - виносним пультом.

На Півд. ГЗК застосовується комбінована технологія оббурювання уступів на кар'єрі: буріння піонерних свердловин діаметром 250 мм шарошечним методом з подальшим розширенням нижньої частини, що заряджається, свердловини до діаметра 360 мм. На рис 2.2 (а, б, в) представлені гирла свердловин після шарошечного бурення, після обсадки азбестовими трубами і після термічного розширення.



а) – гирло шарошечної свердловини.



б) – гирло шарошечної свердловини обсаджено азбестовою трубою.



в) – гирло шарошечної свердловини після термічного розширення.

Рисунок 2.2 – Гирла свердловин після шарошечного буріння

Верстат СБШ-250 МНР (рис. 2.3) є самохідної буровою установкою і призначений для шарошечного буріння вертикальних вибухових свердловин і подальшого їх термічного розширення в частині, яка заряджається в породах і

рудах з коефіцієнтом міцності вище 12 одиниць за шкалою проф. М.М. Протод'яконова на відкритих гірничих розробках.



Рисунок 2.3 – СБШ 250 МНР

Верстат дозволяє, залежно від гірничотехнічних і організаційно технічних умов, здійснювати наступні незалежні операції:

- шарошечне буріння свердловин без термічного розширення;
- термічне розширення частини свердловини, яка заряджається, попередньо пробурених верстатами шарошкового буріння;
- комбіновану проходку свердловин, що заключається в можливості використання одного верстату для шарошечного буріння і термічного розширення.

Експлуатація комбінованих верстатів СБШ-250 МНР на всіх без винятку підприємствах виробляється за схемою термічного розширення частини свердловини, яка заряджається, попередньо пробурених верстатами шарошечного буріння.

Практика показала, що експлуатація верстатів за цією схемою дозволяє отримувати найбільший економічний ефект, так як один термічний верстат може розширювати свердловини за двома - трьома шарошечними верстатами,

при цьому всі верстати безперервно задіяні, немає простою обладнання і необхідності налаштовувати верстат з режиму буріння на режим розширення, що вимагає значних додаткових витрат.

2.3 Основні типи повітряно-вогнеструйних пальників.

2.3.1 Пальник з водяним охолодженням

Конструкція пальника з водяним охолодженням представлено на рис. 2.4.

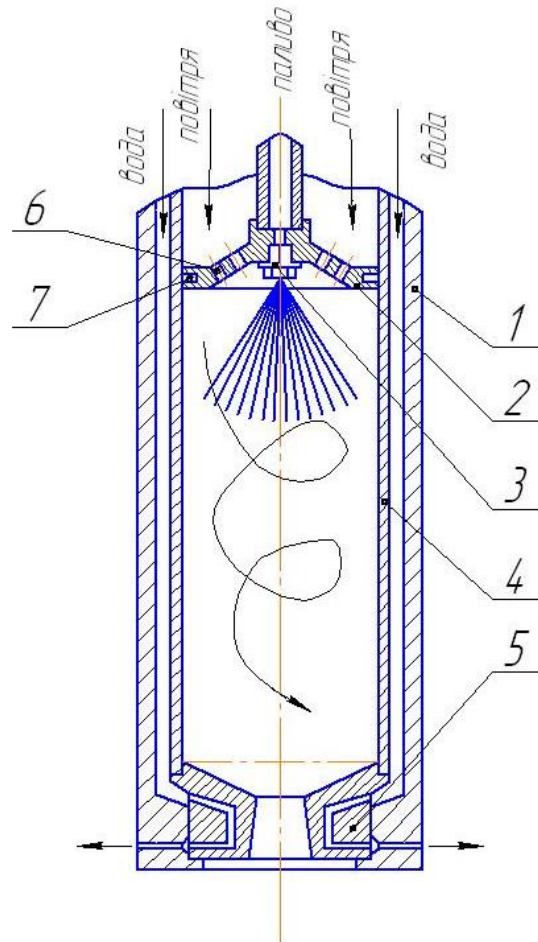


Рисунок 2.4 – Пальник з водяним охолодженням: 1 – корпус, 2 – головка-завіхритель, 3 – форсунка для пального, 4 – жарової камери, 5 – сопловий апарат, 6 – отвори, 7 – гвинтові канали головки завіхрителя

Пальне подається через відцентрову форсунку в камеру згорання. Застосування відцентрової форсунки з перепадом тиску (6-8) $\cdot 10^5$ Па дозволяє отримувати тонкий розпил пального з досить рівномірним розподілом його по перетину камери згорання. Стиснене повітря з штанги надходить в камеру згорання через отвори і гвинтові канали головки-завіхрителя. Велика частина

повітря проходить через гвинтові канали, отримуючи обертальний рух. У результаті дії відцентрових сил основна маса повітря концентрується біля стінок жарової труби, захищаючи останню від перегріву і створюючи сприятливі умови для згоряння паливної суміші. Частина повітря, що подається через отвори, сприяє повноті згоряння палива, при цьому поліпшується також процес запуску пальника. Продукти згоряння палива виходять з пальника із надзвуковою швидкістю через сопло.

Переваги:

- **Ефективне охолодження.** Водяне охолодження дозволяє підтримувати стабільну робочу температуру пальника навіть у жорстких умовах, запобігаючи перегріванню та продовжуючи термін служби обладнання.
- **Точний контроль температури.** Такі пальники забезпечують можливість точного регулювання температури для різних технологічних процесів.
- **Тривалий термін служби.** Завдяки водяному охолодженню і термостійким матеріалам, пальник зберігає свою працездатність довше, навіть за умов постійного високотемпературного навантаження.
- **Зниження теплових втрат.** Завдяки ефективному дизайну пальник забезпечує спрямовану подачу тепла, мінімізуючи теплові втрати.

Недоліки:

- **Складність конструкції.** Система водяного охолодження ускладнює конструкцію пальника, роблячи його важчим і габаритнішим.
- **Необхідність обслуговування.** Система охолодження вимагає регулярного технічного обслуговування (контроль герметичності, заміна теплоносія, перевірка корозійної стійкості).
- **Висока вартість.** Початкова ціна пальників із водяним охолодженням, а також витрати на їх експлуатацію (вода, енергія для циркуляції) є значними.

- **Потенційні проблеми з корозією.** При тривалому використанні або при недостатній якості води можливі корозійні пошкодження внутрішніх елементів охолоджувальної системи
- **Підвищені витрати на установку.** Монтаж таких пальників вимагає спеціалізованого обладнання і додаткових водяних контурів, що збільшує витрати.

2.3.2 Пальник з повітряним охолодженням і проміжною камерою

Конструкція пальника з водяним охолодженням представлена на рис. 2.5.

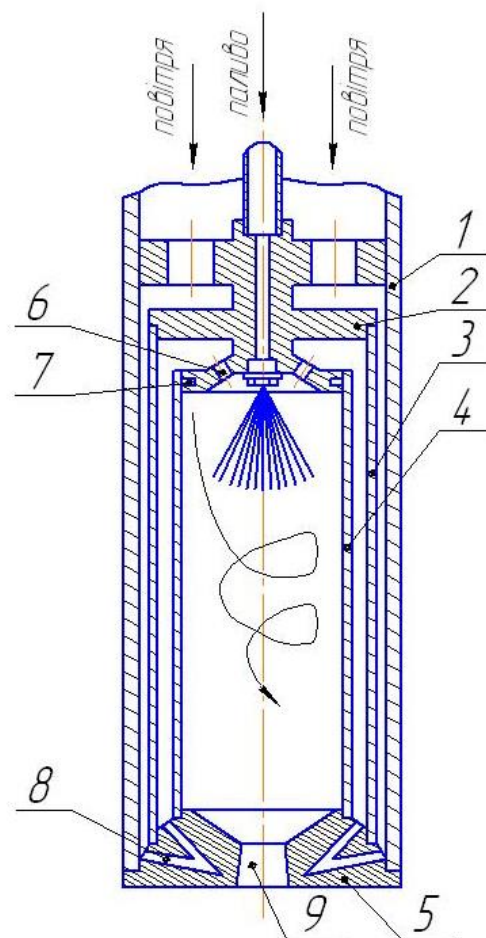


Рисунок 2.5 – Пальник з повітряним охолодженням і проміжною камерою:
 1 – корпус, 2 – отвори в голівці завіхрителі, 3 – проміжна камера, 4 – жарова камера, 5 – сопловий апарат, 6 – отвір, 7 – гвинтові канали, 8 – канали соплового апарату, 9 - сопло

Схема, що показана на рис.2.5 передбачає повітряне охолодження тепло

напружених деталей пальника. Подача повітря в камеру згорання в даному випадку проводиться по між трубному простору між корпусом і жаровою камерою і далі по каналах в сопловому апараті і зазору між жаровою камерою і насадком. Тепловий потік генерується в камері згорання, викидається через сопло. Отвір у верхній частині камери згорання слугує для забезпечення стійкого запуску і виходу на робочий режим.

Переваги:

- **Простота конструкції.** Відсутність водяного контуру робить пальник простішим в установці та експлуатації. Це знижує початкові витрати на монтаж.
- **Менші витрати на обслуговування.** Повітряне охолодження не потребує системи подачі води, теплоносія чи моніторингу протікання, що спрощує обслуговування.
- **Зменшення ризику корозії.** Відсутність водяного середовища усуває проблему корозії внутрішніх компонентів.
- **Зниження витрат на експлуатацію.** Відсутність витрат на воду та енергію для її циркуляції робить експлуатацію дешевшою в порівнянні з водяними пальниками.
- **Надійність у короткотривалих режимах.** Повітряне охолодження ефективно працює при невеликих періодах інтенсивної роботи, що підходить для циклічних процесів.

Недоліки:

- **Обмеження температурного режиму.** Повітряне охолодження менш ефективно, ніж водяне, тому пальники такого типу зазвичай використовуються при нижчих температурах. Перегрів може стати проблемою при тривалій роботі.
- **Менш тривалий термін служби.** У високотемпературних умовах повітряне охолодження не захищає пальник так само ефективно, як водяне, що може призводити до швидшого зносу.

- **Зниження ефективності при тривалому навантаженні.** При тривалому використанні система повітряного охолодження може не впоратися із відведенням тепла, що обмежує можливості роботи.
- **Необхідність додаткової вентиляції.** У разі роботи у високотемпературних середовищах може знадобитися додаткова система примусової вентиляції для охолодження.
- **Вища температура корпусу.** Повітряне охолодження не забезпечує такого рівня ізоляції, як водяне, тому корпус пальника може залишатися гарячим, що вимагає додаткових заходів безпеки.

2.3.3 Пальник з повітряним охолодженням і насадком

Конструкція пальника з повітряним охолодженням представлена на рис.

2.6.

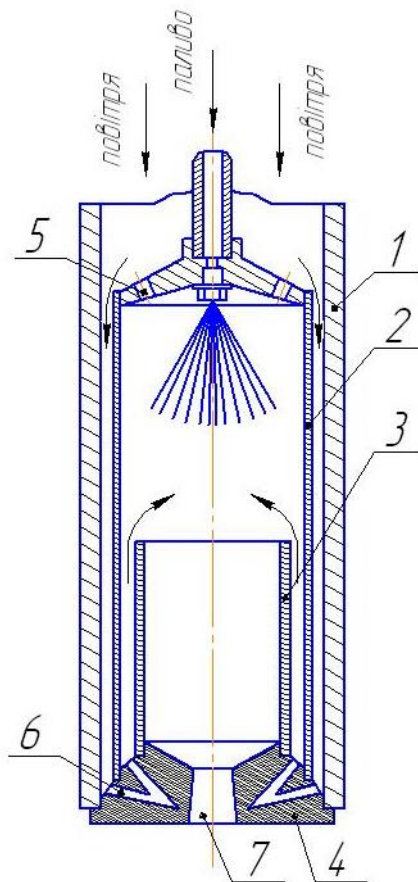


Рисунок 2.6 – Пальник з повітряним охолодженням і насадком:

1 – корпус, 2 – жарова камера, 3 – насадка, 4 – сопловий апарат,

5 – отвір, 6 – канали, 7 – сопло

Схема, що представлена на рис. 2.6 передбачає повітряне охолодження тепло напружених деталей пальника. Подача повітря в камеру згорання в даному випадку проводиться по між трубному простору між корпусом і жаровою камерою і далі по каналах в сопловому апараті і зазору між жаровою камерою і насадком.

Тепловий потік генерується в камері згорання, викидається через сопло. Отвір у верхній частині камери згорання слугує для забезпечення стійкого запуску і виходу на робочий режим.

Переваги:

- **Компактність конструкції.** Відсутність системи водяного охолодження робить пальник простішим, легшим і дешевшим у виробництві та експлуатації.
- **Ефективний розподіл полум'я.** Насадок забезпечує спрямованість і рівномірний розподіл полум'я, що покращує якість нагріву та зменшує теплові втрати.
- **Гнучкість у використанні.** Насадок дозволяє адаптувати пальник для різних технологічних процесів, таких як плавлення, нагрівання або термообробка.
- **Висока термостійкість матеріалів насадка.** Сучасні насадки виготовляються з термостійких матеріалів, що дозволяє витримувати високі температури без пошкоджень.

Недоліки:

- **Потреба у високоякісному повітрі.** Для ефективної роботи пальника необхідне чисте та достатньо охоложене повітря. Забруднення або висока температура навколишнього середовища можуть негативно вплинути на ефективність охолодження.
- **Ризик пошкодження насадка.** Насадок може бути вразливим до механічних пошкоджень або зношування, особливо при роботі з агресивними матеріалами або в абразивних середовищах.

- **Шум при роботі.** Через активну подачу охолоджуючого повітря пальники з повітряним охолодженням можуть працювати гучніше, ніж їх аналоги з водяним охолодженням.

- **Обмежена адаптація до екстремальних умов.** У процесах із тривалим високотемпературним навантаженням пальники з повітряним охолодженням можуть не забезпечувати достатній рівень термостійкості.

2.3.4 Пальник з повітряним охолодженням і насадком-завихрювачем.

Конструкція пальника з повітряним охолодженням і насадком-завихрювачем представлена на рис. 2.6.

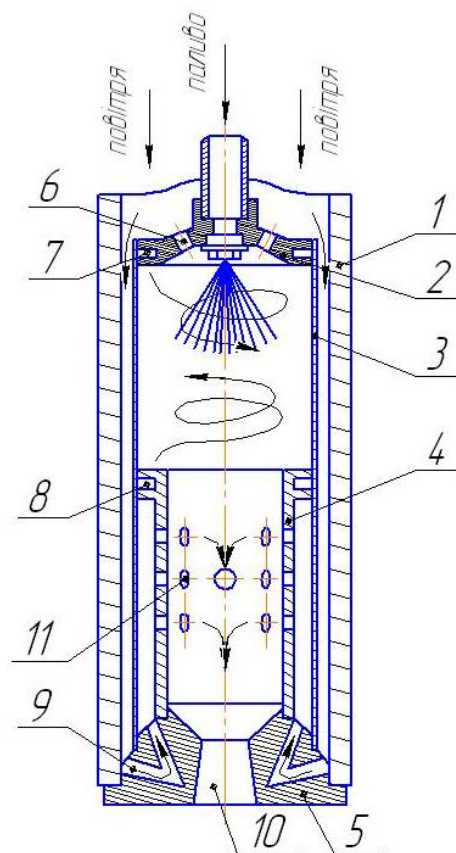


Рисунок 2.7 – Пальник з повітряним охолодженням і насадком-завихрювачем:

1 – корпус, 2 – головка завихритель, 3 – жарова камера, 4 – насадка,
5 – сопловий апарат, 6 – отвори, 7 – верхні гвинтові канали, 8 – нижні гвинтові
канали, 9 – охолоджуючі канали, 10 – сопло, 11 – радіальні отвори

Наведена схема (рис. 2.7) покладена в основу розробленого пальника терморозширювача з повітряним охолодженням теплонапружених деталей. Умовно камеру згоряння в зазначеній схемі можна розділити на дві частини:

верхня частина, розташована між двома завихрителями (форкамерами), де відбувається інтенсивне змішання повітря з паливом, і нижню частину, де відбувається догорання пального в потоці повітря, що подається через радіальні отвори .

При роботі пальника-терморозширювача, за описаною схемою, повітря від компресора в форкамеру подається по верхніх гвинтових каналах і нижніх гвинтових каналах у сумарній кількості 25% від загальної витрати, причому гвинтові канали виконані таким способом, щоб верхній і нижній повітряні потоки були спрямовані назустріч один одному. Це забезпечує найбільший ефект змішування повітря з паливом, розпилення форсункою. Основна маса повітря в кількості 75% від загальної витрати подається на горіння через радіальні отвори, при цьому витримується співвідношення між компонентами паливної суміші. Отриманий в результаті спалювання палива високотемпературний газовий потік, який викидується через сопло.

Переваги:

- **Покращене змішування палива і повітря.** Завдяки завихрювачу забезпечується більш рівномірне змішування повітря і палива, що сприяє повному згорянню і підвищує ефективність роботи.
- **Висока теплова ефективність.** Завихрення потоку створює оптимальні умови для передачі тепла, що збільшує продуктивність пальника.
- **Спрямованість полум'я.** Завихрювач дозволяє отримати сконцентроване та стабільне полум'я, яке ідеально підходить для нагрівання певних зон або деталей.
- **Зменшення термічної інерції.** Завихрювач забезпечує швидку зміну температурного режиму, що дозволяє оперативно адаптувати процес до змін у виробничих умовах.
- **Економія палива.** Завдяки ефективному згорянню споживається менше палива для досягнення тієї ж самої температури, що знижує витрати.

Недоліки:

- **Обмеження температурного режиму.** Як і у всіх пальників із повітряним охолодженням, їх здатність витримувати високі температури є

обмеженою. У процесах з екстремальними температурами потрібен ретельний контроль.

- **Підвищений знос насадка-завихрювача.** Через інтенсивне завихрення потоку і вплив високих температур насадок може швидше зношуватися, особливо якщо використовується абразивний або агресивний паливний матеріал.

- **Підвищені вимоги до технічного обслуговування.** Завихрювач вимагає регулярного очищення і перевірки на знос, що може підвищувати експлуатаційні витрати.

- **Вимоги до якості повітря і палива.** Для стабільного функціонування завихрювача потрібне чисте повітря і паливо. Забруднення можуть призвести до засмічення насадка та зниження ефективності.

Дорожча конструкція в порівнянні зі звичайними пальниками. Наявність завихрювача ускладнює конструкцію пальника, що може підвищити його початкову вартість.

РОЗДІЛ 3

ОБГРУНТУВАННЯ ОПТИМАЛЬНИХ ПАРАМЕТРІВ ВИБУХОВИХ СВЕРДЛОВИН ПРИ КОМБІНОВАНІЙ ТЕХНОЛОГІЇ ОББУРЮВАННЯ УСТУПІВ НА КАР'ЄРІ

3.1. Визначення складових собівартості оббурювання уступів а також характеру їхньої залежності від діаметра котлового розширення

Виходячи з викладеного вище, пропонується комбінована технологія оббурювання уступів на кар'єрах залізистих кварцитів, яка полягає в бурінні піонерних свердловин порівняно малого діаметра за розширеною сіткою і їх подальше термічне розширення в нижній частині яку заряджають. При цьому природно припустити, що зі збільшенням діаметра котлової, розширеної термічним способом, частини свердловин що заряджається, їх сітка буде збільшуватися, щоб питома витрата вибухових речовин (ВР) залишалася постійною. Природно також, що зі зменшенням швидкості протягання пальника знизу-вгору при термічному розширенні свердловин діаметр котлових порожнин буде зростати (але не безмежно) і навпаки.

Визначити оптимальний діаметр піонерної свердловини і оптимальний діаметр котлової частини, що заряджається в ній, яка формується при термічному її розширенні, можливо лише на підставі техніко-економічного аналізу [11], що зручно якісно ілюструється за допомогою залежностей, представлених на рис. 3.1.

Згідно з цим рисунком при термічному розширенні свердловини з піонерним діаметром d_c при збільшенні діаметра котлової порожнини, що досягається зменшенням швидкості підйому пальника знизу-вгору, складова собівартості оббурювання 1 м^3 гірського масиву, обумовлена механічним бурінням піонерних свердловин ($C_b, \text{ грн/м}^3$) буде зменшуватися, так як при цьому можливе збільшення сітки свердловин і зменшення обсягу механічного буріння. Одночасно з цим складова собівартості термічного розширення свердловин ($C_t, \text{ грн/м}^3$), віднесена до 1 м^3 оббуреного масиву буде зростати.

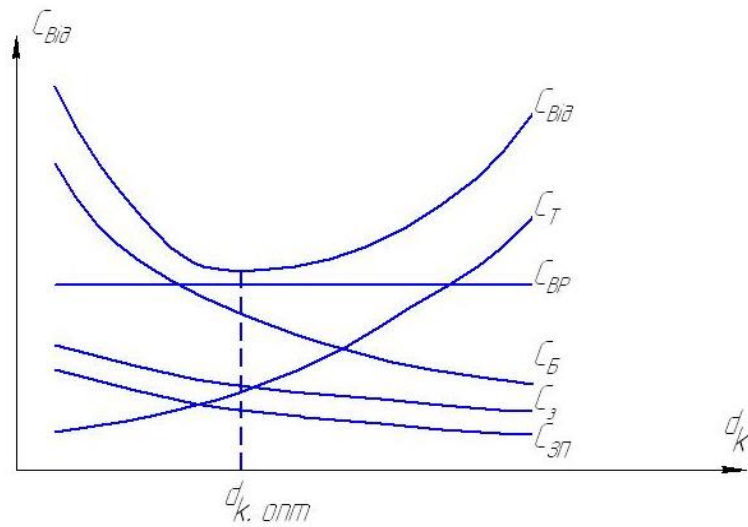


Рисунок 3.1 – Економічна залежність собівартості відбійки масиву від оптимального діаметра котлової порожнини

Із збільшенням діаметра d_k котлових порожнин, що заряджаються і збільшенням сітки свердловин складові собівартості на засоби підривання ($C_{ЗІ}$, грн/м³) і заряджання ($C_З$, грн/м³), також будуть незначно зменшуватися. Складова же собівартості відбійки масиву, обумовлена питомою витратою ВР ($C_{ВР}$, грн/м³), при будь-якому діаметрі заряджаємої частині свердловини повинна залишатися постійною.

Спільне рішення (аналітичне або графічне) рівнянь представлених на рис.3.1, дозволить отримати залежність собівартості відбійки 1 м³ масиву ($C_{від}$, грн/м³) як функцію зазначених аргументів і визначити оптимальний діаметр котлової порожнини d_k (при заданому діаметрі піонерної свердловини d_c), при якому собівартість відбійки буде мінімальна.

$$C_B = f(d_k); C_T = f(d_k); C_{ZI} = f(d_k); C_З = f(d_k); C_{ВР} = f(d_k);$$

Розрахунки будемо проводити стосовно до оббурювання уступів залізистих кварцитів Південного ГЗК, при цьому такий методичний підхід визначення оптимального діаметра піонерних свердловин може бути використаний для ГЗК України, що розробляють залізисті кварцити і на яких застосовується (застосовувалася) комбінована технологія оббурювання уступів.

Собівартість відбійки ($C_{від}$, грн/м³) залізистих кварцитів від масиву при комбінованій технології оббурювання уступів можна визначити з очевидного виразу:

$$C_{\text{від}} = C_B + C_T + C_{3I} + C_3 + C_{BP} = \frac{3_B}{ab} + \frac{3_T}{ab} + \frac{3_{3I}}{ab} + \frac{3_3}{ab} + \frac{3_{BP}}{ab}, \text{гр./ м}^3 \quad (3.1)$$

де $C_B, C_T, C_{3I}, C_3, C_{BP}$ - складові собівартості відбійки залізистих кварцитів, які визначають відповідно бурінням піонерних свердловин, їх термічне розширення, заряджання, витрати на засобів підривання і витрати на вибухової речовини; 3_B - витрати на буріння 1 м піонерної свердловини, грн/м; 3_T - витрати на термічне розширення 1 м свердловини, грн/м; 3_3 - витрати на заряджання свердловини в перерахунку на 1 м свердловини, грн/м; 3_{3I} - витрати на засоби підривання (ЗП) і комутацію вибухової мережі в перерахунку на 1 м свердловини, грн/м; 3_{BP} витрати на ВР у перерахунку на 1 м свердловини, грн/м; ab - сітка свердловин, м × м (або вихід гірської маси з 1 погонного метра свердловини, м³/ м).

Мінімізацію величини $C_{\text{від}}$ з урахуванням не лінійності її складових проведемо методом пошуку екстремуму цієї величини з використанням відповідних аналітичних залежностей, отриманих і обґрунтованих в попередньому розділі.

3.2. Розрахунок складової собівартості буріння

Витрати на буріння піонерних свердловин можна визначити за формулою:

$$3_B = \frac{\mathcal{E}_B}{v_B}, \quad (3.2)$$

де \mathcal{E}_B витрати на буріння в одиницю часу, грн/с; v_B - Швидкість буріння, м/с;

На підставі аналізу технічних характеристик, бурових верстатів що виготовляються в даний час з зануреними пневмоударниками, нами вибраний верстат Рос L-8 фірми Atlas Copco. Вартість машино-години роботи цього верстата без урахування зарплати машиніста верстата становить 1875 грн/рік. З урахуванням зарплати машиністів бурових верстатів на Півд. ГЗК (35 грн/год), вартість машино-години роботи верстата Рос L-8 буде дорівнювати:

$$\mathcal{E}_B = 1875 + 35 = 1910 \text{ грн/ год. або } 0,53 \text{ грн/с.}$$

Швидкість буріння піонерних свердловин верстатом Рос L-8 різного діаметру визначимо, використовуючи енергетичну теорію механічного руйнування порід при бурінні. Відповідно до цієї теорії енергоємність механічного буріння свердловин W пов'язана зі швидкістю буріння і v_B (м/ год) співвідношенням:

$$v_B = \frac{30}{W}, \text{ м/ГОД.} \quad (3.2)$$

У свою чергу, відомо, що енергоємність механічного руйнування порід пропорційна квадрату її міцності на стиск:

$$W = A \times \delta_c^2. \quad (3.3)$$

де A - коефіцієнт пропорційності; і δ_c - межа міцності породи на стиск, Па.

На підставі численних експериментів на ПівдГЗК було встановлено, що експлуатаційна швидкість буріння і v_{np} свердловин діаметром $d_c = 0,165$ м верстатом Рос L-8 в породах з межею міцності на стиснення а δ_c , рівним 180×10^6 Па дорівнює 10 м/год ($2,77 \times 10^{-3}$ м/с).

Під експлуатаційною швидкістю розуміється швидкість буріння з урахуванням всіх допоміжних операцій (перевезення верстата від свердловини до свердловини, нарощування бурових штанг та ін.).

З урахуванням фактичних результатів буріння свердловин в породі з порогом міцності на стиск рівному $\sigma \delta_c$ і на підставі (3.2) і (3.3) можна записати

$$v_{np165} = \frac{30}{A \times \delta_{c.165}^2}, \quad (3.4)$$

$$v_{np.жк165} = \frac{30}{A \times \delta_{c.жк165}^2}, \quad (3.5)$$

де v_{np165} - експлуатаційна швидкість буріння свердловин діаметром $d_c = 0,165$ м. в породах з межею міцності на стиснення $\delta_{c.165} = 180 \times 10^6$ Па; $v_{np.жк165}$ - очікувана практична швидкість буріння свердловин такого ж діаметру в залізистих кварцитах з межею міцності на стиснення рівним $\delta_{c.жк165}^2 = 200 \times 10^6$ Па.

Розділимо почленно (3.4) и (3.5) отримаємо:

$$v_{пржк165} = v_{пр165} \left(\frac{\delta_{с.165}}{\delta_{с.жк165}} \right)^2 \quad (3.6)$$

або з урахуванням вищенаведених даних для ПівдГЗК, експлуатаційна швидкість буріння піонерних свердловин діаметром $d_c = 0,172$ м буде:

$$v_{пржк165} = 10 \left(\frac{180 \times 10^6}{200 \times 10^6} \right)^2 = 8,1 \quad \text{м/год} \quad (2,25 \times 10^{-3} \text{ м/с}).$$

Так як енергоємність руйнування і, швидкість буріння свердловин обернено пропорційні площі її перерізу, то для залізистих кварцитів ПівдГЗК для різних діаметрів експлуатаційна швидкість їх буріння $v_{пржк}$ верстатом Ros L-8 буде дорівнювати:

$$v_{пржкI} = v_{пр165} \left(\frac{\delta_{с.165}}{\delta_{с.жк165}} \right)^2 \left(\frac{d_{с.165}}{d_{с.I}} \right)^2, \quad (3.7)$$

де $v_{пржкI}$ - швидкість буріння свердловини діаметром $d_{с.I}$, $\delta_{с.жк165}$ швидкість буріння в залізистих кварцитів ПівдГЗК свердловини діаметром 165 мм.

Витрати $Z_{бI}$ на буріння 1 м свердловини діаметром $d_{с.I}$ можна розрахувати за формулою:

$$Z_{б.I} = \frac{\mathcal{E}_B}{v_{пржкI}} = \frac{\mathcal{E}_B}{v_{пр.165}} \left(\frac{\delta_{с.жк165}}{\delta_{с.165}} \right)^2 \left(\frac{d_{с.I}}{d_{с.165}} \right)^2. \quad (3.8)$$

Наведені в табл. 3.1 діаметри свердловин d_c взяті з параметричного ряду доліт, які застосовуються при бурінні свердловин верстатом Ros L-8.

Згідно (3.1), складова собівартості буріння C_B , (грн/м³) в перерахунку на 1 м³ відбитої гірничої маси дорівнює:

$$C_B = \frac{Z_{бI}}{ab}, \quad (\text{грн/м}^3), \quad (3.9)$$

де ab сітка свердловин, м × м.

Зрозуміло, що :

$$V_{\Pi} q = \rho V_k \Leftrightarrow ab \times H_c \times q = \frac{\pi d_k^2}{4} \times \rho \times H_k,$$

де V_{Π} - обсяг частині масиву гірських порід, що припадає на 1 свердловину, м³;

V_k - обсяг котлової порожнини, м³;

d_k - діаметр котлової заряджаємої порожнини, одержуваної при розширенні свердловини з піонерним діаметром d_c при швидкості підйому пального в процесі термічного розширення свердловин, рівної $V_{п}$, м; q - питома витрата ВР, кг/м² (для Півд ГЗК = 1,1 кг/м² при щільності ВР рівній $\rho = 1264$ кг м³); ρ - щільність ВР, кг / м³.

Звідси, при $H_k = 2/3H_c$ маємо

$$ab \times H_c \times q = \frac{\pi d_k^2}{4} \times \rho \times \frac{2}{3} H_c \Leftrightarrow ab = \frac{\pi d_k^2 \times \rho}{6 \times q}, \quad (3.10)$$

Об'єднуючи (3.2.1), (3.2.7), (3.2.9) і (3.2.10) знаходимо

$$C_{б.1} = \frac{6 \times q}{\pi d_k^2 \times \rho} \times \frac{\mathcal{E}_B}{v_{пр.165}} \times \left(\frac{\delta_{с.жк165}}{\delta_{с.165}} \right)^2 \times \left(\frac{d_{с.1}}{d_{с.165}} \right)^2 = \frac{6 \times q}{\pi (0,165)^2 \times \rho} \times \frac{\mathcal{E}_B}{v_{пр.165}} \times \left(\frac{\delta_{с.жк165}}{\delta_{с.165}} \right)^2 \times \left(\frac{d_{с.1}}{d_k} \right)^2 \quad (3.11)$$

З урахуванням наведених даних для ПівдГЗК згідно (3.10) і (3.11) маємо:

$$ab = 571 \times d_k^2, \quad (3.12)$$

$$C_{б.1} = \frac{6 \times 1.1}{\pi (0,165)^2 \times 1200} \times \frac{1910}{10} \times \left(\frac{200 \times 10^6}{180 \times 10^6} \right)^2 \times \left(\frac{d_{с.1}}{d_k} \right)^2 = 15 \times \left(\frac{d_{с.1}}{d_k} \right)^2 \quad (3.13)$$

На рис. 3.2 наведені графіки залежності собівартості буріння піонерних свердловин різного діаметру від радіуса котлової порожнини, отримані на підставі формули (3.13). Криві 1,2,3 та 4 відповідають d_c рівним 0.152 м; 0,156 м; 0,159 м і 0,165 м.

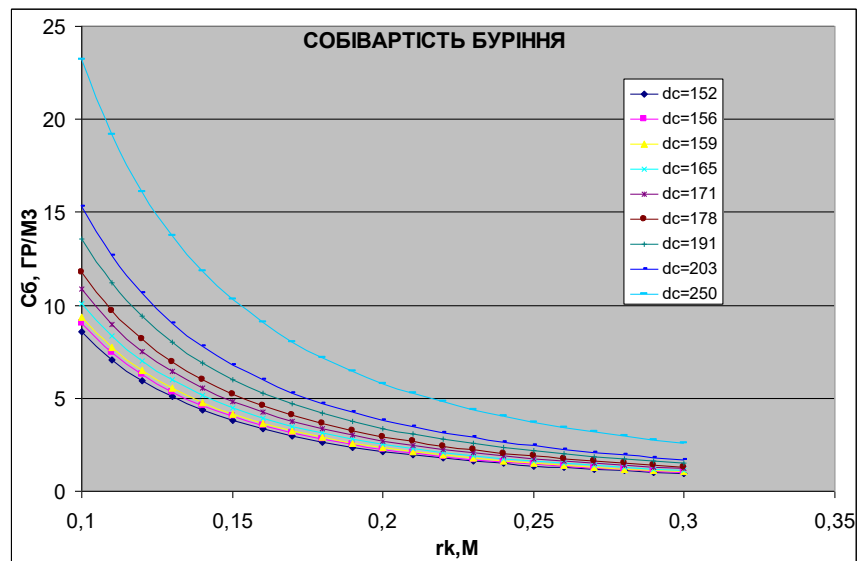


Рисунок 3.2 – Собівартість механічного буріння

Розрахунок за формулами (3. 7) і (3. 8) наведено в табл. 3.1,

Таблиця 3.1 – Залежність швидкості механічного буріння і витрат на буріння від діаметру свердловини.

d_c	$v_{пржкI}$, м/ГОД	$Z_{б.I}$, гр./м
0,152	9,544776	196,2631
0,156	9,061575	206,7286
0,159	8,722855	214,7562
0,165	8,1	231,27
0,171	7,541551	248,3954
0,178	6,960059	269,1482
0,191	6,044859	309,8976
0,203	5,351319	350,0608
0,25	3,52836	530,9229

3.3. Розрахунок складової собівартості термічного розширення свердловин

Витрати на термічне розширення 1 м свердловини, наведені до всієї її висоті (Z_T), можна розрахувати за формулою:

$$Z_T = \frac{H_K}{H_C} \times Z_{TK}, \text{ гр./м.}, \quad (3.14)$$

де H_K - висота котлової порожнини свердловини, що заряджається, м;
 $H_K = \frac{2}{3} H_v$; H_C - висота свердловини з урахуванням перебуру, м; при висоті уступу $H_u = 15$ м і глибини перебуру 1 м (така глибини перебуру при застосуванні термічного розширення свердловин) $H_C = 16$ м.

Для наведених нижче значень $H_K / H_C = 0,625$.

Для термічного розширення свердловин на Півд.ГЗК пропонується використовувати вогневі верстати СБШ 250 МНР.

Витрати на термічне розширення 1м котлової порожнини можна розрахувати за формулою:

$$Z_{TK} = \frac{\mathcal{E}_{TK}}{v_{II}}, \quad (3.15)$$

де v_{II} - швидкість підйому пальника при термічному розширенні свердловин, м/год; \mathcal{E}_{TK} - вартість машино-години роботи верстата для термічного розширення свердловин.

За даними виробника вогневих верстатів типу СБШ 250 МНР величина \mathcal{E}_{TK} без урахування робочої сили при витраті пального 68 л/год (така кількість пального витрачається при розширенні цими верстатами на кар'єрі Півд. ГЗК свердловин з піонерним діаметром $d_c = 0,25$ м) становить $\mathcal{E}_{TK} = 2300$ грн/год ; беручи до уваги, що зарплата машиніста вогневого верстата на Півд. ГЗК становить 35 грн/год, остаточно величина на \mathcal{E}_{TK} буде:

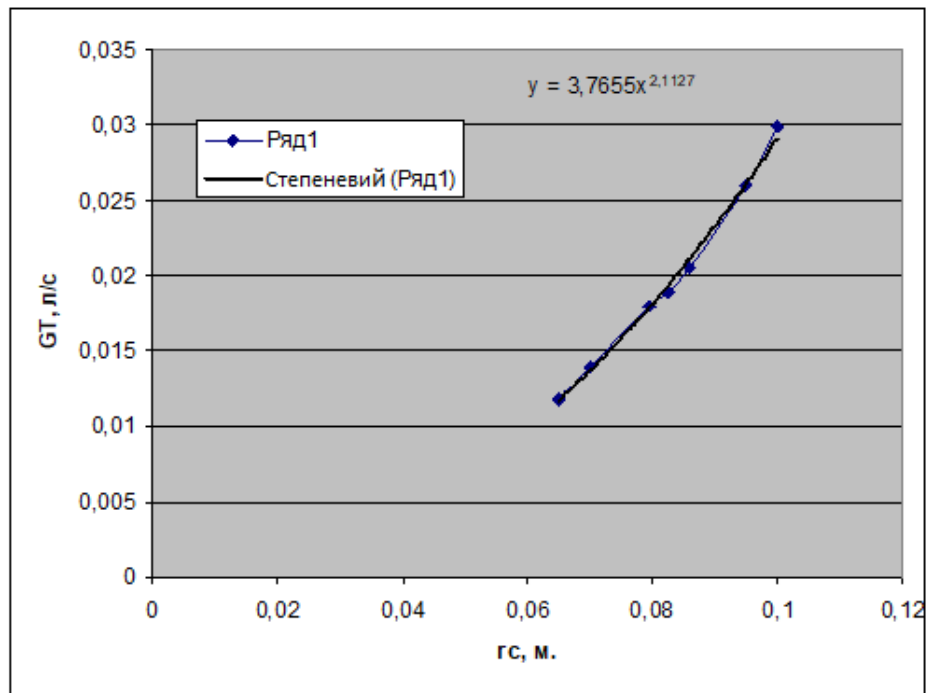
$$\mathcal{E}_{TK} = 2300 \times \frac{G_{r,i}}{G_{250}} + 35, \quad (3.16)$$

де $G_{r,i}$ - витрата пального в пальнику при розширенні свердловин з піонерним діаметром d_{ci} кг / год.; G_{250} - витрата пального в пальнику при розширенні свердловин діаметром $d_c = 0,25$ м; $G_{250} = 68$ л / год.

Експериментальними дослідженнями термічного розширення свердловин вогневими верстатами (тип «Дракон») – канадської фірми ROCMEC INTERNATIONAL INC встановлено, що між діаметром піонерної свердловини і витратою пального (або палива) існує певна відповідність, при якому забезпечується стійке горіння палива в пальнику. Як відомо, стійке горіння в пальнику можливо при оптимальному співвідношенні діаметру і довжини камери згорання, що стосовно до терморозширення виражається залежністю між d_c і G_T . Цю залежність можна визначити за емпіричними даними, представленими в таблиці 3.2 і у вигляді точок на рис. 3.3

Таблиця 3.2 – Залежність між d_c і G_T

r_c, m	0,065	0,07	0,0795	0,0825	0,086	0,095	0,1
$G_T, л/год$	42,309	50,037	64,637	68,03	73,896	93,42	107,83
$G_T, л/с$	0,011753	0,013899	0,017955	0,018897	0,020527	0,02595	0,029953

Рисунок 3.3 – Залежність між d_c і G_T

Знаходимо функцію лінії тренда наведених точок.

$$G_T = 3,765 \times r_C^{2,1127}. \quad (3.17)$$

Так як, геометричні розміри пальника а також витрати пального однакові у верстатів СБШ 250 МНР і Дракон формулу (3.17) можемо застосувати для подальших розрахунків.

Вираз (3.14) з урахуванням (3.15) і (3.16) перепишеться у вигляді

$$3 = \frac{H_K}{H_C} \times \frac{\Xi_{TK}}{v_{II}} = \frac{H_K}{H_C \times v_{II}} \times (2300 \times \frac{G_{r.i}}{G_{250}} + 35), \quad (3.18)$$

Складову собівартості термічного розширення свердловин C_T , (гр. / m^3) на $1 m^3$ відбитої гірничої маси можна визначити за формулою:

$$C_T = \frac{3_T}{a \times b} = \frac{H_K}{a \times b \times H_C \times v_{II}} \times (2300 \times \frac{G_{r.i}}{G_{250}} + 35), \quad (3.19)$$

або

$$C_T = \frac{H_K}{571 \times d_K^2 \times H_C \times v_{II}} \times (2300 \times \frac{G_{r.i}}{G_{250}} + 35), \quad (3.20)$$

Скористаємося формулою у такому вигляді, як її використовують А.В. Дугарциренов та А.А. Фурсов [12].

$$f(r_K, r_C) \equiv f1(r_K) = r_C^{0,8} (r_K - r_C)^2 + \frac{0,146667(r_K - r_C)^3}{r_C^{0,2}}. \quad (3.21)$$

Тоді, підставляючи цей вираз в (3.20) та враховуючи, що $N_k / N_c = 0,625$, отримаємо

$$C_T = \frac{0.625 f(r_k, r_c)}{571 \times 4 r_c^2 \times H_T \times 2.64888 \times 10^{-6} \times G_{Ti}^{0.8}} \times (2300 \times \frac{G_{r.i}}{G_{250}} + 35), \quad (3.22)$$

де G_{Ti} - витрата палива («ДП - повітря») в пальнику, виражений в л / с. підставляючи $C_{250} = 68$ л / год в (3.22), знаходимо:

$$C_T = \frac{28,696 \times 10^{-3} \times f(r_k, r_c)}{r_c^2 \times H_T \times G_{Ti}^{0.8}} \times (7755,7 \times G_{r.i} + 35), \quad (3.23)$$

або при $H_T = 1,1$ м

$$C_T = \frac{28,097 \times 10^{-3} \times f(r_k, r_c)}{r_c^2 \times H_T \times G_{Ti}^{0.8}} \times (7755,7 \times G_{r.i} + 35) \quad (3.24)$$

Графіки залежностей $C_T(r_k)$, отримані розрахунком за формулою (3.24), представлені на рисунку 3.4. Криві 1, 2, ..., 9 на рис. 3.4 отримані при r_c , рівних відповідно 0,076 м; 0,078 м; 0,0795 м; 0,0825 м; 0,0855 м; ; 0,089 м; 0,0955 м; 0,1015 м 0,125 м;

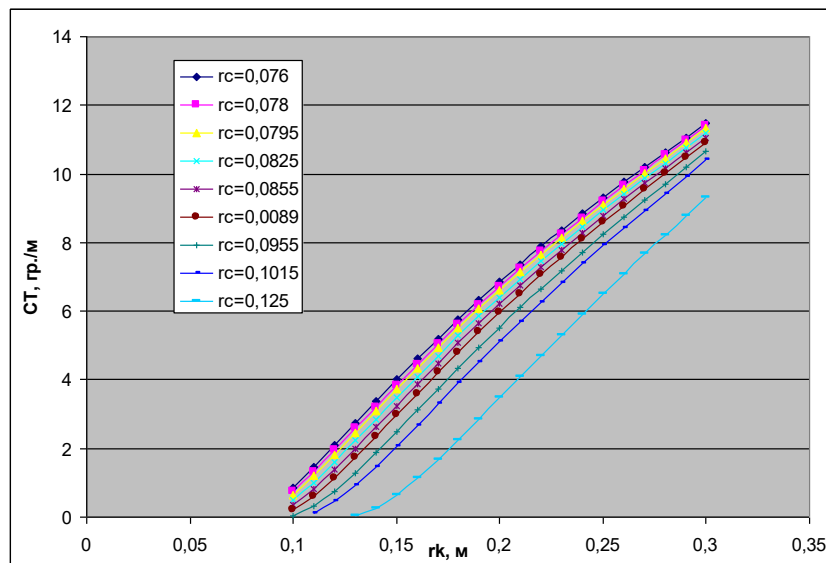


Рисунок 3.4 – Залежність собівартості термічного розширення свердловин

Як бачимо з рис. 3.4, собівартість термічного розширення свердловин в розрахунку на 1 м³ відбитої гірничої маси монотонно зростає із збільшенням діаметра котлової порожнини. При цьому якісний характер наведених графіків приблизно однаковий. Відзначимо, що графіки залежностей $C_T(r_k)$ з меншими значеннями r_c при однакових r_k розташовуються вище. Це природно, оскільки при малих r_c потрібно більше часу на створення котлової порожнини радіуса r_k і

відповідно витрачається більшу кількість пального та стисненого повітря, що призводить до зростання собівартості термічного розширення.

3.4. Розрахунок складової собівартості заряджання свердловин

Складова собівартості заряджання свердловин складається з двох частин: перша обумовлена власне заряджанням свердловин, друга - переїздом зарядної машини від свердловини до свердловини.

Час на заряджання однієї свердловини з діаметром d_K котлової частини, що заряджають можна визначити за формулою:

$$\tau_{3,i} = \frac{\pi \times d_K^2 \times H_C}{6 \times v_3}, \quad (3.25)$$

де H_C - довжина свердловини, м; v_3 - об'ємна швидкість заряджання емульсивним ВР, $v_3 = 3$ м/год.

Витрати на заряджання однієї свердловини з діаметром d_K котлової порожнини будуть:

$$B_3 = \frac{\pi \times d_K^2 \times H_C \times \Theta_3}{6 \times v_3}, \quad (3.26)$$

де Θ_3 - вартість машино-години роботи зарядної машини, $\Theta_3 = 1852,8$ гр./год.

Собівартість заряджання свердловин в перерахунку на 1 м³ відбитої гірської маси можна розрахувати за формулою:

$$C_{3,3} = \frac{\pi \times d_K^2 \times H_C \times \Theta_3}{6 \times a \times b \times H_C \times v_3} = \frac{\pi \times d_K^2 \times \Theta_3}{6 \times ab \times v_3}, \quad (3.27)$$

або

$$C_{3,3} = \frac{\Theta_3 \times q}{\rho \times v_3} = \frac{\pi \times \Theta_3}{3426 \times v_3} = 0.917 \times 10^{-3} \times \frac{\Theta_3}{v_3}. \quad (3.28)$$

Друга частина складової собівартості заряджання свердловин, обумовлена переїздами зарядної машини, залежить від кількості N свердловин і кількості n переїздів від свердловини до свердловини; $n = N - 1$.

Час на один переїзд від свердловини до свердловини дорівнює:

$$\tau_{N,i} = \frac{l}{v_D}, \quad (3.29)$$

де l - відстань між свердловинами, м; v_D - швидкість руху зарядної машини

на уступі з урахуванням допоміжних операцій, $v_d = 10$ м./год.

Якщо прийняти, що сітка свердловин квадратна зі стороною квадрата, рівної a , та кількість N свердловин на блоці який оббурюють обсягом V_b буде рівним:

$$N = \frac{V_b}{a^2 \times H_y}, \quad (3.30)$$

де H_y – висота уступу кар'єра, м.

З урахуванням цього загальний час на всі переїзди зарядної машини на заряджаємому блоці дорівнюватиме:

$$\tau_N = \frac{a}{v_d} (N - 1) = \frac{1}{v_d} \left(\frac{V_b}{a \times H_y} - a \right), \quad (3.31)$$

а собівартість заряджання, обумовлену переїздами і віднесена до 1 м^3 відбитої гірської маси, можна розрахувати за формулою:

$$C_{3.п} = \tau_N \times \frac{\mathcal{E}_3}{V_b} = \frac{\mathcal{E}_3}{v_d} \left(\frac{1}{a \times H_y} - \frac{a}{V_b} \right). \quad (3.32)$$

Враховуючи, що

$$a = (1,4 - 0,075 \times \ln f) d_R \times \sqrt[4]{\frac{\rho \times Q}{f}} = 24,96 d_K$$

вираз (3.4.8) перетворимо до виду

$$C_{3.п} = \tau_N \times \frac{\mathcal{E}_3}{V_b} = \frac{\mathcal{E}_3}{v_d} \left(\frac{1}{23,89 \times d_K \times H_y} - \frac{24,96 \times d_K}{V_b} \right). \quad (3.33)$$

Таким чином, загальна складова собівартості заряджання свердловин в перерахунку на 1 м^3 відбитої гірської маси в залежності від d_K згідно (3.28) і (3.33) дорівнюватиме:

$$\begin{aligned} C_3 &= C_{3.3} + C_{3.п} = \\ &= 0,917 \times 10^{-3} \times \frac{\mathcal{E}_3}{v_3} + \frac{\mathcal{E}_3}{v_d} \left(\frac{1}{23,89 \times d_K \times H_y} - \frac{24,96 \times d_K}{V_b} \right) = \\ &0,59874 + 185,28 \left(\frac{1}{358,35 \times d_K} - 0,000832 \times d_K \right) = \\ &0,59874 + 185,28 \left(\frac{1}{716,7 \times r_K} - 0,001664 \times r_K \right) \end{aligned} \quad (3.34)$$

Проведемо оцінку величини C_3 при наступних умовах: $\mathcal{E}_3 = 1852,8$ грн/год.; $v_3 = 3 \text{ м}^3/\text{год.}$; $v_d = 10 \text{ м}/\text{год.}$; $H_y = 15$ м; $V_b = 3 \times 10^4 \text{ м}^3$ для різних значень d_K ,

одержуваних на Півд.ГЗК при розширенні свердловин з піонерним діаметром від $d_c = 0,152$ м до $d_c = 0,25$ м. Розрахункова залежність C_3 (r_K) в графічному вигляді наведена на малюнку 3.5. складова собівартості заряджання, як впливає з рис. 3.5 порівняно невелика і з збільшенням радіуса котлової порожнини практично не змінюється. З урахуванням цього, приймемо величину C_3 постійною і рівною $C_3 = 0,61$ гр./м³.

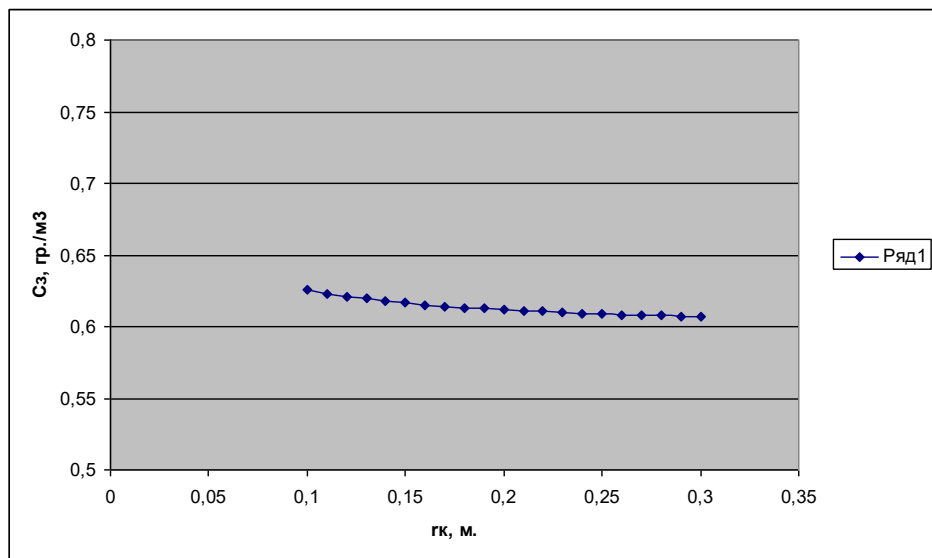


Рисунок 3.5 – Залежність собівартості заряджання

3.5. Розрахунок складових собівартості відбійки залізистих кварцитів, обумовлених витратою засобів підривання і витратою ВР

Витрати на засоби підривання можна визначити виходячи з наступних очевидних фактів: кількість свердловин N , відповідно і кількість N_6 бойовиків на відбійку породи в обсязі V_6 блоку який підривається при квадратної сітці свердловин $\{a \times a\}$, а також хвилеводи свердловинні N_{BC} і поверхневі $N_{ВП}$ при діагональній схемі підривання рис. 3.6 дорівнює:

$$N = N_B \times 2 = N_{BC} \times 2 = N_{ВП} = \frac{V_B}{a^2 \times H_C}.$$

Витрати на засоби ініціювання підривання породи в обсязі V_B блоку будуть рівні:

$$Z_{CB} = ((C_B + C_{BC}) \times 2 + C_{ВП}) \times \frac{V_B}{a^2 \times H_C}, \quad (3.35)$$

де C_B - вартість один бойовик, $C_B = 185$ грн, C_{BC} вартість одного воловода свердловинного, $C_{BC} = 90$ грн, $C_{ВП}$ - вартість одного воловода поверхневого, $C_{ВП} = 95$ грн.

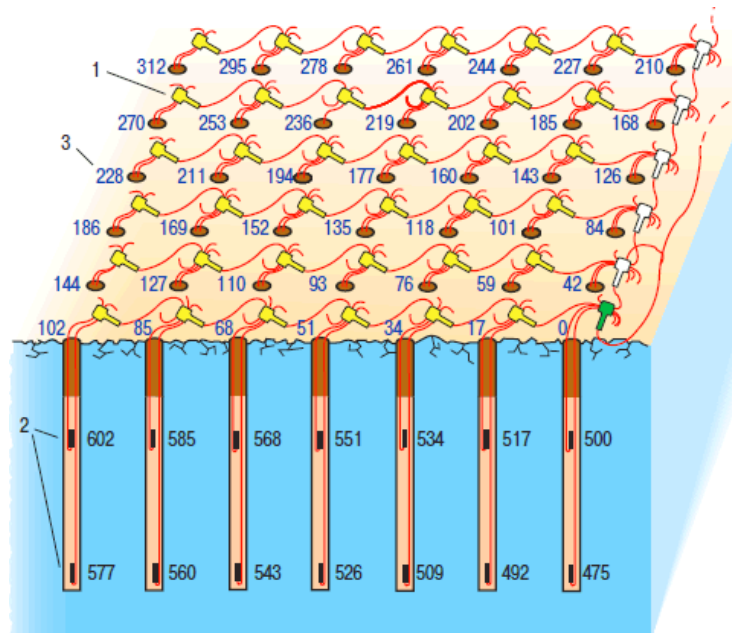


Рисунок 3.6 – Діагональна схема підривання: 1 – з'єднувальні блоки, 2 – проміжні детонатори, 3 – час спрацьовування

Розділити вираз (3.35) почленно на обсяг блоку V_b і підставляючи $a^2 = 571 d_K^2$, отримаємо складову собівартості засобів ініціювання підривання, віднесена до 1 м^3 відбитої руди:

$$C_{CI} = \frac{(C_B + C_{BC}) \times 2 + C_{ВП}}{571 \times d_K^2 \times H_C} = \frac{(C_B + C_{BC}) \times 2 + C_{ВП}}{2284 \times r_K^2 \times H_C}. \quad (3.36)$$

При зазначених вище цінах на засоби підривання, а також при- $H_C = 16$ м складова собівартості C_{CI} , обумовлена витратою засобів ініціювання підривання в залежності від діаметру котлової порожнини d_K графічно зображена на рис. 3.7.

Питома витрата $ВР$ незалежно від діаметра d_K котлових порожнин повинна бути строго дотримано для кожного ГЗК залежно від міцності породи.

Для ПівдГЗК $q = 1,1 \text{ кг} / \text{м}^3$.

Ціна емульсійних $ВР$ що застосовуються на ПівдГЗК, дорівнює $C_{ВР} = 3,35$ грн/кг. З урахуванням цього складова собівартості відбійки залізистих кварцитів на ПівдГЗК, обумовлена витратою $ВР$, буде дорівнювати:

$$C_{BP} = q \times C_{BB} = 1,1 \times 3,35 = 3,685 \text{ грн/м}^3. \quad (3.37)$$

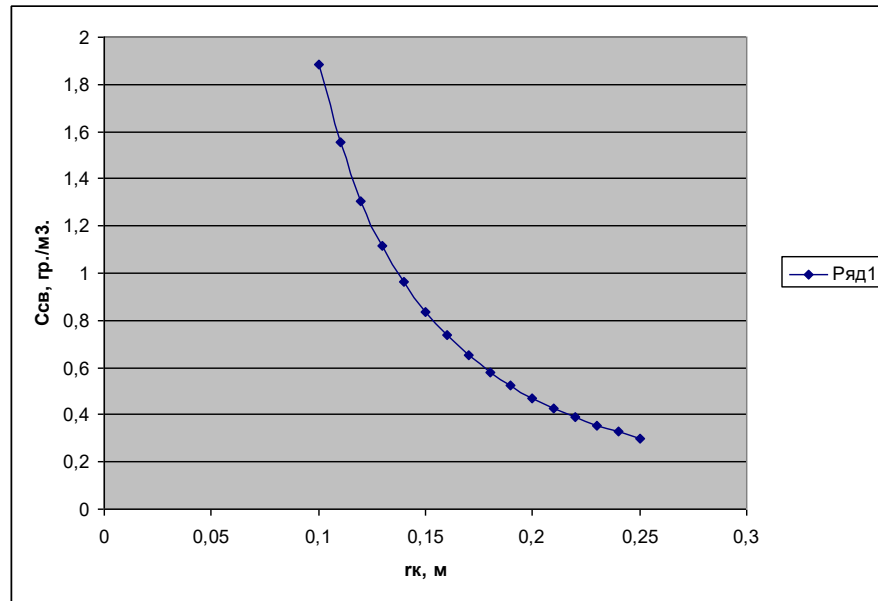


Рисунок 3.7 – Собівартість на засоби ініціювання підривання

3.6. Оптимізація параметрів вибухової відбійки залізистих кварцитів на кар'єрі південного ГЗК

Собівартість вибухової відбійки залізистих кварцитів Півд.ГЗК, виходячи з викладеного вище, може бути представлена у вигляді:

$$\begin{aligned}
 C_{\text{выд}} = C_B + C_T + C_3 + C_{3i} + C_{BP} = & 15 \times \left(\frac{d_{c.I}}{d_K} \right)^2 + \\
 & + \frac{28,097 \times 10^{-3} \times f(r_K, r_c)}{r_C^2 \times H_T \times G_{Ti}^{0,8}} \times (7755,7 \times G_{r.i} + 35) + \\
 & + 0,59874 + 185,28 \left(\frac{1}{716,7 \times r_K} - 0,001664 \times r_K \right) + \\
 & + \frac{0,0185}{r_K^2} + 3,685
 \end{aligned} \quad (3.38)$$

Функція $f(r_K, r_c)$ в цьому виразі визначається співвідношенням (3.8) в вигляді полінома третього ступеня, коефіцієнти якого залежать тільки від радіуса піонерної свердловини r_c .

Розрахункові залежності величини C_{OT} від радіуса r_K котлової порожнини при різних значеннях радіуса r_c піонерної свердловини і витрати G_{Ti} палива дано на малюнку 3.8. Криві 1, ..., 9 відповідають r_c , рівним 0,076 м; 0,057 м; 0,078 м;

0,0795 м; 0,0825 м; 0,0855 м; 0,0955 м; 0,1015 м; 0,125 м. Як видно з рис. 3.8, всі криві мають мінімум, відповідний деякому оптимальному значенню радіуса котлової порожнини, причому екстремум при збільшенні r_K зміщений вправо в напрямку зростання величини r_K . При цьому спостерігається монотонне зростання собівартості $C_{\text{ВІД}}$ відбійки від мінімального при оптимальному r_K і вище в межах 12,9 – 14,01 грн/м³.

З іншого боку, як показують графіки, мінімум собівартості для кожного діаметра піонерної свердловини досягається при відносно невеликому збільшенні діаметра свердловини в заряджаємій частини в порівнянні з його початковим діаметром. Так, для піонерних свердловин радіусом 0,076 м і 0,125 м мінімум досягається при радіусах котлової порожнини, рівних відповідно 0,15 м і 0,22 м. Відповідно ці мінімальні значення $C_{\text{ВІД}}$ дорівнюють 12,9 грн/м³ і 14,01 грн/м³.

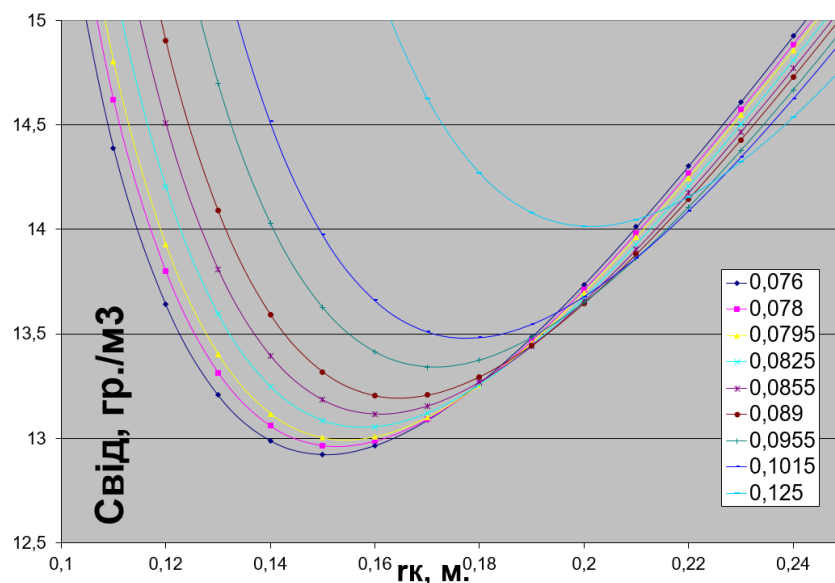


Рисунок 3.8 – Залежність собівартості вибухової відбійки залізистих кварцитів Півд.ГЗК

Оцінимо економічний ефект E_r при переході від застосованої на Півд.ГЗК вибухової відбійки з бурінням свердловин діаметром 0,250 м (верстатами СБШ-250) і подальшим термічним розширенням її частини що заряджають до діаметра 0,36 м до комбінованої технології з бурінням піонерних свердловин діаметром 0,171 м (верстатами Roc L-8 фірми Atlas copco) і подальшим термічним розширенням її частини що заряджають до діаметра 0,32 м. Собівартість вибухової відбійки для першого варіанту дорівнює $C_{\text{OT250}} = 14,27$ грн/м³., а для

другого $C_{от0,171} = 13,11 \text{ грн/м}^3$. Прийнемо річний обсяг видобутку залізистих кварцитів рівним $6,5 \text{ млн. м}^3/\text{рік}$, Тоді маємо:

$$C_r = (14,27 - 13,11) \times 6500000 = 7540000 = 7,54 \text{ млн. грн./рік.}$$

3.7. Оцінка економічного ефекту

1. Встановлено закономірність зміни собівартості $C_{вд}$ вибухової відбійки залізистих кварцитів кар'єру Півд. ГЗК при збільшенні діаметра котлової порожнини у вигляді суми складових такої для основних процесів: механічного буріння піонерних свердловин, їх термічного розширення, заряджання з урахуванням витрати засобів підривання і витрати вибухових речовин. Ця закономірність характеризується єдиним мінімумом, значення якого визначається діаметром піонерної свердловини рівним $d_c = 0,171 \text{ м}$. Наступне зменшення діаметру піонерної свердловини неможливе в умовах Півд.ГЗК, тому що діаметр пальника верстата який застосовується на комбінаті (СБШ 250 МНР діаметр пальника $0,165 \text{ м}$.) не пройде в свердловини меншого діаметру ніж $0,171 \text{ м}$.

2. Проведена оптимізація вибухової відбійки залізистих кварцитів на кар'єрі Півд.ГЗК методом пошуку мінімуму собівартості відбійки, що представляє нелінійну функцію від властивостей породи, параметрів теплоносія і каналу між пальником і стінками свердловини.

3. Мінімум собівартості для кожного діаметра піонерної свердловини визначається при відносно невеликому збільшенні діаметра тієї частини що заряджають порівнюючи з початковим діаметром. Так, для піонерних свердловин радіусом $0,076 \text{ м}$ і $0,125 \text{ м}$ мінімум досягається при радіусах котлової порожнини, рівних відповідно $0,15 \text{ м}$ і $0,2 \text{ м}$. Відповідно ці мінімальні значення $C_{от}$ дорівнюють $12,9 \text{ грн/м}^3$ і $14,01 \text{ грн/м}^3$. Оптимальний мінімум досягається для піонерного радіуса свердловини, рівного $0,0855 \text{ м}$ (для діаметра $0,171 \text{ м}$) при радіусі котлової порожнини $0,16 \text{ м}$ (при діаметрі $0,320 \text{ м}$). Величина собівартості відбійки, при цьому становить $13,11 \text{ грн/м}^3$.

При розбурюванні піонерних свердловин малого діаметра до великих значень r_k тривалість термічного розширення виявляється значною і відповідно високою собівартість $C_{вд}$. Це і визначає невеликий зсув оптимального значення

діаметра котлової порожнини від початкового діаметра піонерної свердловини. Таким чином доведена неправомочність концепції ефективності котлових зарядів великого діаметру

4. Проведено оцінку економічного ефекту ϵ_r при переході від застосованої на Півд.ГЗК вибухової відбійки з бурінням свердловин діаметром 0,250 м (верстатами СБШ-250) і подальшим термічним розширенням її частини що заряджають до діаметра 0,36 м до комбінованої технології з бурінням піонерних свердловин діаметром 0,171 м (верстатами Roc L-8 фірми Atlas Copco) і подальшим термічним розширенням її частини що заряджають до діаметра 0,32 м. Собівартість обурювання для першого варіанту дорівнює $C_{\text{ВІД}250} = 14,27$ грн/м³., а для другого $C_{\text{ВІД}0,171} = 13,11$ грн/м³. Прийmemo річний обсяг видобутку залізистих кварцитів рівним 12 млн.м³/рік, Тоді маємо:

$$\epsilon_r = (14.27 - 13.11) \times 6500000 = 7540000 = 7,54 \text{ млн. грн./рік.}$$

тобто річний економічний ефект від застосування комбінованої технології обурювання уступів на Півд.ГЗК складе більше 7,54 млн. гривень без урахування знеміцнення породи за рахунок збільшення тривалості імпульсу тиску і відповідного підвищення ККД вибухового впливу.

Аналогічно можна зробити оцінку економічного ефекту при переході до комбінованої технології з бурінням піонерних свердловин діаметром 0,250 м і подальшим термічним розширенням її частини що заряджають до оптимального діаметра $2 \times 0,2 \text{ м} = 0,4 \text{ м}$ (існуюча технологія). Річний економічний ефект у цьому випадку складе

$$\epsilon_r = (14.27 - 14.01) \times 6500000 = 1690000 = 1,69 \text{ млн. грн./рік.}$$

ВИСНОВКИ

У дипломній роботі дано нове рішення актуальної наукової задачі щодо підвищення ККД вибухової відбійки і знеміцнення масиву залізистих кварцитів шляхом оптимізації діаметрів піонерної свердловини і котлової порожнини в ній, при яких забезпечується максимальна енергонасиченість масиву. За результатами роботи сформульовані наступні основні висновки:

1. Встановлено, що при вибуху свердловинних колонкових зарядів характер зміни тиску продуктів детонації на стінки свердловини не залежить від діаметра останньої. Це пов'язано з тим, що маса заряду ВР і витрата газоподібних продуктів вибуху в такій свердловині пропорційні квадрату її діаметра, тому зростання маси ВР при збільшенні діаметра свердловини компенсується відповідним зростанням витрат продуктів детонації при їх витокі через її гирло такого ж діаметру. При цьому тривалість дії імпульсу тиску на стінки свердловини мінімальна, а за час, порівнянний з тривалістю процесу детонації (3мс), тиск у свердловині внаслідок інтенсивного витікання продуктів вибуху зменшується в порівнянні з максимальним приблизно в 10^4 раз. Тривалість імпульсу тиску і відповідно енергонасиченість масиву гірських порід, а також ККД вибуху приймають найменше значення для колонкових свердловин незалежно від їх діаметру. Отже відбійка гірських порід колонковими зарядами з енергетичних позицій має низьку ефективність.

2. Встановлено, що при вибуху зарядів, розміщених в свердловинах з котловою порожниною, тривалість дії імпульсу тиску істотно залежить від діаметру гирла свердловини, тобто від діаметра піонерної свердловини при відносно невеликому впливі діаметра котлового розширення. При діаметрах піонерної свердловини і котлової порожнини, що заряджається, рівних відповідно 0,09 м і 0,4 м тривалість дії імпульсу тиску зростає в 15-20 разів у порівнянні з колонковими зарядами. Найбільшого ККД вибуху можна досягти при використанні котлових свердловинних зарядів з умовою мінімальності діаметра вихідної частини свердловини. Ця умова має бути скоригованою з урахуванням вимоги мінімуму собівартості оббурювання.

3. Встановлено закономірність зміни собівартості вибухової відбійки

залізистих кварцитів Південного ГЗК у вигляді суми складових основних процесів: механічного буріння піонерних свердловин, їх термічного розширення, заряджання з урахуванням видатку коштів підривання і витрат вибухових речовин. Ця закономірність характеризується єдиним мінімумом, значення якого визначається діаметром піонерної свердловини рівним $d_c = 0,171$ м. Наступне зменшення діаметру піонерної свердловини неможливе в умовах Півд.ГЗК, тому що діаметр пальника верстата який застосовується на комбінаті (СБШ 250 МНР діаметр пальника 0,165 м.) не пройде в свердловини меншого діаметру ніж 0,171 м.

4. Проведено оцінку економічного ефекту E_r при переході від застосованої на Півд.ГЗК вибухової відбійки з бурінням свердловин діаметром 0,250 м (верстатами СБШ-250) і подальшим термічним розширенням її частини що заряджають до діаметра 0,36 м до комбінованої технології з бурінням піонерних свердловин діаметром 0,171 м (верстатами Рос L-8 фірми Atlas sorco) і подальшим термічним розширенням її частини що заряджають до діаметра 0,32 м. (перспективна технологія) і з бурінням піонерних свердловин діаметром 0,250 м і подальшим термічним розширенням частини, що заряджається до оптимального діаметра 0,4 м (існуюча технологія). Річний економічний ефект в першому випадку дорівнює 7,54 млн. грн. / рік, у другому – 1,69 млн. грн. / рік.

СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

1. Покровський Г.І. Вибух. - М., Недра, 1980, 190 с.
2. Гончаров С.А. Оптимізація дроблення руди у вибої – резерв підвищення ефективності збагачувального переділу. Гірський журнал, № 10, 1988, с. 55-57
3. Ревнивців В.І. Про раціональну організацію процесу розкриття мінералів відповідно до сучасних уявлень фізики твердого тіла.
4. Єфремов Е.І., Джоє В.Ф., Бурлака А.В. Деякі методи інтенсифікації дроблення порід середньої та нижче середньої фортеці. Рб.: Вибухова справа, № 62/19. - М., Надра, 1967. с. 198 – 204.
5. Єфремов Е.І. Підготовка гірничої маси на кар'єрах. - М., Надра, 1980. 271 с.
6. Гончаров С.А., Дугарциренов А.В., Лувсандогвин Мунхтогто Х. Формування імпульсу тиску під час вибуху свердловинних зарядів. Вид-во МДГУ, Гірський інформаційно-аналітичний бюлетень, №12, 2000, с. 31-36.
7. Кочетков П.А. Управління руйнуванням гірських порід при буровибухових роботах. Дніпропетровськ, Вид-во "Пороги", 1993. 108 с.
8. Гончаров С.А., Дугарциренов А.В., Клюка О.Ф., Вервовчкін І.Є. Етапи формування імпульсу тиску та вільне закінчення продуктів детонації під час вибуху свердловинних зарядів. Вид-во МДГУ, Гірський інформаційно-аналітичний бюлетень, №10, 2001. с. 30-34.
9. Дугарциренов А.В. Вільне закінчення продуктів детонації під час вибуху свердловинних зарядів. Гірський інформаційно-аналітичний бюлетень, №2, 2003. с. 83-86.
10. Друкований М.Ф., Куц В.С., Ільїн В.І. Управління процесом вибуху свердловинних зарядів на кар'єрах. - М., Надра, 1980. 223 с.
11. Дремін А.А. Економічне обґрунтування оптимального діаметру котлових порожнин при комбінованій технології обурення уступів на кар'єрах залізистих кварцитів. Гірський інформаційно-аналітичний бюлетень, №1, 2007. с. 60-64.
12. Дугарциренов А.В., Фурсов А.А. Закономірність термічного

розширення вибухових свердловин на кар'єрах. Гірничий інформаційно-аналітичний бюлетень, №2, 2004. с. 61-69.

13. Демидюк Г.П. Про механізм дії вибуху та властивості вибухових речовин. У кн.: Вибухова справа. №45/2. - М., Держгортехіздат, 1960. с.20-30.

14. Курінний. Фізичні аспекти руйнування гірських порід вибухом. Монографія. Дніпропетровськ НГУ. 2009-158 с.