

Міністерство освіти і науки України  
Криворізький національний університет  
Кафедра відкритих гірничих робіт

**ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА**  
до кваліфікаційної (магістерської) роботи

зі спеціальності 184 – Гірництво

Тема роботи: «Аналіз та розробка технології закладних робіт для  
відробки прибортових та підкар'єрних запасів».

Виконав: студент групи ГІВ-23-2м Шульга Д.С. \_\_\_\_\_ / \_\_\_\_\_ /

Керівник випускної роботи к.т.н, доцент Єременко Г.І. / \_\_\_\_\_ /

Завідувач кафедри д.т.н, доцент Жуков С.О. \_\_\_\_\_ / \_\_\_\_\_ /

Кривий Ріг  
2024 р.

## РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка до випускної магістерської роботи Шульги Д. С. на тему: «Аналіз та розробка технології закладних робіт для відробки прибортових та підкар'єрних запасів».

«Випускна робота на здобуття освітньо-кваліфікаційного рівня магістра. Кривий Ріг. Криворізький національний університет, 2024».

**Мета** роботи-розробка технології відпрацювання підкар'єрних та прибортових запасів, що забезпечує найбільш повне вилучення з надр корисних копалин, безпека, екологічність та економічність гірських робіт.

**Ідея роботи** полягає у застосуванні стадійного вилучення підкар'єрних та прибортових запасів системами розробки з різномічною закладкою та раціональним розміщенням зарядів ВР з урахуванням зон розвантаження під час відпрацювання камер суміжних із закладеними закладкою, що твердіє.

**Предметом досліджень** є технологія виїмки підкар'єрних та прибортових запасів родовища.

Завдання досліджень:

- аналіз гірничотехнічної ситуації та досвіду відпрацювання підкар'єрних та прибортових запасів твердих корисних копалин;
- розробка технології відпрацювання підкар'єрних запасів руди з застосуванням системи розробки із закладанням;
- Встановлення раціонального складу закладної суміші з відходів гірничо-збагачувального виробництва з урахуванням гірничо-технічних умов родовища, що забезпечує зведення стійкого штучного масиву та порядку відпрацювання камер;
- обґрунтування технології та параметрів відбивання руди на контакті «рудазакладка», що знижує руйнування закладного масиву;
- техніко-економічна оцінка пропонованих технологічних рішень.

**Наукова новизна роботи:**

- встановлена закономірність необхідної міцності закладного масиву при стадійній виїмці камер, що дозволяє об'єктивно визначити міцність закладного масиву з урахуванням черговості та висоти виїмки камер;

- Виявлено закономірності впливу на геологічні характеристики твердіючих закладних сумішей добавки поверхнево-активних речовин;

- встановлені залежності величини незаряджуваної частини віялових комплектів свердловин у їхній донній частині з боку закладного масиву від довжини зони розвантаження, що дозволить знизити величину розбіжності руди від підривки закладної суміші.

При виконанні роботи використовувався комплексний метод досліджень, що включає аналіз та наукове узагальнення науково-технічної інформації та практики гірничого виробництва, експериментальні дослідження, статистична обробка та аналіз результатів експериментальних досліджень та розрахунків, техніко-економічне обґрунтування прийнятих рішень.

### **Наукові положення**

- міцність закладки визначається з урахуванням стадій виїмки камер та висоти оголення виробленого простору;

- поверхнево-активні речовини призводять до зміни реологічних характеристик твердіючих закладних сумішей, а саме підвищують її рухливість і характеристики міцності, дозволяють знизити водоміст суміші;

- величини незаряджуваної частини віялових свердловин на їх донній частині сторони закладного масиву необхідно приймати залежно від довжини зони розвантаження, що знижує підрив закладного масиву та розбіжності руди закладкою.

Практична цінність роботи полягає у розробці технології відпрацювання підкар'єрних та прибортових запасів зі стадійною виїмкою та закладкою з різною міцністю, та обґрунтування параметрів відбивання руди на контакт "руда-закладка".

Обґрунтованість та достовірність наукових положень підтверджується коректним використанням теоретичних та експериментальних досліджень, представницьким обсягом та збіжністю теоретичних та експериментальних даних.

## ЗМІСТ

	стор.
РЕФЕРАТ.....	2
ВСТУП.....	7
1 АНАЛІЗ ДОСВІДУ ОПРАЦЮВАННЯ ПІДКАР'ЄРНИХ ТА ПРИБОРТОВИХ ЗАПАСІВ	8
1.1 Аналіз досвіду вітчизняних та зарубіжних підприємств.....	8
1.2 Постановка завдань дослідження	17
2 ВИЩУКАННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ОБРОБКИ ПІДКАР'ЄРНИХ ТА ПРИБОРТОВИХ ЗАПАСІВ РУДИ	18
2.1 Застосування закладки виробленого простору	18
2.2 Пропонована технологія відпрацювання підкар'єрних запасів системами із закладкою виробленого простору	25
2.3 Методика дослідження та вибору раціональних складів твердіючих закладних сумішей	27
2.4 Дослідження характеристик місцевих матеріалів для використання у закладних роботах	41
2.5 Обґрунтування необхідної міцності закладки	42
2.6 Дослідження впливу на характеристики закладної суміші в'язучого та хімічних добавок	53
3 ДОСЛІДЖЕННЯ І ВИБІР РАЦІОНАЛЬНИХ СКЛАДІВ ТВЕРДІЮЧИХ ЗАКЛАДНИХ СУМІШІВ	71
3.1 Вимоги до штучних закладних масивів та твердіючим закладним сумішам	71
3.2 Дослідження впливу компонентів закладної суміші на міцність закладки	74
4 ВІДБІЙКА РУДИ НА КОНТАКТІ З ЗАКЛАДКОЮ ПРИ РОЗРОБКИ ПІДКАР'ЄРНИХ ЗАПАСІВ	80
4.1 Аналіз робіт з відбійки руди на контакті із закладкою	81
4.2 Технологія заряджання вієрів свердловин при відбійці руди на контакті із закладкою	84
4.3 Запропонована схема розташування зарядів при відбійці руди контакті із закладкою	87

4.4 Очікувана економічна ефективність	90
4 ВИСНОВКИ	92
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ.....	94

## ВСТУП

Інтенсивне відпрацювання родовищ за останні 20-25 років призвело до виснаження запасів із сприятливими гірничо-геологічними умовами. У зв'язку зі зростанням глибини розробки, погіршенням гірничотехнічних та гірничогеологічних умов, зниженням вмісту корисних компонентів, посиленням екологічних вимог і т. д. виникає проблема пошуку варіантів ефективною розробки родовищ.

У світі нині налічується понад 2 тис. родовищ, розроблюваних комбінованим, відкрито-підземним способом. Тільки за останні 10 років їхня кількість збільшилася практично в 1.5 рази, що пов'язано здебільшого з досягненням кар'єрами позамежних глибин і можливістю відпрацювання запасів глибоких горизонтів лише підземним способом. При переході з відкритих робіт на підземні, між відкритими та підземними роботами залишають стелю. Наступна ж ліквідація поточин штучним шляхом або при самообрушенні (що найбільше ймовірно) неминуче пов'язана не тільки з великими втратами руди та разубожненням, але й з різними процесами та явищами, наслідки яких практично неможливо передбачити та розрахувати.

Разом з тим, при комбінованому відпрацюванні родовищ у основанні та бортах кар'єрів, залишаються запаси руди, які відпрацювати відкритим способом нерентабельно.

У цьому напрямі є обмежена кількість досліджень, а суттєві результати були отримані у поодиноких випадках.

Тому, дослідження технології відпрацювання запасів нижче відмітки дна та на прибортових ділянках кар'єра є актуальним завданням.

## **1 АНАЛІЗ ДОСВІДУ ОПРАЦЮВАННЯ ПІДКАР'ЄРНИХ ТА ПРИБОРТОВИХ ЗАПАСІВ**

### **1.1 Аналіз досвіду вітчизняних та зарубіжних підприємств**

При комбінованому відпрацюванні родовищ на підставі та бортах кар'єрів, залишаються запаси руди, які відпрацьовувати відкритим способом рентабельно. Рудні зони характеризуються складною морфологією: невтриманість контактів, складні межі виклинювання рудних зон, непостійність кутів падіння, розтягнутість рудних ділянок простягання та висоті бортів. Відпрацювання таких рудних ділянок ведуть підземним або відкрито-підземним методами.

Слід зазначити, що аналіз літературних джерел показує, що запаси, що залишилися за контуром кар'єру, не мають єдиної назви.

Таким чином, в одних роботах вони називаються прибортовими або підкар'єрними, в інших законтурними .

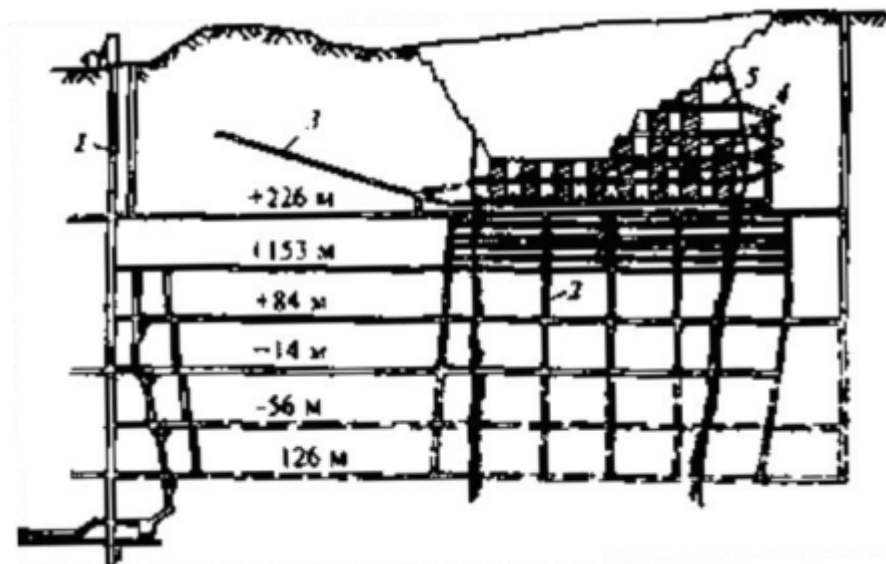
Однак, звичайно, кожен термін більш застосовний у якомусь конкретному випадку. Так, наприклад, терміни підкар'єрні чи прибортові запаси пояснюють просторове розташування цих запасів щодо кар'єру, і можуть вважатися законтурними, якщо перебувають за граничним проектним контуром. Тому в даній роботі автори не обмежувалися одним терміном і використовували більш підходящий для кожного окремого випадку.

Однією із систем розробки при відпрацюванні підкар'єрних запасів є система з обваленням. Виробництво підземних робіт системами з обваленням руди та вміщуючих порід забезпечує високу інтенсивність освоєння запасів та зниження собівартості видобутку руди. Однак, при застосуванні зазначеної системи розробки спостерігаються високі втрати та руйнування руди.

Мінералізована зона, що відпрацьовується кар'єром «Прінс-Лайелл», 1972 р. була підготовлена до підземної експлуатації (рисунок 1.1). Рудні тіла, представлені поруч паралельних лінз, містять 400 млн. т руди



середнім вмістом міді 1%. Довжина їх простягання 360 м, середня потужність 61 м, кут падіння 70-80 °. Місткі породи представлені в здебільшого кварц-серицитовими кристалічними сланцями з явно вираженою великою тріщинуватістю.



- рудопідйомний ствол; 2 - рудоспуск; 3 - похилий з'їзд; 4 - спіральний ухил; 5 - штольня

Рисунок 1.1 - Схема відпрацювання прибортових запасів на руднику "ПрінсЛайелл" (Австралія)

При відпрацюванні прикар'єрних запасів використовуються системи підповерхового обвалення та підповерхової виїмки з відкритим очисним простором.

Більшість запасів відпрацьовується системою підповерхового обвалення з торцевим випуском, при якій виключається проблема виїмки ціликів та потрібний менший обсяг підготовчих робіт. Відстань між підповерховими штреками за висотою 13,7 м, по горизонталі 10,7 м.

Втрати та розубоювання руди склали 20-25%.

Для відпрацювання запасів, розташованих у бортах та під дном кар'єру, застосовують систему підповерхової виїмки з відкритим очисним простором.

При цьому підготовчі виробітки проводилися безпосередньо з кар'єру. Низьке розубоювання та висока якість руди, що витягується з вибоїв

першої черги, дозволили домогтися швидкої окупності витрат на перших стадіях переходу на підземну розробку. Заповнення дна кар'єру породою та попереднє обвалення бортів не проводилося.

На Криворізькому родовищі для відпрацювання запасів перехідного поверху застосовувалися переважно камерні варіанти систем розробки з подальшим обваленням ціликів. Заповнення дна кар'єру породою та попереднє обвалення бортів не проводилося. Внаслідок низької стійкості висячого боку у процесі виїмки відбувалося мимовільне обвалення порід висячого боку, чим досягалася ізоляція виробленого простору.

Застосування привантаження при комбінованій розробці родовища вироблялося на наступних рудниках.

Канадські азбестові родовища «Кінг та Джонсон» відпрацьовувалися до гир.90м. відкритим способом із застосуванням для доставки руди кабелькранів. Для подальшого розширення відкритих робіт (у 30-х роках) потрібен був великий розніс досить крутих бортів кар'єру, що було визнано на той час економічно недоцільним. Вказана обставина змусила здійснити перехід на підземну розробку родовищ системами з обваленням. Перед переходом на підземні роботи дно кар'єрів було засипане хвостами збагачувальної фабрики для створення додаткових опорних площин з боку бортів кар'єру, запобігання підземним роботам від атмосферних опадів та полегшення переходу до систем із обваленням.

Ріддер-Сокільне родовище [Казахстан] поліметалевих руд, розташоване у Східному Казахстані, присвячене антиклінальним складкам тектонічного блоку Руди та вміщуючі породи в основному міцні (коефіцієнт міцності 14-18 за шкалою проф. М. М. Протодьяконова) та стійкі.

Родовище відпрацьовувалося комбінованим способом трьома копальнями. Підземні роботи для виїмки багатих руд було розпочато у 30—40-ті роки на початок відкритих робіт.

Потім міжкамерні цілики, флангові ділянки, днища блоків та частина нижчих запасів відпрацьовували відкритим способом при одночасному веденні підземних робіт системами з обваленням руди та вміщуючих порід.

Частина вирв обрушення при випуску прибортових запасів вийшла в неробочу зону кар'єру.

Характерним прикладом виїмки прибортових запасів стало відпрацювання блоків №18 та 19 (рисунок 1.2), перший з яких знаходиться у південній частині кар'єра, а другий - на 30 м на схід. Верхня межа блоку №18 розташовувалася на 3 м нижче за уступ (відмітка 710 м), яким проходила основна дорога. Площа блоків у плані становила відповідно 5430 та 1632 м<sup>2</sup> при максимальній висоті 50 і 100 м, причому блок № 19 виходив безпосередньо у кар'єр. Між вказаними блоками розташовувався відпрацьований блок № 4, але смуга була обрушена, а утворена вирва засипана розкритом з верхніх уступів.

Блок № 9 було відпрацьовано в три стадії. На першій стадії системою з самообваленням порід, що налягають, витягували запаси, розташовані за межами охоронного цілика дороги з урахуванням кута обвалення, що дорівнює 75°.

Другу частину блоку було вилучено після повного припинення відкритих робіт. Вирва обвалення вийшла на поверхню після створення площі оголення в блоці понад 1400 м<sup>2</sup>.

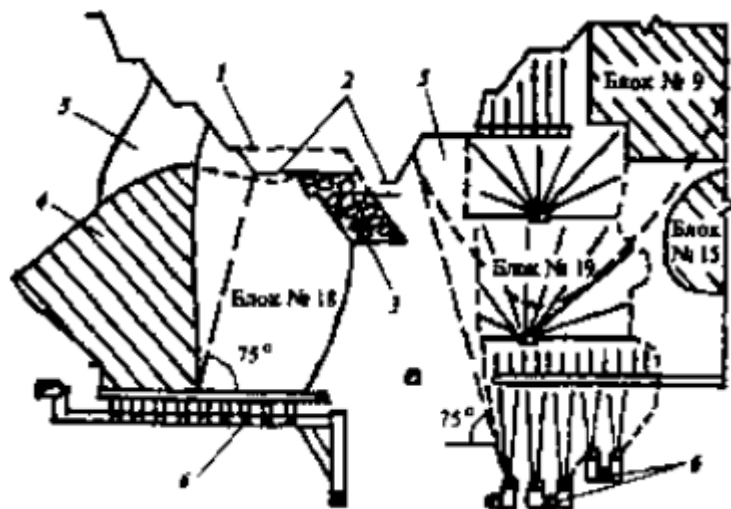
Блок № 11 західної лінзи розташовувався на борту кар'єру на глибині 190 м від поверхні (рисунок 1.2). Висота блоку 75 м, площа на рівні днища 3500 м<sup>2</sup>, по верхньому кордоні - 9520 м<sup>2</sup>. У межах блоку було утворено компенсаційна камера, об'єм якої разом з об'ємом нарізних виробок становив 60400 м<sup>3</sup>. Безпосередньо над блоком по неробочому борту кар'єра проходила дорога. Через тиждень при щодобовому засипанні утворюваної воронки породами розтину експлуатація дороги була відновлена. За аналогічною схемою було вилучено запаси блоку № 13.

Для відпрацювання приконтурних запасів пропонувалася система поверхового обвалення з торцевим випуском руди (рисунок 1.3) та створенням засипки (привантаження) борту кар'єру з метою компенсації зниження стійкості борту кар'єра при виїмці руди, попередження викиду відбитої руди в кар'єр та утворення аеродинамічного зв'язку підземних виробок з денною атмосферою. Об'єм привантаження складає  $4,5 \text{ млн. м}^3$  з погляду мінімуму витрат на формування засипки бортів та дна кар'єру.

Задаючи значення ваги масового вибуху та довжину зарядів можна знайти товщину шару засипки, коли розкид підірваної руди виключається.

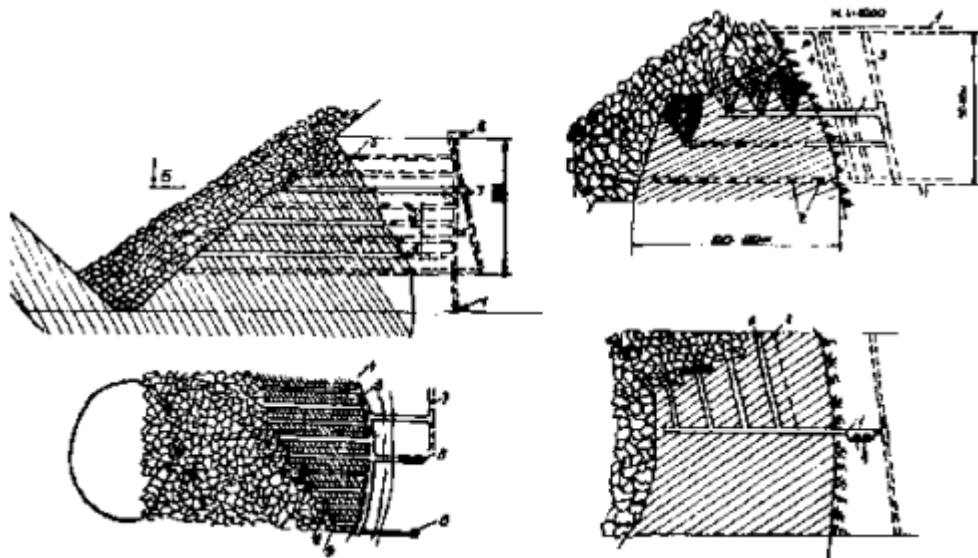
Розрахунки показують, що потужність шару засипки має бути не менше 12-15 м при вазі заряду ВР 1,0-1,5 т.

При системі підповерхового обвалення з торцевим випуском зменшується трудомісткість проведення підготовчо-нарізних робіт, скорочується строк підтримки випускних виробок, спрощується технологія робіт, підвищується безпека.



1 - контур уступів кар'єра на момент складання проекту; 2 - граничний контур кар'єру; 3 - внутрішній породний відвал для віднесення в'їзної дороги; 4 - блок першої черги відпрацювання; 5 - воронки провалу; 6 — скреперне вироблення

Рис 1.2 Паралельне відпрацювання запасів підземним та відкритим способом



а) з розташуванням панелей упоперек борту; б) уздовж борту кар'єру

Рисунок 1.3 – Варіант відпрацювання прилбортових запасів системою підповерхового обвалення з торцевим випуском та формуванням привантаження.

Пропонований варіант робіт не був прийнятий до реалізації внаслідок збільшення вартості будівництва рудника за рахунок закладання стволів на більшу відстань від кар'єру.

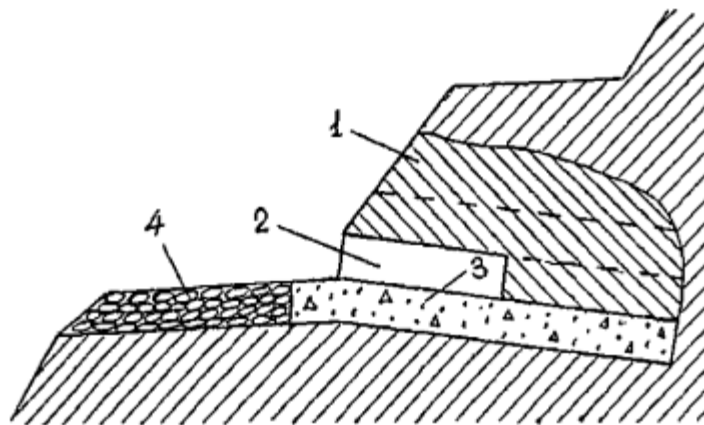
Таким чином, на основі розглянутої практики комбінованого відпрацювання родовищ системами розробки з обваленням руди та вміщуючих порід є можливим зробити висновок, що відпрацювання даною технологією ведеться на багатьох родовищах, при відпрацюванні деяких з них дно та борти кар'єру засипають хвостами збагачення для забезпечення стійкості підроблених дна та бортів кар'єру; при відпрацюванні інших, привантаження створюється, але параметри її приймаються без достатнього обґрунтування. До того ж, для систем відпрацювання цього класу характерні високі втрати та розубоювання руди, що звужує область застосування цих технологій до відпрацювання бідних руд.

Найбільш ефективними для відпрацювання підкар'єрних запасів є системи із закладкою. При доопрацюванні підкар'єрних або прибортових запасів, має обов'язково виконуватись умова забезпечення безпечного ведення робіт. Іноді це обмежує і унеможливорює застосування продуктивних

систем розробки з обваленням руди та налягаючої товщі порід. Збереження бортів та дна кар'єру досягається за рахунок застосування закладки відпрацьованих підземних камер, особливо твердіючими матеріалами.

Складноструктурні родовища характеризуються великою мінливістю форми та розмірів рудних тіл, а також їх роз'єднаністю, що зумовлюють залишення за граничними контурами запасів кондиційних руд не тільки під дном кар'єру, а й вище за його дно. Висока цінність руд (наприклад, поліметалевих родовищ) та необхідність повного використання надр пред'являє особливі вимоги до способів вилучення законтурних запасів корисних копалин, у тому числі і в охоронних ціликах кар'єрів.

Спосіб розробки корисних копалин за допомогою шарової виїмки рудних тіл з наступною закладкою виробленого простору представлений малюнку 1.4.

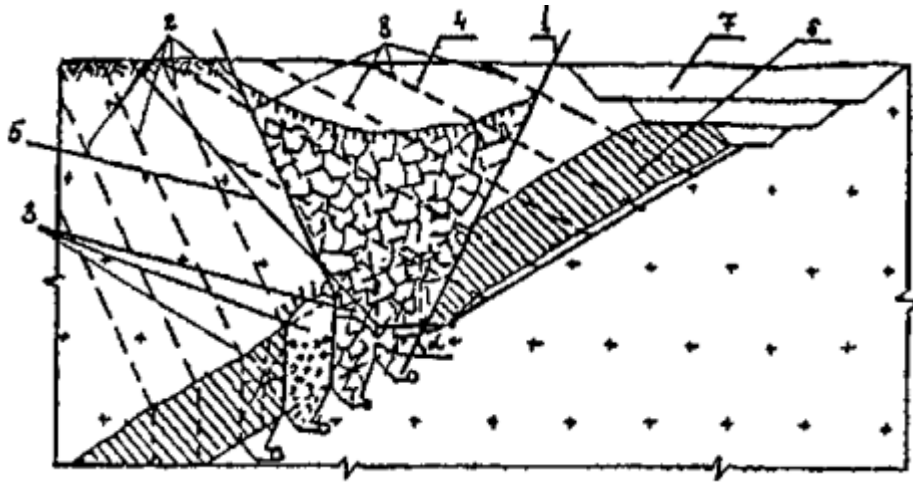


1 - корисна копалина; 2 – очисні заходки; 3 - закладний матеріал; 4 - насип з розкритих порід

Рисунок 1.3 - Схема способу розробки з корисними копалинами

Відпрацювання запасів поліметалевих руд під дном кар'єру на руднику Пихосальмі (Фінляндія), здійснюється камерними системами та системою горизонтальних шарів із закладкою. Створення єдиної системи підземних та відкритих гірничих виробок та спільне використання підземних споруд для дроблення та транспортування рудної маси, дозволило забезпечити плавний перехід із відкритого способу на підземний.

Представлені рудні тіла похилого падіння 40-45 ° і великої потужності, здійснюється видобуток запасів за контурами камерної кар'єри системою із закладкою вирв обвалення породами розтину (рисунок 1.4).



1 - кут зсуву поверхні вирви обвалення; 2 - межі зони обвалення; 3 - очисні блоки; 4 - зони воронок обвалення від погашених камер; 5 - проектний контур кар'єра; 6 – рудне тіло; 7 - робоча зона кар'єру у початковий період; 8 - робочий борт кар'єра у всячому боці

Рисунок 1.4 - Спосіб комбінованої розробки родовища

Використання закладки дало позитивні результати на руднику Челопеч у Болгарії, що належить компанії Данді ПрешосМеталс. Після придбання компанія благополучно пішла від системи розробки з підповерховим обваленням через високі показники втрат і розбіжностей, а також загальної низької ефективності робіт і перейшла на систему розробки із закладанням. При цьому було досягнуто планову продуктивність у 2 млн. тонн руди на рік, тоді як рання копальня відпрацьовувала трохи більше 500 тис. тонн на рік. Залежно від умов та необхідних показників міцності закладки, використовувалися і використовуються цементна, гідро та пастова закладки. На сьогоднішній день рудник є одним з найефективніших у світі.

Високий вміст металів у руді зумовило високу рентабельність підземних гірничих робіт. Тому відпрацювання родовища довгий час вели паралельно відкритими та підземними гірничими роботами. Це дозволило

збільшити продуктивність у рази, при цьому загальна собівартість знизилася.

На підземних гірничих роботах впроваджено нову на той час технологію видобутку руди методом суцільного вилучення без залишення міжкамерних ціликів з подальшою закладкою відпрацьованого простору дешевим твердіючим матеріалом. Спочатку за проектом підземним способом передбачали відпрацювати лише первинні камери, після чого підземний рудник повинен був бути законсервований на 20 років і робота мала бути відновлена після відпрацювання частини покладу відкритим способом.

Відпрацьовані камери проектували закладати гравійно-піщаною сумішшю, міжкамерні цілики потім відпрацювати відкритим способом.

Однак, за застосованою технологією первинні камери заповнювали твердіючим матеріалом з наступним складом: мелений доменний шлак, цемент, пісок, вода. Матеріал готували на поверхні. Після досягнення твердіючою закладкою потрібної міцності відпрацьовували між камерні цілики. В останню чергу відпрацьовували поздовжні цілики.

Застосування системи з закладкою дозволило інтенсифікувати розробку та знизити втрати та розбиття в двічі.

Мідна копальня «Крейгмонт» (Канада) була введена в експлуатацію в 1961 року. Рудний поклад знаходиться в вапняках, що крутопадають, мають полого відмінювання на схід. Руда представлена халькопіритом.

Родовище до глибини 350 м відпрацьовували кар'єром. Пізніше встало питання про спільну і пізніше підземну розробку. Через високий вміст руди, а також нестійкості вміщуючих порід було прийнято рішення про застосування системи із закладкою.

На Тишинському родовищі після переходу на підземний спосіб відпрацювання, запаси верхніх горизонтів відпрацьовувалися горизонтальними шарами з закладкою, що твердіє, через складні гірничотехнічні умови, а також високої цінності корисних компонентів. На



сьогоднішній день, доопрацювання запасів планується також системами із закладкою.

Аналіз застосування систем розробки із закладкою при комбінованом відпрацювання дозволяє зробити висновок про те, що вказані технології відрізняються високими матеріальними та трудовими витратами, в той же час низьким рівнем втрат руди та безпекою робіт. Застосування систем з закладкою вимагає пошуку нових технологічних рішень для зниження собівартості видобутку руди.

## 1.2 Постановка завдань дослідження

Наведений аналіз показав, що найефективнішим шляхом вилучення підкар'єрних та приладових запасів може бути використання систем розробки з закладкою, що твердіє. Такі системи з мінімальними втратами дозволяють витягти корисну копалину, при цьому не порушуючи земну поверхню та забезпечуючи провітрювання гірничих робіт без витоків повітря. Принципово до умов щодо вилучення підкар'єрних та прибортових запасів вимагають рішення наступних завдань:

- провести аналіз гірничотехнічної ситуації та досвіду відпрацювання підкар'єрних та прибортових запасів;
- розробити технологію відпрацювання підкар'єрних запасів руди з застосуванням системи розробки із закладанням;
- дослідити та встановити раціональний склад закладної суміші з відходів гірничо-збагачувального виробництва з урахуванням гірничотехнічних умов родовища, що забезпечує зведення стійкого штучного масиву, та порядку відпрацювання камер;
- обґрунтувати технологію та параметри відбівання руди на контакті «рудозакладка», що знижує руйнування закладного масиву;
- провести техніко-економічну оцінку пропонованих технологічних рішень.

## 2 ВИЩУКАННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ОБРОБКИ ПІДКАР'ЄРНИХ ТА ПРИБОРТОВИХ ЗАПАСІВ РУДИ

### 2.1 Застосування закладки виробленого простору

В останні роки у всьому світі явно намітилася тенденція значного підвищення питомої ваги систем розробки із закладкою, що твердіє виробленого простору. Це пов'язано насамперед із необхідністю збільшення повноти вилучення корисних копалин з надр, а також зниження розбіжності його порожньою породою. Практика показує, що за системах розробки із закладкою виробленого простору втрати руди становлять 3-5%, а розубоювання не перевищує 7-10%. Порівняно висока вартість очисних робіт за таких систем розробки компенсується повнотою виїмки корисних копалин та поліпшенням його якості.

Застосування закладки, що твердіє, дозволяє успішно вирішувати цілий ряд різних за своїм характером складних проблем із забезпечення сприятливих умов ведення гірничих робіт, найважливішими з яких є: підвищення безпеки очисної виїмки, збереження земної поверхні, покращення провітрювання гірничих виробок, екологічні проблеми.

Слід зазначити ще одну тенденцію у вдосконаленні технології видобутку руд систем із закладкою. Раніше застосовувалася "суха" породна закладка характеризувалася великою витратою ручної праці, великою усадкою штучних масивів, що зводяться, підвищеним пилоутворенням і широкого поширення не набула. В останні роки найбільше застосування у світовій практиці отримала зміцнена або тверда закладка. Приготовлена на поверхні на спеціалізованих закладних комплексах закладка, що зміцнюється, доставляється до місця укладання за допомогою високопродуктивного трубопровідного транспорту у самопливному режимі.

Закладні роботи легко піддаються автоматизації, забезпечують стабільність складу закладної суміші та відповідно штучного закладного масиву.

Основними типами системи розробки з закладкою, що твердіє в даний час є:

- система з камерною виїмкою;
- система розробки горизонтальними шарами з висхідною або
- низхідною виїмкою.

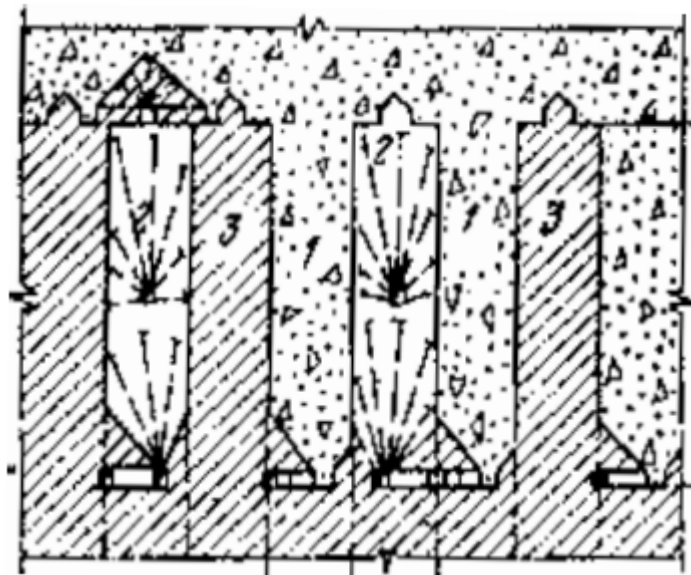
Система розробки з камерною виїмкою та закладкою застосовується при розробці потужних і потужних пологих і крутопадаючих рудних покладів зі стійкими породами, що вміщують. Ці системи розробки розширюють фронт роботи поверху та дозволяють використовувати потужне самохідне бурове та вантажно-доставкове обладнання.

Принципово відпрацювання рудних тіл такими системами є наступний ланцюжок. Запаси руди в межах поверху виймають камерами кілька черг із залишенням рудних ціликів та заповненням виробленого простору сумішами, що твердіють. Згодом рудні цілики (камери наступних черг) витягують під охороною штучних. Ідентичність параметрів камер, що відпрацьовуються в різні черги, дозволяє застосовувати одну технологію ведення очисних робіт та сприяє поліпшенню техніко-економічних показників у системі.

В залежності від характеру руди і вміщуючи порід очисна виїмка може вестися на всю висоту поверху, або поверх розбивається на 2-4 поверхи та виїмка ведеться східчасто.

Конструкція системи наступна (рисунок 2.1). Рудне тіло розбивається за простяганням на ділянки довжиною до 60 м. По вертикалі ця ділянка (блок) ділиться на три поверхи підповерховими виробками. Висота поверху 17 м. По простяганням блок ділиться на камери шириною 10 м.

Залежно від потужності рудного тіла блок ділиться на кілька панелей так, щоб співвідношення ширини камери до величини панелі не перевищувало 1:2.



1-відпрацьовані та закладені камери; 2-камери, розбурені віялами свердловин; 3-руда

Рисунок 2.1 - Камерна система розробки з поверховою відбійкою та наступною закладкою

Підготовка блоку полягає у проходженні похилого з'їзду під кутом  $8\text{--}12^\circ$ , вентиляційно-закладного повстаючого, доставочних штреків та з них під кутом  $+5\text{...}6^\circ$  вантажно-доставкових ортів. З рівня відкотного горизонту проходить рудоспуск, що сходить на підповерхі. Кожен доставковий орт збивається вентиляційно-закладними збійками з закладними ортами, що проходять з вентиляційно-закладних штреків.

Проходяться навантажувальні заїзди, бурові орти, відрізний повсталий.

Очисний видобуток починається з обробки відрізної щілини і з наступним відбиванням руди на цю щілину свердловинними зарядами. Діаметр свердловин 56-70 мм. Підготовчі виробки в залежності від стійкості вміщуючи порід кріпляться штангами з торкретом або податливим кріпленням зі спец профілю СВП-27. Бетонна закладка у відпрацьовані камери подається трубопроводом, прокладеному в закладних виробках верхнього поверху. Для дозакладки камери та випуску з неї повітря в процесі подачі закладки із закладного штреку в камеру буряться 2-3 свердловини.

Обладнання на прохідницьких роботах таке ж, як і при шарових системах розробки.

На очисних роботах буріння свердловин передбачається верстатами типу КБУ-50 плі ПБУ-80. Навантаження та доставка руди здійснюється вантажно-доставковими машинами типу «Торо-200». Вибух свердловин – секційне електродетонаторами із уповільненням у черзі 25-50 мс.

Провітрювання доставкових, бурових та закладних виробок у блоці здійснюється за рахунок загальношахтної депресії. Одночасне відпрацювання суміжних панелей допускається через дві камери, а одночасне відпрацювання камер у двох суміжних підповерхах має проводитися з випередженням відпрацювання верхніх камер по відношенню до нижніх не менше ніж на 30м.

Системи з шаровою виїмкою та закладкою застосовують для виїмки цінних руд крутопадаючих жильних, плаstopодібних, лінзоподібних та інших покладів. Основним фактором, що визначає їх застосування, є прагнення знизити втрати в надрах корисних копалин і не допустити погіршення його якості.

Залежно від стійкості руд і порід, що вміщують, застосовують шарову виїмку в низхідному та висхідному порядку.

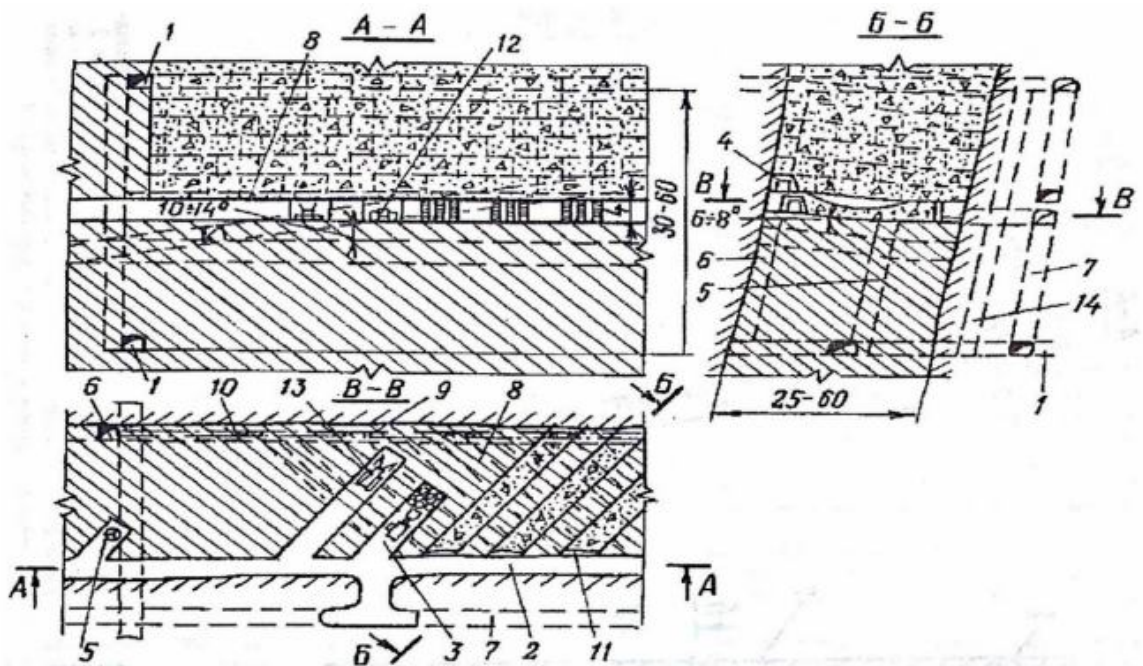
При низхідній шаровій виїмці (рисунок 2.2), рудне тіло завдовжки до 300м по простяганню готується похилим з'їздом, що проходить у висячому боці по породі під кутом 8-12 ° і серією рудо-і породоспусків, прохідних з відкатних ортів (по руді чи породі) рівня виробок першого шару, що відпрацьовується в підповерхах. У лежачому боці на рівні верхнього відкатного горизонту або між підповерхами проходить збірний вентиляційний штрек. По кожному шару від похилого з'їзду проходять збійки з рудоспусками та шаровий орт під кутом +3...5° до середини рудного тіла і далі до лежачого боку під кутом -3 ... 5 °. Наприкінці орта проходять вентиляційний повстаючий до збійки з блоковими вентиляційними виробками вищележачого (вже відпрацьованого) шару.

Нарізні роботи у шарі полягають у проходці в обидва боки від орта рудних транспортних штреків з простягання рудного тіла під кутом  $+3...5^\circ$ . Транспортні штреки на кожному шарі збиваються з рудоспусками та закінчуються вентиляційними збійками з вентиляційними повстаючими.

Очисний видобуток у блоці полягає в проходці під кутом  $3..5^\circ$  шарових заходок з перерізом  $4 \times 3 \text{ м}^2$  від транспортних штреків у бік висячого або лежачого боку. На ґрунті заходки перед закладкою виставляється армувальна сітка з підвішеними штангами.

Кріплення нарізних і підготовчих виробок – залізобетонними штангами з наступним нанесенням торкретбетону або установкою арочної податливого кріплення з профілю СВП-27, залежно від стійкості вміщуючих порід.

Устаткування для всіх робіт при підготовці та відпрацюванні блоків прийнято однотипним: бурові каретки (типу Мініматик-Універсал) та вантажно-доставні машини типу «Торо-200». Для заряджання шпурів у вибоях прийняті пневмозарядники ЗП-2 та ЗП-12.



1-орт; 2-шаровий штрек; 3-очисна заходка; 4-закладний та вентиляційний штрек; 5-рудоспуск; 6-вентиляційно-закладний повстаючий; 7-похилий з'їзд; 8-вентиляційний канал; 9-вентиляційний трубопровід; 10-закладний трубопровід; 11-бетонна перемичка; 12-ПДМ; 13-самохідна бурова установка; 14-вентиляційний повстаючий

Рисунок 2.2 - Шарова система розробки з низхідною виїмкою

Провітрювання під час ведення очисних робіт у блоці здійснюється за наступною схемою. Свіже повітря в блоці надходить на шарові орти і в транспортні штреки із дільничного похилого з'їзду. Забруднене повітря за рахунок загальношахтної депресії видається по вентиляційних повстаючих на збірний вентиляційний штрек і далі за виробленням горизонту прямує до вентиляційної шахти. Подача свіжого повітря здійснюється вентиляторами типу ВМ-8 по прогумованим трубопроводам діаметром 800мм.

Підготовчі, нарізні та очисні виробки у нижньому шарі необхідно розташовувати зі усуненням на половину їх ширини. Закладна суміш на вироблення шару може бути подана трубопроводом, прокладеним як по шаровому орту шару, що відпрацьовується, так і по трубопроводу, прокладеному по свердловині, пробуреній із закладених вище виробок на відпрацьований шар.

Практика експлуатації систем із закладкою показала, що необхідно проходити похилі заїзди по лежачому боку і там же рудо- та породоспуски, оскільки зі зниженням очисних робіт похилі заїзди, потрапляючи до зони зрушення руйнуються.

Висхідний порядок виїмки шарів (рисунок 2.3) застосовується для відпрацювання порівняно стійких руд. Залежно від потужності рудних тіл, ступеня стійкості руд і порід розрізняють варіанти зі стельовступною виїмкою шарів та тимчасовим їх недозакладом, з розвитком гірничих робіт у шарі на значній площі та ін.

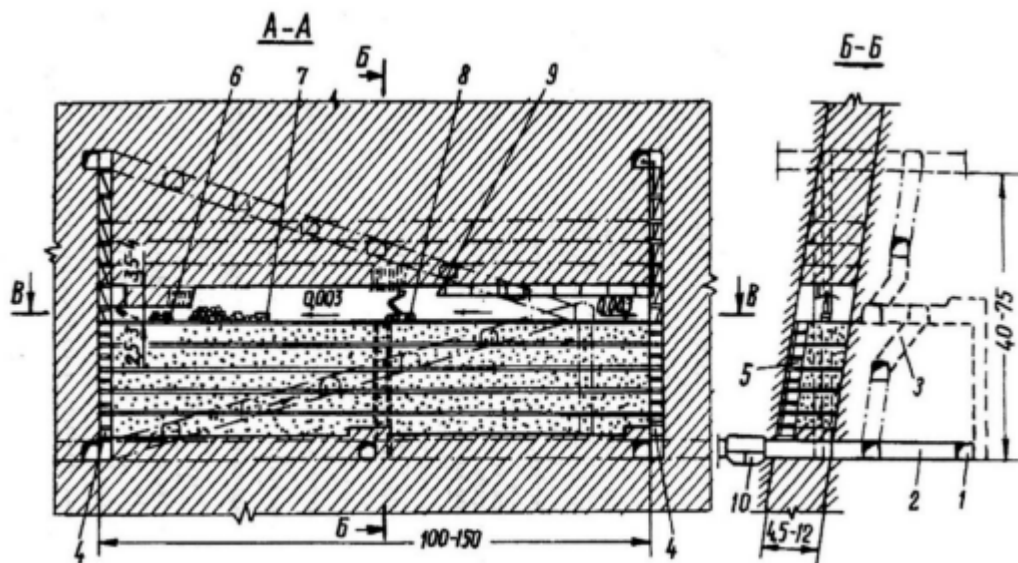
Схеми підготовки покладів та доставки руди у межах панелі взаємопов'язані. Можливі дві схеми підготовки з доставкою руди: виїмковій стрічці до меж панелі та по виїмковій стрічці до флангів панелі.

Другу схему доцільно застосовувати за потужності рудного тіла менше 12м. Для цих схем характерна наявність трьох основних горизонтів: відкотного (по породі, рейковий транспорт), транспортного (по руді, безрейковий транспорт) та вентиляційно-закладного (по породі). На флангах панелі проходять відкатувальні штреки вантажного та порожнякового

призначення, а на межах - відкаткові панельні штреки для розтину дільничних рудоспусків. Трасою відкатувальних штреків через 15—20 м проходять панельні рудоспуски. Панельні вентиляційно-закладні штреки проходять через 50-60 м на кордонах або по центру панелі. Діагональні ухили, що з'єднують нижній та верхній шарові штреки панелі, проходять через кожні 70 м-коду.

Виїмку стрічок шарами знизу-вгору виробляють у три стадії: відпрацювання нижнього (підсічного), основних та підпокрівельних шарів. Нижній підсічний шар висотою 3-4 і шириною 8 м виймають у три прийоми.

Після відпрацювання підсічного шару висоту наступних основних шарів доводять до 6 м. Це найбільш продуктивна стадія очисних робіт. Тут ряд основних технологічних операцій поєднують, відбивання руди виробляють крутопохилими (60-70 °) шпурами при висоті очисного простору 6 м. Прибирання руди здійснюється вантажно-доставковими машинами.



1-транспортний штрек; 2-орт; 3-похилий з'їзд; 4-вентиляційно-ходовий повстанчий; 5-дренажний повстанець; 6-бурова установка; 7-навантажувально-доставна машина; 8-каре́та для огляду та кріплення покрівлі; 9-закладний трубопровід; 10-відстійник

Рисунок 2.3 - Шарова система розробки з висхідними порядком виїмки



Після виїмки шару вироблений простір закладають на висоту 3,5-4 м, а простір заввишки 2,5 м служить для провітрювання очисних робіт з допомогою загальношахтної депресії. Відбивання руди в черговому шарі починають при досягненні закладкою міцності 1-1,5 МПа.

Відпрацювання покрівельного шару виробляють тупиковими вибоями шириною 4 м із кріпленням покрівлі штангами. При стійких рудах під покрівельний шар відпрацьовують за схемою першого шару або основні шари.

2.2 Пропонована технологія відпрацювання підкар'єрних запасів системами із закладкою виробленого простору

З урахуванням гірничо-геологічних та гірничотехнічних умов родовища для розробки підкар'єрних запасів родовища була запропоновано систему розробки з камерною виїмкою та закладкою. При цьому рудне тіло розбивається по простяганню на ділянки завдовжки до 60 м.

По вертикалі ця ділянка (блок) ділиться на три поверхи під поверховими виробітками. Висота поверху 17 м. По простяганню блок ділиться на камери шириною 10 м. У хрест простягання залежно від потужності рудного тіла блок розділений на кілька панелей так, щоб співвідношення ширини камери до величині панелі не перевищувало 1:2. Підготовка блоку полягає у проходці похилого з'їзду під кутом 8–12°, вентиляційно-закладного повстаючого, доставочних штреків та з них – під кутом 5–6° вантажно-доставкових ортів. З рівня відкатного горизонту проходять рудоспуск, що сходить на підповерхи. Кожен доставний орт збивають вентиляційно-закладними збійками із закладними ортами, що проходять з вентиляційно-закладних штреків. Проходять навантажувальні заїзди, бурові орти, відрізний повстаючий. Очисний видобуток починають з обробки відрізної щілини і подальшої відбійки руди на цю щілину свердловинними зарядами. Діаметр свердловин 56-70 мм. Підготовчі виробки

в залежності від стійкості вміщуючих порід кріплять штангами з торкретом або податливим кріпленням зі спецпрофілю. Твердіючу закладку у відпрацьовані камери подають по трубопроводу, прокладеному в закладних виробках верхнього поверху.

Для дозакладання камери та випуску з неї повітря в процесі подачі закладки із закладного штреку до камери бурять 2–3 свердловини. Устаткування на прохідницькі роботи такі ж, як і при шарових системах розробки. На очисних роботах буріння свердловин передбачається верстатами КБУ-50 або ПБО-80. Навантаження та доставку руди здійснюють вантажно-доставковими машинами Торо-200 Вибух свердловин секційний електродетонаторами з уповільненням у черзі 25-50 мс.

Одночасне відпрацювання суміжних панелей допускається через дві камери, а одночасне відпрацювання камер у двох суміжних поверхах повинно здійснюватися з випередженням відпрацювання верхніх камер по відношенню до нижніх не менш як на 30 м.

Для відпрацювання підкар'єрних запасів руди пропонують кілька етапів їх виїмки: перша стадія – вилучення запасів камери під захистом блокових ціликів, коли штучний цілик навантажений практично власною вагою (Рисунок 2.4); друга стадія - виймається блоковий цілик з повним оголенням однієї блокової стінки штучного целику(рисунок 2.5); третя стадія – відслонення штучного цілика з обох сторін (рисунок 2.6).

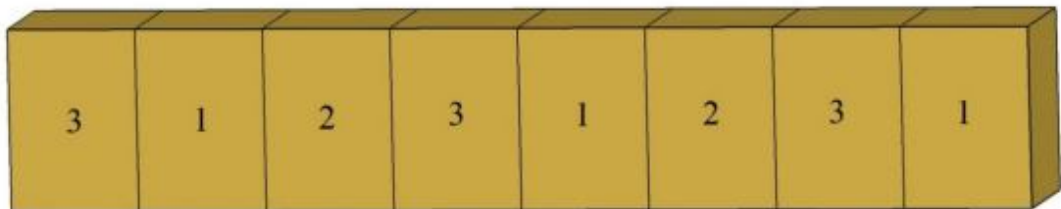


Рисунок 2.4 - Вилучення камер 1 черги

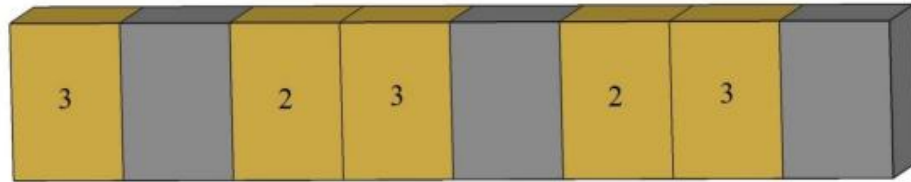


Рисунок 2.5 - Вилучення камер з оголенням штучних ціликів з однієї Сторони

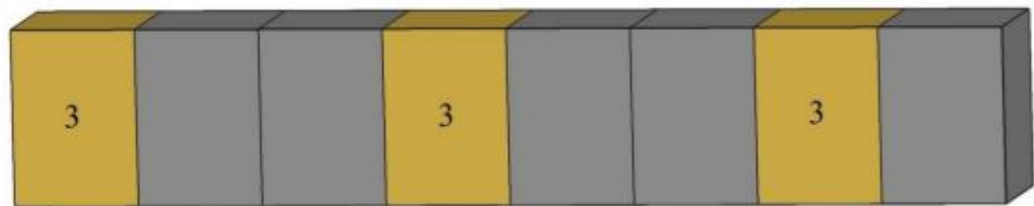


Рисунок 2.6 - Вилучення камер з оголенням штучних ціликів з двох сторін

Перевагою запропонованої технології є забезпечення максимальної безпеки гірничих робіт та мінімізація втрат руди.

### 2.3 Методика дослідження та вибору раціональних складів твердіючих закладних сумішей

За даними дослідження кладу закладки є обхідними властивостями із місцевих матеріалів.

Раціональний склад закладки підбирають залежно від вимог, що висуваються до штучного закладного масиву – міцності та до суміші – транспортабельності та рухливості.

На практиці зазвичай доводиться з тих самих матеріалів готувати закладні суміші різних марок при різній консистенції в залежності від гірничотехнічних умов закладених ділянок родовища, дальності транспортування, термінів відпрацювання камер, суміжних з тими, що закладаються і т.д.

У цьому випадку недоцільно проводити попередні випробування для кожної марки закладки. Раціональніше провести випробування, що дозволяють виявити узагальнені залежності, що пов'язують міцність, рухливість, водно-в'язуче ставлення та витрата в'язучого матеріалу, які дозволяють призначити необхідні склади закладних сумішей.

За такої методики при мінімальній кількості випробуваних складів можна отримати необхідні залежності для проектування закладних сумішей. Вибір водно-в'язучих відносин та витрати, що в'язучого при цьому повинен забезпечувати можливість отримання необхідних діапазонів міцності закладки та консистенції закладних сумішей.

Проектування складів твердіючих закладних сумішей має вирішуватись у світлі того, що якість закладного масиву після його формування не можна дати ніякими заходами подальшого впливу.

Правильний вибір матеріалів, що входять до складу закладної суміші, їх раціональне співвідношення, технологія сумішоутворення, можливість транспортування трубами у вироблений простір, повнота його заповнення - це комплекс питань, вирішення яких гарантує отримання штучного масиву, що відповідає вимогам безпечного відпрацювання родовища.

Склад закладкової суміші визначається необхідною міцністю штучного закладного масиву у певному віці, при цьому природно прагнуть мінімальної її собівартості.

Як правило, гірничі підприємства, що використовують системи розробки з закладкою виробленого простору, працюють з в'язким одного типу та заповнювачем одного-двох типів. Отже, зміна міцності закладки можливо або зміною водо-в'язучого відношення, або варіюванням витрати в'язучого при постійному якісному та кількісний склад заповнювачів.

Таким чином, найбільш раціональним методом проектування складів закладної суміші слід вважати вибір раціонального типу та співвідношення заповнювачів, а потім для варіювання міцністю закладки в різному знати закономірності її зміни залежно від витрати в'язучого та водо-в'язучого

відношення. При цьому природно повинні зберігатися необхідна рухливість суміші, що забезпечує її транспортабельність.

Для оперативного варіювання складами закладних сумішей необхідно мати методику визначення їх раціональних складів. Для цього на початку вивчається характеристики в'язучих компонентів води та заповнювача, проводиться відбір тих, які задовольняють технічними умовами для приготування закладки. Потім встановлюється раціональне співвідношення заповнювачів різних типів, якщо використовується змішаний заповнювач і це співвідношення приймається за постійне. Надалі, використовуючи обране співвідношення заповнювачів як базове зручно робити вибір необхідного складу суміші варіюванням витрати в'язучого та води.

Відбір складів закладних сумішей виконується з урахуванням:

- показників вихідних матеріалів;
- технології приготування закладної суміші;
- реологічних характеристик закладних сумішей, що відповідають умові їхнього стійкого трубопровідного транспорту;
- забезпечення необхідних показників міцності у встановлені терміни.

Склад закладкової суміші виражають двома способами:

- у вигляді масового (рідше об'ємного) співвідношення між в'язким, дрібним та великим заповнювачем з обов'язковим вказівкою водо-в'язучого відношення (В/Ц) та активності в'язучого. Кількість в'язучого зазвичай приймають за одиницю, тому співвідношення між складовими частинами

закладної суміші записують у вигляді 1:Х:У із зазначенням В/Ц (де кількість дрібного заповнювача, У-великого);

- у вигляді витрати матеріалів за масою на 1 м<sup>3</sup> укладеної закладної суміші.

У практиці склад закладених сумішей, що твердіють, прийнято розраховувати за методом «абсолютних обсягів», розробленим на підставі досліджень для литих бетонних сумішей та адаптованого до умов закладних сумішей.

$$\frac{Ц}{\rho_{ц}} + \frac{U}{\rho_{u}} + \frac{X}{\rho_{x}} + \frac{O}{\rho_{o}} + \frac{B}{\rho_{b}} = 1,$$

де Ц-витрата цементу, кг/м<sup>3</sup>

U – витрата вапна, кг/м<sup>3</sup>

X - витрата флотаційних хвостів, кг/м<sup>3</sup>

O – витрата відсіву ДСФ, кг/м<sup>3</sup>

B – витрата води, кг/м<sup>3</sup>

$\rho_{ц}$ ,  $\rho_{x}$ ,  $\rho_{o}$ ,  $\rho_{b}$  – відповідно щільність цементу, вапна, флотаційних хвостів, відсівів ДСФ та води;

3) розраховують мінімально необхідну витрату в'язучого та тонкого заповнювача з визначенням порожнечі, співвідношення мас великих та дрібних фракцій;

4) з урахуванням встановлених витрат кількості в'язучого та заповнювачів, що витрачаються на приготування 1 м<sup>3</sup> суміші, уточнюють витрату води для забезпечення необхідної рухливості суміші-12-15 см по осаді конуса;

5) підібраний розрахунком склад твердіє закладної суміші перераховують на виробничий з урахуванням природної вологості застосовуваних матеріалів.

Однак ці розрахунки є дуже приблизними і мають обов'язково перевірятись експериментально.

Враховуючи досвід провідних гірничих підприємств було прийнято млиновий спосіб приготування закладної суміші. Наважка з певної кількості вихідних компонентів (в'язучого, заповнювача та води) закладалася до лабораторного млина (рисунок 2.7), в якому здійснювалося змішування компонентів протягом 5 хвилин. При цьому здійснювалося доподрібнення зерен в'язучого, відновлювалося його активність, а також подрібнювалися зерна заповнювача, що дозволило отримувати гомогенні закладувальні суміші (рисунок 2.8).

Визначення зазначених вище залежностей проводилося шляхом приготування та випробування стандартних зразків-кубиків закладних сумішей різного складу за наступною методикою.

Міцність закладки визначається в лабораторії шляхом випробування зразків-кубиків роздавлюванням на гідравлічному пресі.



Рисунок 2.7 - Лабораторний кульовий млин

А  
Ч

Рисунок 2.8 Готова закладна суміш

Для закладки зразків-кубиків відбирали середню пробу закладної суміші із змішувача. Масу середньої проби встановлювали залежно від числа зразків, що підлягають виготовленню та випробуванню. Об'єм проби суміші повинен перевищувати необхідний виготовлення контрольних зразків у півтора-два рази. Для кожного випробування готувалося по три зразка. Стандартні терміни випробування становили 28 та 90 діб в залежності від прийнятої технології гірничих та закладних робіт.

При виготовленні сумішей із породи прохідницьких робіт вона доподрібнювалася в щоківній дробарці до крупності зерна 5 мм (рисунок 2.9).

Для виготовлення зразків використовувалися розбірні форми із струганої або шліфованої внутрішньої поверхні, виготовлені з міцного чавуну або сталі. Форми, виготовлені з чавуну або сталі та оброблені струганням або шліфуванням, повинні були бути достатньо міцними, щоб витримувати навантаження під час формування зразків без деформації.

Розмір форм для закладних сумішей (рисунок 2.10) становив 100×100×100 мм.



Перед укладанням суміші форми очищали від залишків затверділої суміші та внутрішню поверхню змащували відпрацьованим мінеральним маслом, що перешкоджає зчепленню затверділої закладки з поверхністю форми.

Вкладання даних сумішей у форми має бути закінчено не пізніше, ніж через 15 хв. після її приготування.



Рисунок 2.9 Лабораторна шокова дробарка

Форми заповнювали закладкою сумішшю у два шари, ретельно ущільнюючи кожен шар штикуванням. Для ущільнення використовували металевий стрижень діаметром 16 мм, який занурювали в суміш по спіралі з частотою 10 проколів на 100 см<sup>2</sup>.

Після закінчення штикування верхнього шару надлишок суміші зрізали металевою лінійкою врівень із краями форми, а поверхня зразка загладжували (рисунок 2.11).

Після ущільнення зразки у формах, покритих вологою тканиною, зберігали при температурі 16-200С протягом 2-3 діб, потім їх виймали з форм, маркували і до моменту випробувань зберігали при температурі

20±20С відсноною вологістю не менше 90 у тирсі і регулярно поливали (Рисунок 2.12).



Рисунок 2.10 Форми для виготовлення зразків



Рисунок 2.11 Форми, заповнені сумішшю



Рисунок 2.12 Готовий зразок-куб

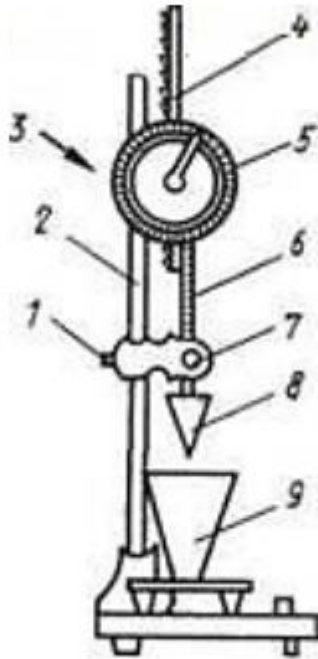
Враховуючи різноманіття факторів з метою зниження кількості експериментів була застосована методика раціонального планування експериментів Бокса-Вілсона (метод крутого сходження) (Таблиця 2.1).

Таблиця 2.1 - Вихідні застосовані параметри, що впливають на характеристики закладної суміші

	Хвосты флотації, кг/м <sup>3</sup>	Вода, л/м <sup>3</sup>	Добавки, кг/м <sup>3</sup>		
			1	2	3
Верхній рівень	1400	510	1,5	1,5	1,5
Нижній рівень	1200	440	0	0	0
Основний рівень	1300	475	1,0	1,0	1,0
Інтервал варіювання	100	35	0,5	0,5	0,5
Примітка					
Добавка 1 PozzolithMR25					
Добавка 2 Pozzolith 100 XR					
Добавка 3 PozzolithMR55					

Рухливість закладної суміші без великого заповнювача визначалася з осаду стандартного конуса (рисунок 2.13). Конус, висота якого дорівнює 150 мм, кут при вершині 30<sup>о</sup> і діаметр основи 75 мм має масу 300±2 г.

Посудина, в яку укладали випробувану суміш, має форму зрізаного конусу. Висота судини дорівнює 180 мм, діаметр основи 150 мм.



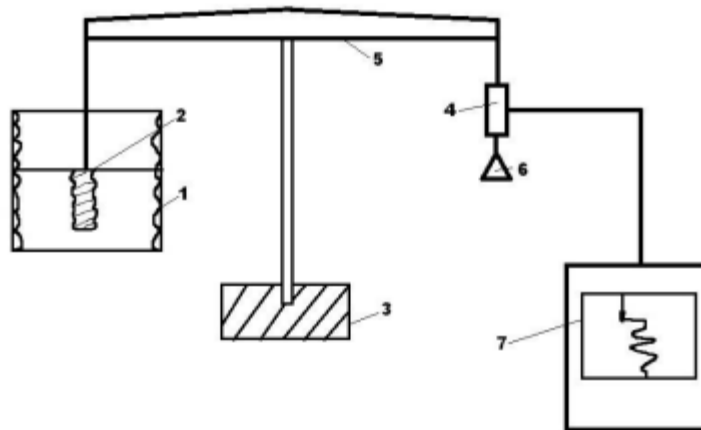
1 - тримач, 2 - штатив, 3 - тримач шкали, 4 - штанга, 5 - циферблат, 6 – ковзний стрижень, 7 – пружинна кнопка, 8 – конус, 9 – посудина для суміші

Рисунок 2.13 – Прилад для визначення рухливості закладних сумішей дрібному заповнювачі

Випробувана суміш укладалася в посудину і ущільнювалася штыкуванням (25 раз) сталевим стрижнем діаметром 10-12 мм, потім струшували 5-6 разів, легко постукуючи об стіл. Посудина встановлювалася на підставку, вістря конуса приводиться в дотик із поверхнею суміші. Потім, штанга опускалася до зіткнення зі стрижнем конуса і встановлювався проти стрілки нуль циферблат. Натисканням пружинної кнопки конус звільнявся і вільно поринав у закладну суміш. Через 10с штанга опускалася до зіткнення зі стрижнем конуса і визначалася глибина занурення з точністю до 0,2 см. Розмір рухливості визначалася, як середнє арифметичне двох випробувань.

Визначення в'язкості (внутрішнього тертя) закладних сумішей вироблялося на приладі Ребіндер-Вейлер (рисунок 2.14 і 2.15).

Прилад складається з розбірної кювети, що є паралелепіпед з довжиною ребра 100 мм. У кювету міститься випробувана суміш і в неї занурюється пластина. Пластина має площу робочої поверхні  $2S = 1,56 \cdot 10^{-2} \text{ м}^2$ . На робочій поверхні для покращення її зчеплення з випробуваною сумішшю проводиться нарізка ребер з гострою кромкою висотою 1,5 мм та кроком 3 мм. Дві стінки кювети паралельні платівці на внутрішньої поверхні мають таку ж нарізку. Зазор між вершинами нарізки пластини та стінок кювети становить 10 мм. Пластина за допомогою тяги приєднується до одного плеча, що врівноважує системи, а друге плече пов'язане з пером самописного приладу.



1 – закладна суміш, 2 – пластина, 3 – кювета, 4 – датчик, 5 – коромисло, 6 – ваги, 7 –прилад для запису діаграми

Рисунок 2.14 Схема приладу Ребіндер-Вейлера





Рисунок 2.15 Прилад Ребіндер-Вейлера

Порядок проведення експериментів наступний: кювета заповнювалась закладною сумішшю певного складу, в неї занурювалась пластина. Через певні проміжки часу за допомогою системи, що врівноважує пластина витягувалась із суміші. Зусилля на її витягування записувалися за допомогою самописця на стрічку.

За результатами вимірів розраховувалася в'язкість  $n$  за формулою:

$$n = \frac{\tau - \tau_0}{\gamma},$$

Де  $\tau_0$  - Гранична напруга зсуву свіжоприготовленої суміші, Па;

$\tau$  – те саме через певний час, Па;

$\gamma$  – градієнт швидкості.

Величина визначалася за такою формулою:

$$\gamma = \frac{40x}{BC},$$

Елементи формули  $BC$  та  $X$  визначаються шляхом геометричних побудов на реологічних кривих, описаних самописцем.

Гранична напруга зсуву  $\tau_0$  розраховувалася за такою формулою:

$$\tau_o = \frac{Fm}{2S},$$

де  $Fm$  - зусилля початку зсуву пластин, Н;

$S$  – площа пластини,  $m^2$ .

Зв'язковість закладної суміші характеризується водовіддачею суміші після відстоювання її у стані спокою протягом певного проміжку часу у циліндричних мірних судинах стандартного розміру.

Для визначення водовіддачі закладувальну суміш не пізніше ніж через 10 хвилин після її приготування укладали в циліндричний посуд висотою 186 мм із внутрішнім діаметром 186 мм (рисунки 2.16). Посудину наповнювали сумішшю рівними частинами в три шари і ущільнювали її сталевим стрижнем. Після закінчення ущільнення зрізали надлишок суміші та поверхню ретельно вирівнювали врівень із краями циліндра.

Циліндр встановлювали на вивірених горизонтальних майданчик, накривали скляним ковпаком для того, щоб вода з поверхні закладної суміші не випаровувалася, і залишали на 1,5 год у спокійному стані, після чого сталеву лінійкою вимірювали висоту шару води, що відокремився з точністю до 1 мм.

Відносну водовіддачу  $B$  визначають за формулою:

$$B = \frac{h}{H},$$

де  $h$  - висота шару води, що відокремився з поверхні закладної суміші, мм;

$H$  – висота мірної судини, мм.

При вимірюванні об'єму шару води, що відокремився, за допомогою піпетки відносну водовіддачу визначали за такою формулою:

$$B = \frac{V_1}{V_2},$$

де  $V_1$  - об'єм шару води, що відокремився з поверхні, мл;

$V_2$  – об'єм мірного циліндра, мл.

Для кожної проби закладної суміші виробляли два визначення та обчислювали середнє арифметичне їх. Рухливість суміші визначалася також за часом закінчення 2-х літрів суміші з віброворонки (рисунок 2.17).

Тести на міцність зразків-кубів проводили у віці 14 та 28 діб за ГОСТ 10180-90 (зразки-куби готували у формах розміром 100x100x100 мм відповідно до ГОСТ 10105.2-80 і зберігали на стелажах у вологій тирсі за температури +20°C.



Рисунок 2.16- Віброворонка для визначення рухливості суміші за часом закінчення

Міцність зразків при стисканні встановлювалася випробуванням на гідравлічному пресі. Для випробувань зразки встановлювали на опорну плиту преса центрально його осі.

Навантаження підвищувалося з постійною швидкістю  $0,6 \pm 0,2$  МПа за секунду до руйнування зразка. Максимальне значення навантаження приймали за величину розвантажуючого навантаження.

Межу міцності при стисканні  $\sigma_{сж}$ , МПа, обчислювали для кожного зразка за формулою:

$$\sigma_{сж} = a \times 0,1 \times P \div F,$$



де  $a$  – масштабний коефіцієнт, що враховує перехід до еталонного куба

$P$  – руйнівне навантаження;

$F$  – середня робоча площа зразка.

#### 2.4 Дослідження характеристик місцевих матеріалів для використання у закладних роботах

Класично для приготування закладки, що твердіє, в якості в'язучого використовуються – цемент марки 400, тонкомолотий гранульований шлак, а також зола від котелень та ТЕЦ. Як заповнювач використовуються спеціально приготовлені матеріали – подрібнені породи, відсів дробильно-сортувальної фабрики, флотаційні хвости (лежачі та поточні) переробки) та ряд інших. З метою здешевлення закладки прагнуть використовувати відходи виробництва.

Добутий вапняк піддається випалюванню при температурі 1000-1200°C.

При цьому видаляється двоокис вуглецю і утворюється продукт переважно з окису кальцію та деяку кількість окису магнію. Внаслідок випалу отримують комове вапно, яке перетворюють на робочий стан з допомогою води – гасінням. Гашене вапно в суміші з цементом набуває в'язучі властивості з достатньою активністю для приготування твердіючих закладних сумішей.

Гранулометричний склад флотаційних хвостів, відібраних з хвостосховища представлений у таблиці 2.2.

Таблиця 2.2 - Гранулометричний склад флотаційних хвостів, %

Клас крупності, мм						
+2	-2+0,5	-0,5+0,2	-0,2+0,1	-0,1+0,074	-0,074	-0,044
0,04	6,04	47,7	27,0	10,7	5,3	3,18

Гранулометричний склад відсіву дробильно-сортувальної фабрики

Підготовка заповнювача для будівельних робіт наведена в таблиці 2.3.

Таблиця 2.3 – Гранулометричний склад відсіву дробильно-сортувальної

фабрики, %

Клас крупності, мм						
+1,25	-1,25+0,63	-	-	-0,14+0,1	-0,1+0,074	-
		0,63+0,315	0,315+0,14			0,074+0,05
28,3	12,2	12,8	14,9	14,3	4,8	8,8

Відсівви дробильно-сортувальної фабрики є некондиційні відходи технологічного процесу виготовлення будівельного щебеню. Зерна відсівів переважно плитчастої форми, які в процесі приготування закладної суміші змінюють свою гранулометрію та форму.

Аналіз якісних характеристик матеріалів, які можливі використовувати для приготування закладки показав, що вони в цілому можуть бути застосовані, проте потребують поліпшення.

## 2.5 Обґрунтування необхідної міцності закладки

На підставі «Правил забезпечення промислової безпеки для небезпечних виробничих об'єктів, що ведуть гірничі та геологорозвідувальні роботи» необхідність та доцільність закладних робіт, вибір способів закладки, технології транспортування закладних сумішей та матеріалів обґрунтовується проектом.

Оцінка стійкості закладного масиву проводиться відповідно до вимог нормативної міцності закладки, що твердіє: при оголенні з боку очисного вироблення - залежно від висоти оголення, при оголенні в покрівлі очисного виробітку - в залежності від ширини прольоту виробітку.

Відповідно до «Норм технологічного проектування гірничодобувних підприємств підземним способом розробки», «доцільність, необхідність та спосіб закладення очисного простору обґрунтовується економічним розрахунком з урахуванням гірничо-геологічних та гірничотехнічних умов розробки родовища, цінності корисних копалин, збитків (при застосуванні систем розробки з обваленням) від надкористування, витрат на рекультивацію та інші».

Склад компонентів закладних сумішей та їх кількісне співвідношення слід приймати на підставі спеціалізованих рекомендацій організацій, залежно від необхідної міцності закладного масиву та необхідних геологічних властивостей за умовами транспортабельності по трубах. Норми витрат матеріалів на 1 м<sup>3</sup> закладених порожнеч визначається на основі складів, що рекомендуються, з урахуванням:

- природної вологості матеріалів (за фактичною вологістю матеріалів);
- втрат при транспортуванні до місця приготування та складування – до 1%;
- технологічних втрат у процесі приготування та транспортування закладної суміші – 2%;
- усадки закладної суміші, покладеної у вироблений простір - 5-10% (залежно від виду закладки).

Різноміцнісна закладка повинна застосовуватися завжди, коли це доцільно і можливо з гірничо-геологічних та гірничотехнічних умов. При веденні гірничих робіт із закладкою виробленого простору твердіючими сумішами залишення незакладених порожнин небажано, а під об'єктами, що охороняються на поверхні або в товщі порід, що вміщують неприпустимо.

При камерно-ціликових системах, камери, що межують з раніше зведеним закладним масивом, можна заповнювати будь-якою закладкою якщо вони розташовані в районі виклинка рудного тіла. Гідравлічною або сухою закладкою можна заповнювати частини камер, що віддаляються від майбутніх оголень на відстань більше 1.5-3 потужностей рудного тіла, за умови, що усадка закладки за рахунок фільтрації води або під дією власної ваги в часі буде менше 1-2%. В іншому випадку ці частини камер повинні заповнюватися закладкою з міцністю 0,5 ... 0.25 від нормативної.

#### *2.5.1 Визначення необхідної міцності закладки за умовою ширини підробітку*

Розрахунок нормативної міцності штучного закладного масиву проведено за такою методикою.

Суцільні системи розробки характеризуються тим, що закладний масив оголюється на відстані, що дорівнює ширині однієї камери від рудного масиву, незалежно від того, відпрацьовується рудне тіло відразу на всю потужність або шарами з висхідним, низхідним або комбінованим порядками виїмки шарів. Закладковий масив при цих системах оголюється в стінці очисного вироблення (вертикальне відслонення з горизонтального або похилого довгою віссю) і в покрівлі при шарових системах з низхідним порядком виїмки шарів, а на крутих покладах - у стінці та покрівлі виробок або штучної стовбурі на межі поверхів, що відпрацьовуються з випередженням верхніми поверхами (підповерхами) нижніх.

Нормативна міцність закладки, що становить вертикальне відслонення, повинна задовольняти умови:

$$\sigma_n = \frac{K_3}{K_d} \sigma_z^H,$$

де:  $\sigma_n$  - нормативна міцність закладки;

$K_3$ -коефіцієнт запасу міцності;

$K_d$  - коефіцієнт тривалої міцності;

$\sigma_z^H$  - діюча вертикальна складова напруги у оголення.

Коефіцієнт запасу міцності підраховували за такою формулою:

$$K_3 = K_{31} K_{32} K_{33} K_{34},$$

де  $K_{31}$  - коефіцієнт, що враховує варіації властивостей міцності твердої закладки ( $K_{31} = 1,3$ );

$K_{32}$ -коефіцієнт, що враховує вплив вибухових робіт при відбійці корисної копалини на стійкість штучних оголень (при шпуровій відбійки  $K_{32} = 1$ , при свердловинної  $K_{32} = 1,2$ );

$K_{33}$  - коефіцієнт, що враховує вплив на стійкість оголення його висоти, а також присутності гірників у очисному виробленні (при  $h_4 \leq 4$  м  $K_{33} = 1$ ; при  $h_4 > 4$  м і при присутності гірників у очисному виробленні  $K_{33} = 1,2$ );

$K_{34}$ -коефіцієнт неврахованих факторів ( $K_{34} = 1,3$ )

Величину коефіцієнта тривалої міцності приймали в залежності від часу стояння оголення  $l_{об}$ :

- при  $l_{об} \leq 0,5$  року  $K_d = 1$ ;
- $0,5 < l_{об} < 1$  рік  $K_d = 0,7$ ;
- $l_{об} > 1$  року  $K_d = 0,5$ .

На підставі даних технологічного регламенту геометричні параметри оголення при підповерхово-камерній системі розробки:

- Висота поверху - до 20 м;
- ширина камери – 7,5-8 м.

Відпрацьовані камери закладаються за необхідності підріттку штучного масиву різноміцними сумішами, що утворюють несучий шар і шар зниженої міцності. В іншому випадку - сумішами однорідного складу, що забезпечують лише стійкість його вертикального оголення. Для камерних систем розробки, де очисні роботи ведуть без заходу людей у вироблений простір (коефіцієнт запасу прийнятий рівним 2) рекомендується визначати за такою формулою:

$$\sigma_H^z = \frac{2\gamma l^2(1+k_n)}{h_H} = \frac{2 \cdot 0.002 \cdot 7.5^2 (1+1.5)}{2} = 2.8 \text{ Мпа}$$

Нормативна міцність несучого шару визначається його товщиною та прольотом підріттку нижчерозташованими виробками (таблиця 2.4).

Несучий шар слід створювати шляхом одноразової безперервної подачею твердіючої суміші в простір, що закладається на 2÷4 м вище тимчасово залишеної відбитої руди у гребенях між заїздами чи випускними дучками.

При низхідному порядку відпрацювання, а також за наявності запасів руди на нижчому поверсі, в днищах камер передбачається створення несучого шару завтовшки до 4 м.

Таблиця 2.4 – Нормативна міцність залежно від прольоту підробітку несучого шару при камерній системі розробки

Товщина несучого шару, м	Нормативна міцність, МПа в залежності від прольоту підробітку несучого шару, м		
	7,5	8,0	10,0
2	3,0	3,5	5,5
4	1,5	1,8	2,8

Товщину зміцненого шару слід приймати на 1,0÷1,5 м вище закладної перемички. Несучий шар разом із зміцненим після твердіння оберігає закладну перемичку від гідравлічного тиску закладної суміші при дозакладанні камери. Склад суміші на створення зміцненого шару приймається однаковим зі складом на шар, що несе.

Нормативна міцність закладного масиву за умовою стійкості вертикальних оголень за формулою:

$$\sigma_{СЖ}^B = [(E_3 \cdot \Delta h \setminus h_3) + \gamma_3 \cdot h_3] \cdot k_3,$$

де  $E_3$  - модуль пружності закладного масиву,

$$E_3 = 100 \div 400 \text{ МПа};$$

$h$ -зменшення висоти виробленого простору у штучної стінки очисного вироблення при просуванні вибою на крок закладки, приймається для  $h_3 > 10$  м рівним 0,02 м;

$h_3$ -висота вертикального оголення закладного масиву, м;

$k_3$  - коефіцієнт запасу,  $k_3 = 2$

$$\sigma_{СЖ}^B = [(400 \cdot 0,02 \setminus 20) + 0,02 \cdot 20] \cdot 2 = 1,6$$

Нормативна міцність штучного масиву в шарі зниженої міцності (дозаливка камери) визначається стійкістю вертикальних оголень. При суцільному порядку відпрацювання камер у підповерхі висотою до 20 м

міцність закладки вище несучого шару (міцність дозаливки) повинна бути не менше 1,6 МПа.

Слід враховувати, що фактична міцність штучного масиву відрізняється від марочної і залежить від складу суміші та тиску на нього вищих шарів. Прогнозна міцність закладного масиву віком від 14 до 90 діб визначається за формулою:

$$\sigma_y = \sigma_x \times \frac{Lg(y)}{Lg(x)},$$

де  $x$  - час твердіння масиву до випробування, добу;  $y$  - прогнозний час оголення закладного масиву, добу;  $\sigma_x$ ,  $\sigma_y$  - фактична та прогнозна міцність закладного масиву.

Таким чином, при проектуванні складів закладних сумішей відповідно до проведених розрахунків слід орієнтуватися на дані таблиці 2.4.

Для першої стадії вилучення запасів камери під захистом блокових ціликів, коли штучна цілика навантажена практично власною вагою. Нормативна міцність твердої закладки визначається за формулою:

$$\sigma_{СЖ1}^U = \frac{K_a \rho_{ПР} H_{ПР} l_{ПР} K_3}{a_U K_\phi},$$

де:  $\sigma_{СЖ1}^U$  - нормативна міцність закладки, що твердіє, для першої стадії виїмки запасів, МПа;

$K_a$  - коефіцієнт, що враховує нахил рудного тіла;

$\rho_{ПР}$  - щільність товщі порід, що привантажує, т/м<sup>3</sup>;

$H_{ПР}$  - висота товщі порід, що привантажує;

$l_{ПР}$  - відстань між осями рудних ціликів, м;

$K_3$  – коефіцієнт запасу міцності;

$a_M$  - ширина штучного цілика, м;

$K_\phi$  - коефіцієнт форми, що враховує висоту цілика, що визначається за формулі:

$$K_{\phi} = 0,6 + 0,4 \frac{a_U}{h_0},$$

де:  $h_0$  - Висота штучного цілика (камер блоку), м.

Вихідні дані для розрахунку:

$K_{\alpha} = 1,02$  для кута нахилу  $\alpha = 70^\circ$ ;

$\rho_{\text{ПР}} = 2,8 \text{ т/м}^3$ ;

$H_{\text{ПР}} = 20 \text{ м}$ ;

$L_{\text{ПР}} = 30 \text{ м}$ ;

$K_3 = 1,5$ ;

$a_U = 15$ .

$$K_{\alpha} = \cos^2 \alpha + \eta \cdot \sin^2 \alpha = \cos^2 \alpha + \frac{\mu}{1 - \mu} \cdot \sin^2 \alpha = 0,8836 + \frac{0,55}{1 - 0,55} \cdot 0,1156 = 1,02$$

$$K_{\phi} = 0,6 + 0,4 \frac{15}{60} = 0,7$$

при  $h_0 = 60 \text{ м}$

$$\sigma_{\text{СЖ1}}^U = \frac{1,02 \cdot 2,8 \cdot 20 \cdot 30 \cdot 1,6}{15 \cdot 0,7} = 261,1 \text{ тс/м}^2 = 2,6 \text{ МПа}$$

При відпрацюванні одиночної камери для забезпечення бічного розпору урахуванням коефіцієнта усадки нормативна міцність має становити.

Нормативна міцність закладки, що твердіє, для другої стадії навантаження, коли виймається блоковий цілік з повним оголенням однієї блокової стінки штучного цілика:

$$\sigma_{\text{СЖ2}}^U = \frac{K_{\alpha} K_M \rho_{\text{ПР}} H_{\text{ПР}} L_{\text{ПР}} K_3}{L_{\text{Ц}} K_{\phi}},$$

де:  $K_M$  - коефіцієнт привантаження,

$H_{\text{ПР}}$  - висота склепіння привантажує товщі порід, м;

$L_{\text{ПР}}$  - ширина штучного цілика, м;

$L_{\text{Ц}}$  - відстань між осями блокових ціликів, м.



Вихідні дані при висоті камери  $h = 60$  м.

$$K_a = 1,02$$

$$K_M = 0,65$$

$$H_{\text{пр}} = 50 \text{ м}$$

$$L_{\text{пр}} = 40 \text{ м}$$

$$K_3 = 1,6$$

$$L_{\text{ц}} = 30 \text{ м}$$

$$K_{\phi} = 0,7$$

$$\sigma_{\text{СЖ2}}^U = \frac{1,02 \cdot 0,65 \cdot 2,8 \cdot 50 \cdot 40 \cdot 1,6}{30 \cdot 0,7} = 2,92 \text{ тс/м}^2 = 3 \text{ МПа}$$

Нормативна міцність закладки, що твердіє, при розміщенні камери в контакті з штучним цілком, що оголюється на висоту 60 м має бути не менше 3,0 МПа

Розрахунок міцності закладки, що твердіє, при можливій схемі навантаження виконуємо за максимальним привантаженням (оголення штучного цілика з двох сторін):

$$\sigma_{\text{СЖ3}}^U = \frac{K_a K_M \rho_{\text{пр}} H_{\text{пр}} L_{\text{пр}} K_3}{L_{\text{ц}} K_{\phi}},$$

Вихідні дані для розрахунку

$$K_a = 1,02$$

$$K_M = 0,65$$

$$H_{\text{пр}} = 70 \text{ м}$$

$$L_{\text{пр}} = 60 \text{ м}$$

$$K_3 = 1,6$$

$$L_{\text{ц}} = 40 \text{ м}$$

$$K_{\phi} = 0,7$$

$$\sigma_{\text{СЖ2}}^U = \frac{1,02 \cdot 0,65 \cdot 2,8 \cdot 70 \cdot 60 \cdot 1,6}{40 \cdot 0,7} = 425,5 \text{ тс/м}^2 = 4,25 \text{ МПа}$$

Як показали результати експериментів закладну суміш із породи отримати не вдалося, т.к. порода не подрібнювалася та суміш не утримувала воду.

Не набирали міцності також зразки, у яких як заповнювач використовувалися хвости.

Аналіз результатів експериментів показав, що для умов копальні

Як заповнювач можуть бути використані сухі флотаційні хвости з хвостосховища, відсіви дробильно-сортувальної фабрики самостійно або у суміші один з одним.

Такі закладні суміші мають достатню транспортабельність як по вертикальних, так і по горизонтальних ділянках трубопроводу та задовольняє умови необхідної міцності.

*2.5.2 Визначення необхідної міцності закладки за умовою висоти оголення*

Основною метою даного дослідження був підбір складу закладки з необхідними властивостями із місцевих матеріалів.

До складу закладки, що твердіє, зазвичай входить 10-15 % активного в'язучого (за масою) та 85-90 % заповнювача та води. Раціональний склад закладки підбирають залежно від того, що пред'являється до штучного закладного масиву вимог міцності та до суміші транспортабельності та рухливості.

Як вказувалося раніше на міцність закладного масиву, що твердіє найбільш істотний вплив мають такі фактори:

- активність в'язучої речовини та її кількість в одиниці об'єму твердої суміші;
- якість та кількість заповнювача;
- кількість води (водно-в'язуче відношення);

- спосіб приготування, транспортування та укладання закладної суміші;
- умови твердіння (температурний та вологий режим);
- вік твердіння.

На практиці зазвичай доводиться з тих самих матеріалів готувати закладні суміші різних марок при різній консистенції в залежності від гірничотехнічних умов закладених ділянок родовища, дальності транспортування, термінів відпрацювання камер, суміжних закладаються і т.д.

У цьому випадку недоцільно проводити попередні випробування для кожної марки закладки. Раціональніше провести випробування, що дозволяють виявити узагальнені залежності, що пов'язують міцність, рухливість, водно-в'язуче ставлення та витрата в'язучого, які дозволяють призначити необхідні склади закладних сумішей.

За такої методики при мінімальній кількості випробуваних складів можна отримати необхідні залежності для проектування закладних сумішей. Вибір водно-в'язучих відносин та витрати, що в'яже при цьому повинен забезпечувати можливість отримання необхідних діапазонів міцності закладки та консистенції закладних сумішей.

Перед початком випробувань готували усереднені проби на основі наповнювачів. Підбір складів закладних сумішей для лабораторних досліджень виконано з урахуванням рекомендованої для умов копальні змішувальної технології закладних робіт з використанням подрібненого заповнювача, цементного в'язучого та технічної води для транспортування суміші в самопливному режимі.

Як заповнювач використовували такі матеріали:

- поточні хвости збагачувальної фабрики;
- подрібнена порода з прохідницьких робіт;
- відсів ДСФ.

Як композицію заповнювача використовували суміш подрібнених порід, відсів ДСФ та поточних хвостів.

Як в'яжучий використовувався портландцемент марки 400 або його суміші з вапном.

Прогнозована міцність закладки в масиві з урахуванням її твердіння під тиском визначалася з виразу:

$$\sigma_{max} = K_T \sigma_{куб}$$

де:  $\sigma_{max}$  – міцність закладки в масиві;

$K_T$  - коефіцієнт, що враховує умови твердіння закладки у шахті ( $K_T=1,25-1,4$ ).

Результати експериментальних досліджень представлені у таблиці 2.5.

Таблиця 2.5 – Нормативна міцність закладки залежно від висоти вертикального оголення масиву

Висота вертикальних оголень закладки (середнє значення), м	Нормативна міцність, МПа
5-10(7,5)	1,2
10-15(12,5)	1,5
15-20(17,5)	2,0
20-30(25)	2,5
30-40(35)	3,0
понад	4,0

Як показали результати експериментів закладну суміш із породи отримати зірвалася, т.к. порода не подрібнювалася і суміш не утримувала воду.

Не набирали міцності також зразки, у яких як заповнювач використовувалися хвости.

Обробкою даних було отримано залежність нормативної міцності закладного масиву від висоти вертикальних оголень

Залежність можна відобразити у вигляді формули:

$$\delta = 0.07H + 0.65,$$

$$5 < H < 45$$

де  $\sigma$  – нормативна міцність закладного масиву, МПа,  $H$  – висота оголення, м

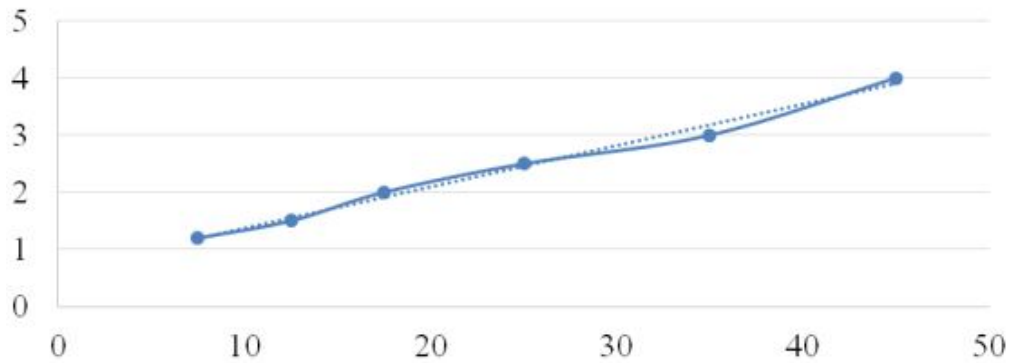


Рисунок 2.17 Залежність нормативної міцності від висоти оголення

2.6 Дослідження впливу на характеристики закладної суміші в'язучого та хімічних добавок

### 2.6.1 Підвищення тонкощі помелу цементу

Тонкість помелу цементу впливає на швидкість схоплювання та твердіння, також на міцність затверділої закладки. Чим тонше подрібнений цементний клінкер, тим швидше та повніше протікає процес взаємодії цементу з водою і тим вищою буде міцність закладки. Відповідно до технічних вимогам через сито має проходити не менше 85% портландцементу від маси просіваної проби. Точнішою характеристикою помелу є питома поверхня, тобто сумарна поверхня зерен, що містяться в 1г цементу. Заводські цементи мають питому поверхню 2000 ... 2100 см<sup>2</sup>/р. При цьому зерна, що мають крупність понад 40 мкм, становлять 30...35% від усієї маси цементу. Тому вони не можуть гідратувати повністю та активність цементу суттєво знижується.

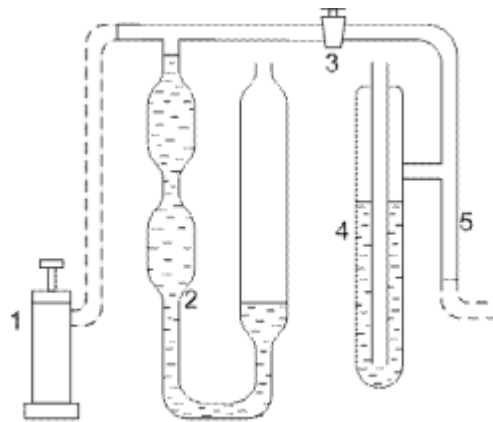
Для повного використання активності цементу доцільно виробляти домол цементу з метою підвищення кількості тонких фракцій, що можливо при використанні млинової технології приготування закладної суміші.

Для дослідження впливу підвищення тонкості цементу на його характеристики та характеристики закладки були проведені спеціальні дослідження.

Оцінка підвищення питомої поверхні на характеристики закладки здійснювалася домолом цементу до вищого рівня питомої поверхні, розчиненням його у воді та утворенням суміші з заповнювачем з флотаційних хвостів.

В експериментах питома поверхня визначалася поверхнестемером ТЗ (рисунок 2.18). Прилад заснований на вимірі опору, який надає ущільнений шар цементу повітрю, що просочується через нього.

Шар цементу при цьому має певну товщину та площу поперечного перерізу та ущільнений до певного вмісту порожнин в одиниці об'єму.



1 – гільза; 2 – манометр-аспіратор; 3 – кран; 4 – регулятор розрідження; 5 – гумова груша

Рисунок 2.18 – Пневматичний поверхнестемір ТЗ

Ущільнена в спеціальній гільзі навішування цементу представляє з точки зору проникності систему каналів різного перерізу, причому переріз одиничних каналів тим менше, що тонше подрібнений порошок. Визначив повітропроникність такої системи, можна обчислити питому поверхню цементу за формулою:

$$S = \frac{K}{\rho_{\text{ц}}}, \sqrt{\frac{m^2}{(1-m^2)} \sqrt{\frac{1}{n}} \sqrt{T}},$$

де  $K$  – стала приладу;

$\rho_{\text{ц}}$ - Щільність цементу, г/см<sup>3</sup>;

$T$  - час зниження рівня рідини манометра-аспіратора, с;

$n$ -в'язкість повітря, П;

$m$  – коефіцієнт пористості цементу, ущільненого у гільзі, у частках одиниці, що визначається за формулою:

$$m = \frac{V \rho_{\text{ц}} - G}{V \rho_{\text{ц}}},$$

де  $V$  - об'єм шару цементу в гільзі, см<sup>3</sup>;

$G$  - навішування цементу, що випробовується, г.

З метою з'ясування впливу тонкощі помелу та активації цементу на повноту використання його активності було закладено контрольні партії закладки з хвостів флотації збагачувальної фабрики. Вивчення мінералогічного складу різних фракцій цементу показало, що при практично постійному вмісті  $C_3A$  і  $C_4AF$  тонкі фракції характеризуються підвищеним вмістом білиту (таблиця 2.6).

У таблиці 2.6 наведено відомості про характеристики закладних сумішей, виготовлених на цементі з різною питомою поверхнею.

Дослідження міцності закладки в залежності від тонкості подрібнення зерен цементу показали, що зі збільшенням питомої поверхні значно підвищується початкова міцність.

Таблиця 2.6 – Зміст аліту  $C_3A$  та білиту  $C_2S$  у різних фракціях цементу

Розмір фракцій, мк	$C_3A$	$C_2S$
Вихідний цемент	72,5	18,78
0-10	74,1	18,2
10-20	75,3	17,7

20-44	67,0	21,8
44-74	54,2	24,1
74-100	51,5	25,8

Вплив тонкощів помолу цементу найбільш значний спочатку, а потім зменшується. Збільшення міцності віком 7 діб становить 120- 160%, віком 28 діб – 50-70%.

Результати досліджень показують, що найбільше зростання міцності в ранньому віці дає цемент із максимальним вмістом частинок 10-25 мк.

Збільшення питомої поверхні понад певний кордон (3300-3500см<sup>2</sup>/г) не має практичного значення.

Аналіз показує, що для умов приготування закладних сумішей відходів гірничо-збагачувального виробництва найперспективніші методи механічного впливу на компоненти суміші та саму суміш, добавки поверхнево-активні речовини. У цьому напрямку було проведено спеціальні дослідження.

Таблиця 2.7 – Властивості закладних сумішей із цементом різної тонкощі помолу

Характеристики	Питома поверхня цементу, см <sup>2</sup> /г			
	2250	2600	3000	3500
Пов'язана вода, %	28,6	30,5	32,7	34,3
Початок схоплювання, год	2,9	3,5	3,8	4,1
Закінчення схоплювання, год	4,2	5,4	5,4	5,7
Показник транспортабельності	0,65	0,62	0,6	0,61
Міцність на стиск (МПа) в віці:				
7 діб	2,57	3,23	3,74	4,05
28 діб	4,35	5,20	6,12	6,22
90 діб	5,40	6,83	7,78	7,85
Відносна міцність (%) в віці:				
7 діб	0,478	0,60	0,69	0,75



28 діб	0,806	0,965	1,08	1,12
90 діб	1,00	1,27	1,34	1,37

### *2.6.2 Вплив хімічних добавок-пластифікаторів на реологічні властивості твердіючих закладних сумішей*

Застосування закладки пов'язане з деякими проблемами, такими як складності транспортування закладних сумішей, що твердіють (збільшення необхідної дальності транспортування горизонтальним трубопроводом, обмеження часу перебування суміші у рухомому стані). Все це вимагає підвищеного вмісту води у суміші – 450...550 л/м<sup>3</sup>. У свою чергу підвищений вміст води знижує міцність закладки, оскільки в реакцію з цементним клінкером (в'язким) вступає лише 30...40% води. Решта води залишається у затверділій закладці у вигляді водяної доби, що знижують її міцність.

Введення добавок – це один із способів покращення реологічних властивостей закладних сумішей, таких як рухливість, а також міцності параметрів закладного масиву, що в результаті веде до здешевлення закладки.

Вивчення дії добавок нерозривно пов'язане з прогресом у сфері теорії гідратації та твердіння мінеральних в'язких речовин. Результати вивчення добавок у бетони служать експериментальною основою для теоретичної розробки питань твердіння в'язких, а надійні дані про механізмі гідратації та твердіння цементу допомагають знаходити оптимальні рішення при використанні вже відомих добавок, розширювати сфери їх застосування та вишукувати нові високоефективні добавки.

На сьогоднішній день випускається досить великий асортимент хімічних добавок вітчизняного та зарубіжного виробництва. Добавки пластифікатора дуже сильно розріджують бетон, обволікаючи зерна цементу та заповнювачів, створюючи разом із водою ковзну плівку, завдяки чому знижується тертя між твердими компонентами бетону та збільшується його рухливість. Також значною мірою збільшує кількість центрів кристалізації

при утворенні цементного каменю, що у свою чергу підвищує характеристики міцності одержуваних бетонів і закладних масивів під час закладених робіт у підземних умовах.

Закладні суміші за своїми характеристиками суттєво відрізняються від будівельних бетонів. З метою виявлення впливу цих добавок на основні характеристики твердіючих закладних сумішей були проведені спеціальні дослідження. Як добавки були використані хімічні добавки PozzolithMR 25, Pozzolith 100 XR, PozzolithMR 55, як в'язучий – портландцемент М400, як заповнювач – флотаційні хвости з хвостосховища.

Рідкі добавки такого типу використовуються для виготовлення більш гомогенних сумішей. Зв'язуючись з цементом, вони відштовхують частки один від одного за рахунок електростатичних сил, що покращує плинність розчину при цьому скорочуючи витрату води. Внаслідок меншої кількості води у суміші покращується міцність закладного масиву при затвердінні. Усього було використано три види пластифікаторів у кількості 0.5, 1.0 та 1.5 кг/м<sup>3</sup> суміші.

Результати випробувань порівнювали сумішшю без добавок.

В якості досліджуваних критерії реологічних характеристик, об'єктивно описують стан закладної суміші та затверділої закладки, використовувалися:

- рухливість закладної суміші, що визначається за осадом стандартного конуса;
- гранична напруга зсуву, що визначається за допомогою модифікованого приладу Ребіндер-Вейлер;
- водовіддача закладеної суміші.

Для визначення зміни рухливості закладної суміші були проведено лабораторні випробування із виміром опади конуса та часу закінчення з віброворонки

Аналіз результатів лабораторних випробувань показує, що добавка пластифікатора в заставну суміш підвищує її рухливість.

При відношенні Т:Ж у суміші – 73:27 ( склад закладної суміші: цемент –140 кг/м<sup>3</sup>, хвости – 1288 кг/м<sup>3</sup>; вода – 476 кг/м<sup>3</sup>) підвищення рухливості суміші становить такі значення:

- при введенні до складу суміші добавок-пластифікаторів у кількості 0,5 кг/м<sup>3</sup> PozzolithMR 25 - на 5,6%, PozzolithMR 55 - на 6,5% та Pozzolith 100 XR – на 9,3%;

- при введенні до складу суміші добавок-пластифікаторів у кількості 1,0 кг/м<sup>3</sup> PozzolithMR 25 - на 9,3%, PozzolithMR 55 - на 24,3% та Pozzolith 100 XR -на 20,5%;

- при введенні до складу суміші добавок-пластифікаторів у кількості 1,5 кг/м<sup>3</sup> PozzolithMR 25 - на 12,1%, PozzolithMR 55 - на 14,9% та Pozzolith 100 XR - на 16,8%.

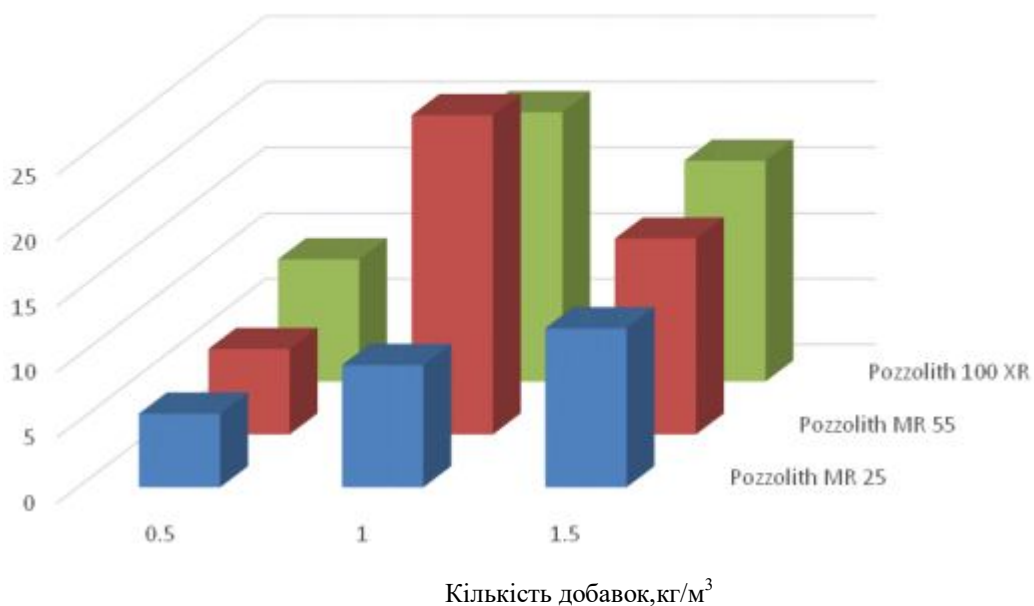


Рисунок 2.19 - Підвищення рухливості суміші щодо Т:Ж = 73:27

При відношенні Т:Ж у суміші – 76:24 ( склад закладної суміші: цемент –140 кг/м<sup>3</sup>, хвости – 1389 кг/м<sup>3</sup>; вода – 439 кг/м<sup>3</sup>) підвищення рухливості суміші (рисунок 2.20) становить наступні значення:

- при введенні до складу суміші добавок-пластифікаторів у кількості  $0,5 \text{ кг/м}^3$  PozzolithMR 25 - на 4,6%, PozzolithMR 55 - на 13,8% та Pozzolith 100 XR - на 16,9%;

- при введенні до складу суміші добавок-пластифікаторів у кількості  $1,0 \text{ кг/м}^3$  PozzolithMR 25 - на 9,2%, PozzolithMR 55 - на 18,4% та Pozzolith 100 XR - на 30,7%;

- при введенні до складу суміші добавок-пластифікаторів у кількості  $1,5 \text{ кг/м}^3$  PozzolithMR 25 - на 10,7%, PozzolithMR 55 - на 10,7% та Pozzolith 100 XR - на 18,4%.

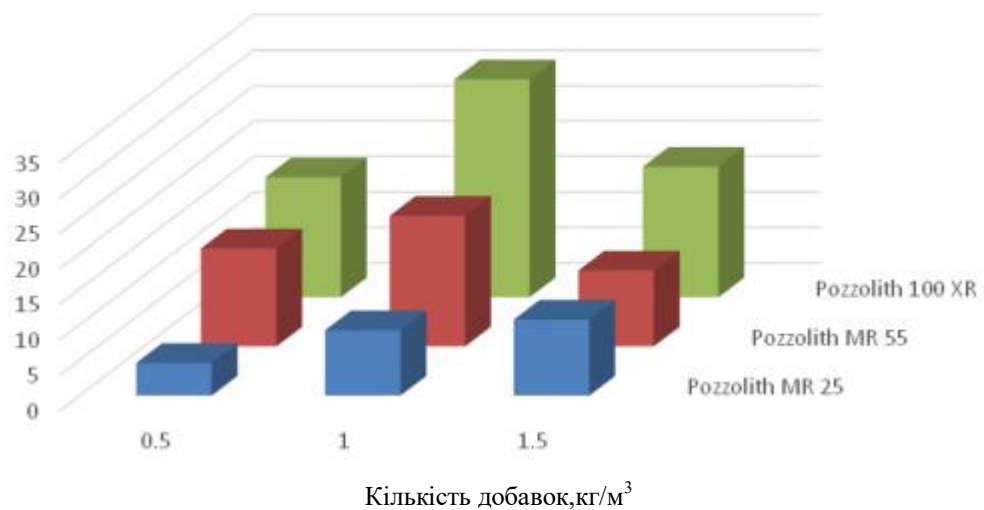
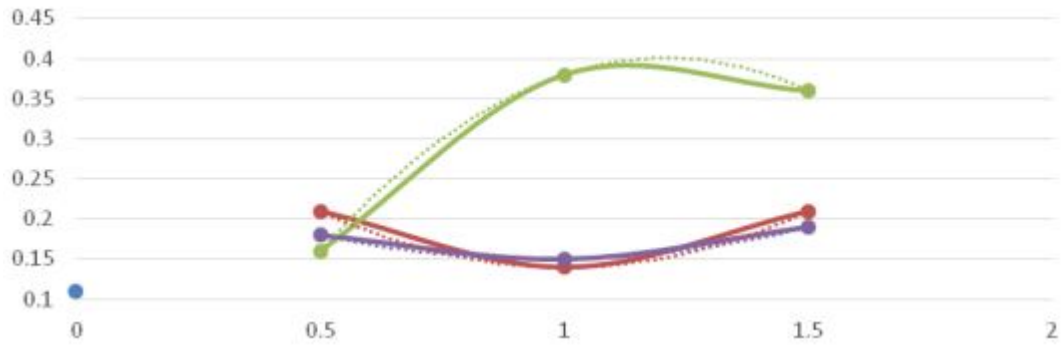


Рисунок 2.20 Підвищення рухливості суміші щодо Т:Ж = 76:24

Підвищення рухливості твердіє закладної суміші за рахунок введення у ній хімічних добавок дозволяє знизити водовміст суміші, а це в свою чергу має призвести до підвищення міцності затверділої закладки. З цією метою були закладені зразки закладки, які випробовувалися у віці 14 і 28 діб роздавлюванням на пресі за стандартної методики. Графічна інтерпретація представлена на рисунках 2.21-2.26.

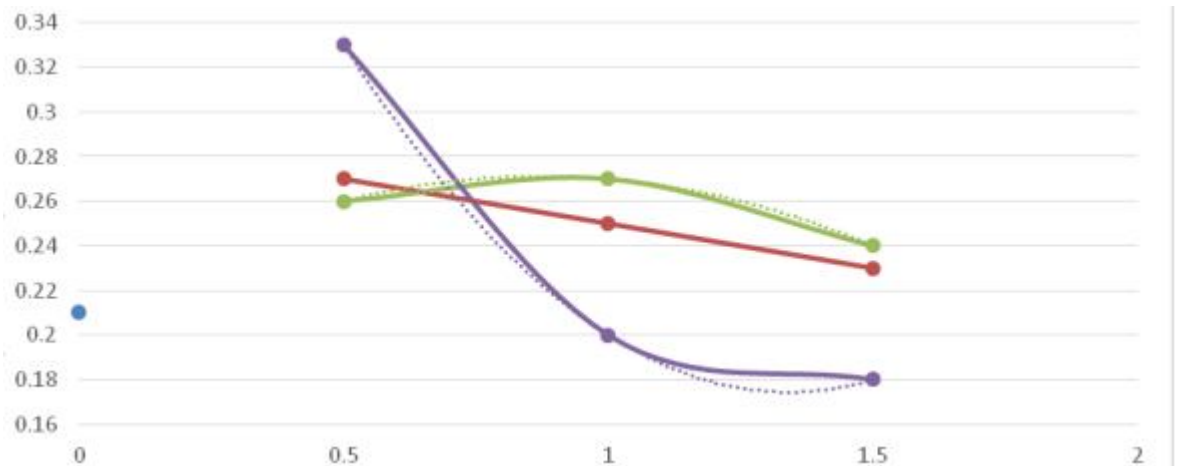
Зміна міцності зразків закладної суміші у віці 14 діб для різних складів представлено на рисунках нижче



Кількість добавок, кг/м³

0 – без використання добавок; 1, 2, 3 – з використанням добавок-пластифікаторів, відповідно, PozzolithMR 25, PozzolithMR 55 та Pozzolith 100XR

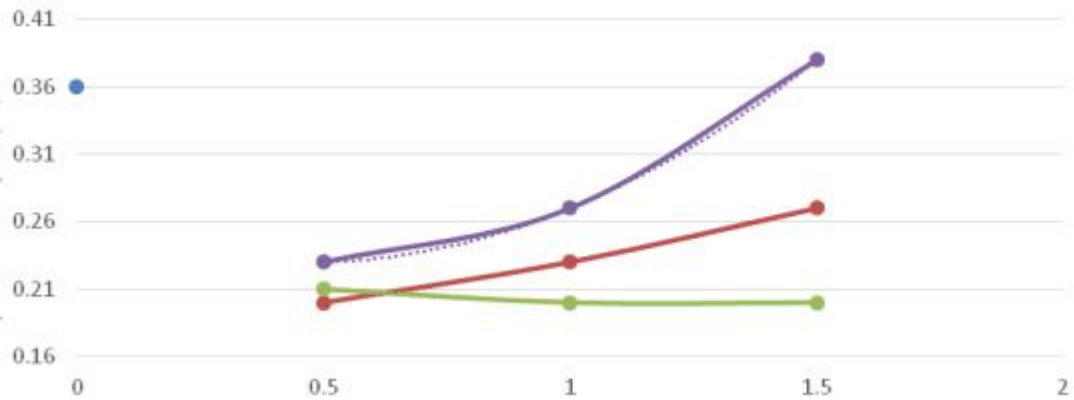
Рисунок 2.21 - Зміна міцності зразків закладної суміші з використанням добавок-пластифікаторів (при існуючому складі суміші: цемент – 140 кг/м³, хвости – 1193 кг/м³; вода – 511 кг/м³, відношення Т:Ж поточних хвостах – 70:30, густина суміші: розрахункова -1845 г/л, фактична 1834-1859 р/л) у віці 14 діб



Кількість добавок, кг/м³

0 – без використання добавок; 1, 2, 3 – з використанням добавок-пластифікаторів, відповідно, PozzolithMR 25, PozzolithMR 55 та Pozzolith 100 XR

Рисунок 2.22 - Зміна міцності зразків закладної суміші з використанням добавок-пластифікаторів (при існуючому складі суміші: цемент – 140 кг/м³, хвости – 1288 кг/м³; вода – 476 кг/м³, відношення Т:Ж поточних хвостах – 73:27, густина суміші: розрахункова -1904 г/л, фактична 1835-1889 р/л) у віці 14 діб

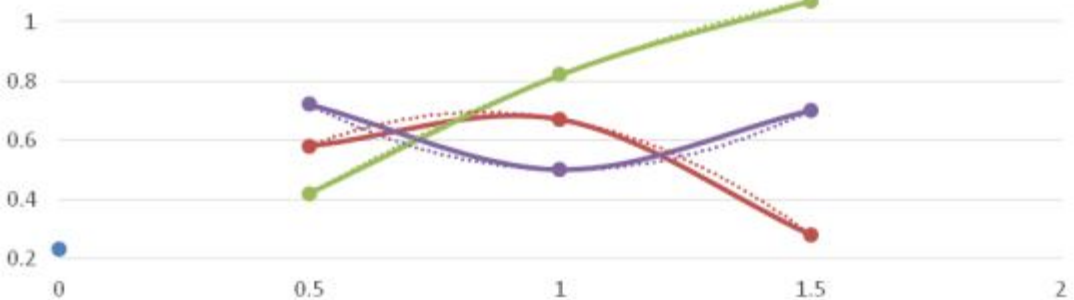


Кількість добавок, кг/м³

0 – без використання добавок; 1, 2, 3 – з використанням добавок-пластифікаторів, відповідно, PozzolithMR 25, PozzolithMR 55 та Pozzolith 100 XR

Рисунок 2.23 - Изменение прочности образцов закладочной смеси с использованием добавок-пластификаторов (при существующем составе смеси: цемент – 140 кг/м³, хвосты – 1389 кг/м³; вода – 439 кг/м³, отношение Т:Ж в текущих хвостах – 76:24, плотность смеси: расчётная -1968 г/л, фактическая 1843-1902 г/л) в возрасте 14 суток

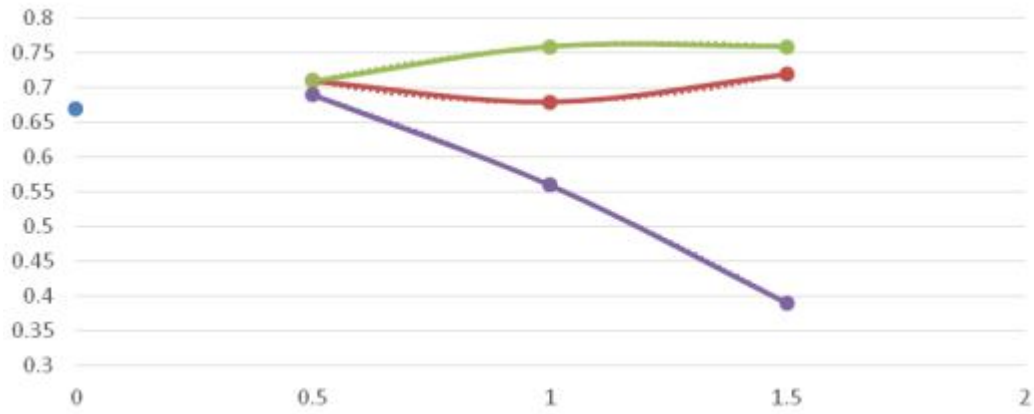
Зміна міцності зразків закладної суміші у віці 28 діб для різних складів представлено на рисунках далі.



Кількість добавок, кг/м³

0 – без використання добавок; 1, 2, 3 – з використанням добавок-пластифікаторів, відповідно, PozzolithMR 25, PozzolithMR 55 та Pozzolith 100 XR

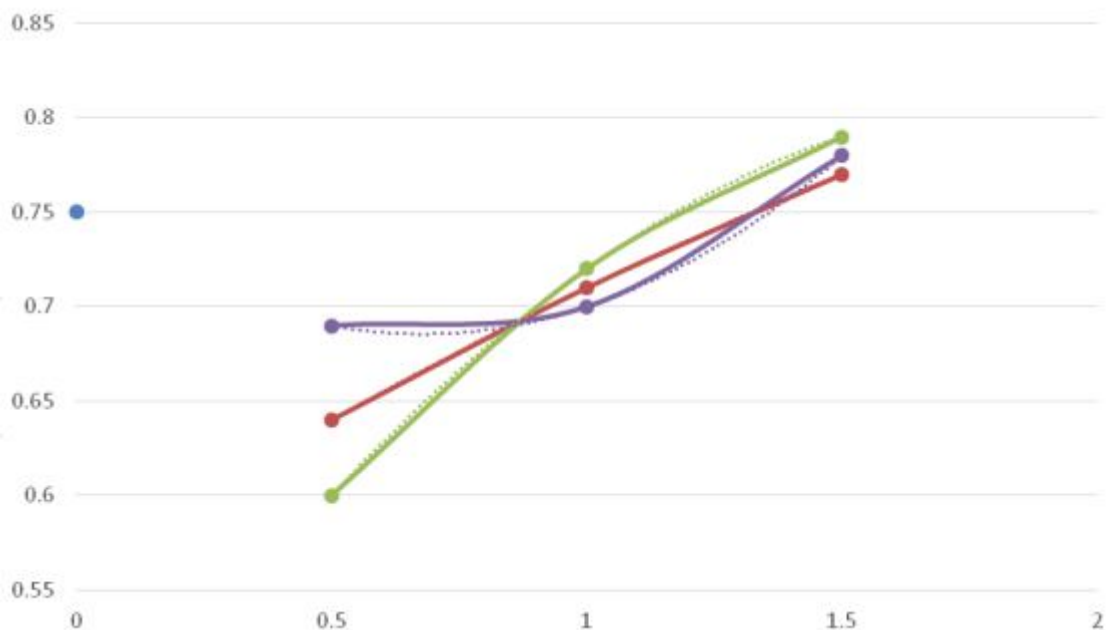
Рисунок 2.24 - Зміна міцності зразків закладної суміші з використанням добавок-пластифікаторів (при існуючому складі суміші: цемент – 140 кг/м³, хвосты – 1193 кг/м³; вода – 511 кг/м³, відношення Т:Ж поточних хвостах – 70:30, густина суміші: розрахункова -1845 г/л, фактична 1834-1859 р/л) у віці 28 діб



Кількість добавок, кг/м³

0 – без використання добавок; 1, 2, 3 – з використанням добавок-пластифікаторів, відповідно, PozzolithMR 25, PozzolithMR 55 та Pozzolith 100 XR

Рисунок 2.25 - Зміна міцності зразків закладної суміші з використанням добавок-пластифікаторів (при існуючому складі суміші: цемент – 140 кг/м³, хвости – 1389 кг/м³; вода – 439 кг/м³, відношення Т:Ж поточних хвостах – 76:24, густина суміші: розрахункова -1968 г/л, фактична 1843-1902 г/л) у віці 28 діб



Кількість добавок, кг/м³

0 – без використання добавок; 1, 2, 3 – з використанням добавок-пластифікаторів, відповідно, PozzolithMR 25, PozzolithMR 55 та Pozzolith 100 XR

Рисунок 2.26 - Зміна міцності зразків закладної суміші з використанням добавок-пластифікаторів (при існуючому складі суміші: цемент – 140 кг/м³,

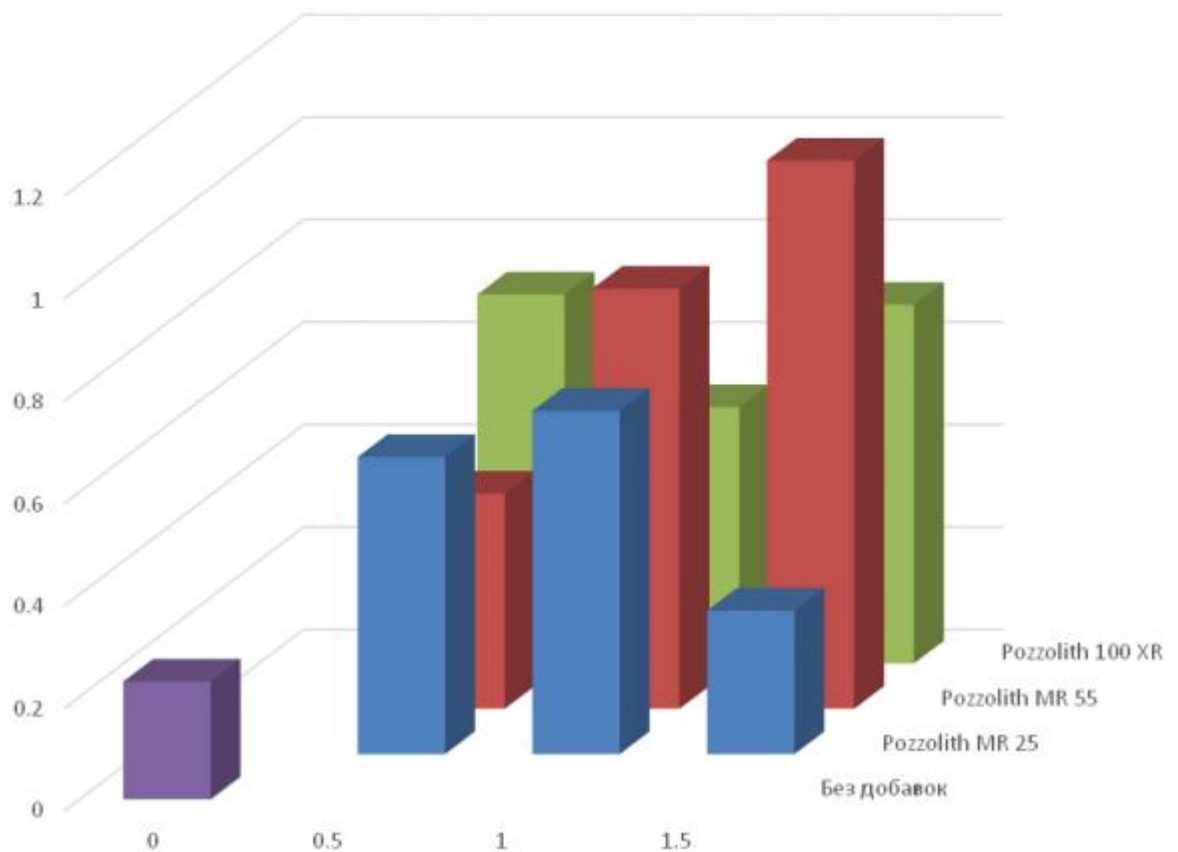
хвости – 1389 кг/м<sup>3</sup>; вода – 439 кг/м<sup>3</sup>, відношення Т:Ж поточних хвостах – 76:24, густина суміші: розрахункова -1968 г/л, фактична 1843-1902 г/л) у віці 28 діб

При підвищенні рухливості суміші приблизно із введенням до її складу добавок-пластифікаторів також підвищується і міцність зразків закладки (Рисунок 2.27).

Використання добавки у складі закладної суміші дало можливість (залежно від дозування добавки):

- підвищити рухливість суміші у лабораторних умовах на 20%;
- збільшити міцність закладки у віці 28 діб приблизно на 10-15%:

Все це в результаті дозволяє знизити витрату дорогого цементу при приготуванні закладної суміші за умови збереження міцності властивостей закладного масиву.



Кількість добавок, кг/м<sup>3</sup>

Рисунок 2.27 - Приріст міцності зразків закладки під час використання добавок-пластифікатора при існуючому складі суміші віком 28 діб



З проведеного вище аналізу впливу хімічних добавок пластифікатора на реологічні властивості суміші та міцності характеристики закладки можна зробити висновок, що введення добавок пластифікаторів у склади закладних сумішей дозволяє поліпшити реологічні властивості закладних сумішей, знизити водопотребу, підвищити динаміку набору міцності закладки, покращити міцність характеристики закладного масиву, знизити витрату в'язучих, збільшити дальність транспортування закладних сумішей, підвищити термін служби бетоноводів, знизити кількість аварійних ситуацій. Виходячи з вищесказаного, подальші дослідження даного питання на сьогоднішній день є дуже актуальними.

### *2.6.3 Вплив структури та речовинного складу суміші на характеристики штучного закладного масиву*

На характеристики закладки має послідовно впливати покращення структури закладної суміші та умов кристалізації на ранніх етапах схоплювання та структуроутворення. Для цього було вивчено вплив введення поверхнево-активної речовини в закладну суміш, що має покращити рівномірність розподілу всіх компонентів в обсязі суміші та сприятливо позначитися збільшення центрів кристалізації. У свою черга більша кількість центрів кристалізації має сприяти формуванню мікрокристалічної структури цементного каменю та збільшення міцності закладки.

З цією метою були проведені попередні дослідження з вивчення структури затверділої закладної суміші при додаванні до неї поверхнево-активної речовини PozzolithMR 55 у кількості  $1,0 \text{ кг/м}^3$  та вивчення зміни хімічного складу.

В якості контрольних використовувалися зразки із суміші, приготовленої за звичайною технологією без добавки поверхнево-активної речовини наступного складу (з розрахунку на  $1 \text{ м}^3$ ):

- цемент, кг – 140;
- лотаційні хвости, кг – 1200;
- ода, л – 510;

- ідношення Т:Ж – 70:30;

У ході досліджень визначався хімічний склад, а також за допомогою електронного мікроскопа визначалася структура зразків. Результати осліджень наведено на рисунках 2.27- 2.34

На малюнку 2.27редставлені результати хімічного аналізу закладки, сформованої із закладної суміші без хімічних добавок.

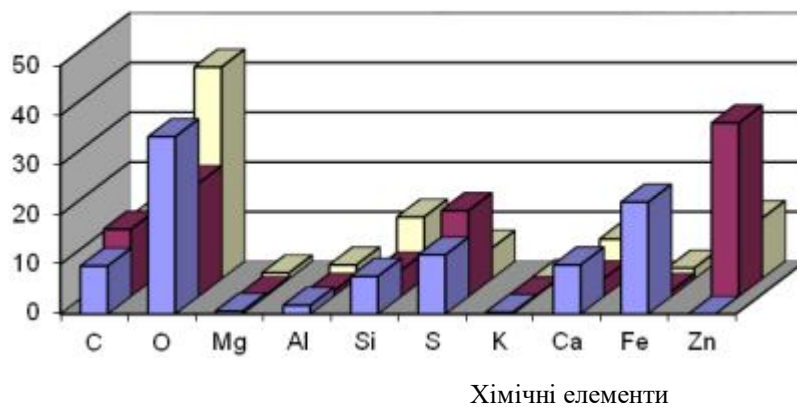
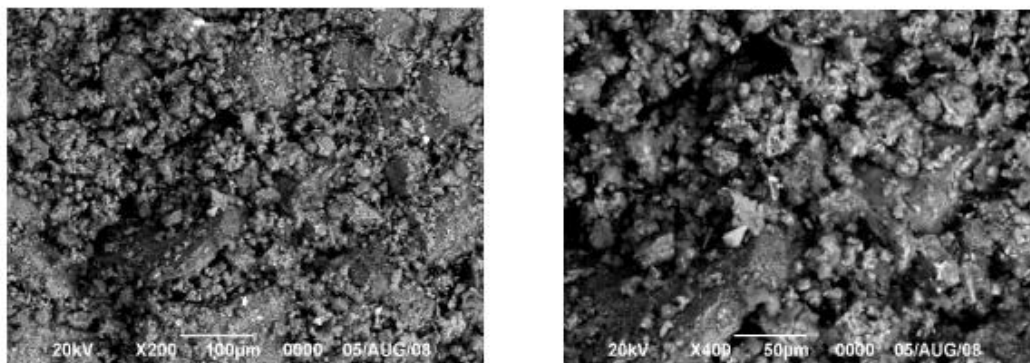


Рисунок 2.27Хімічний склад зразків закладного масиву, формованого із закладної суміші, без хімічних добавок

На рисунку наведено фотографії мікроструктури поверхні разків закладки, виготовленої без хімічних добавок.



Малюнок 2.28 – Мікроструктура поверхні зразків закладного масиву, сформованого із закладної суміші, без хімічних добавок

На рисунках 2.29 наведено результати аналогічних досліджень зразків закладки із добавкою пластифікатора PozzolithMR 55.

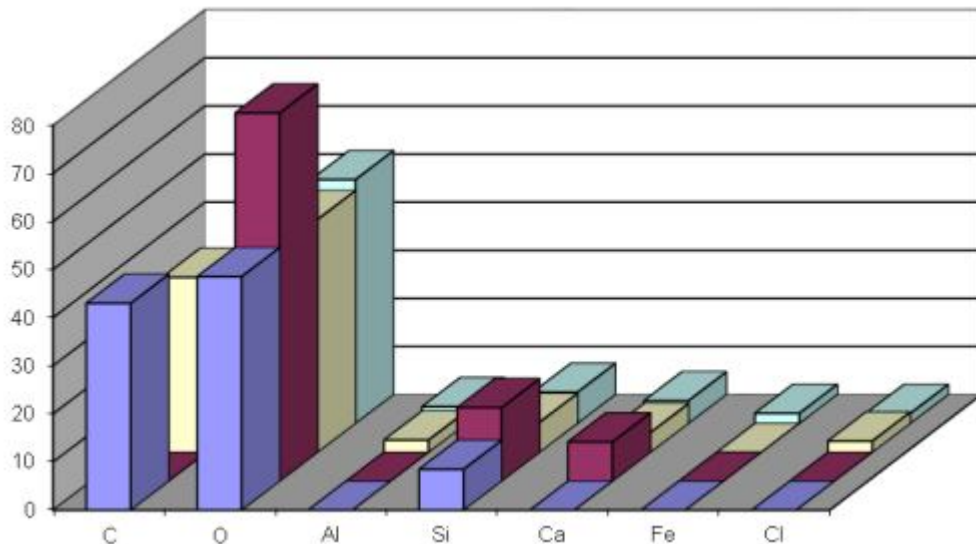


Рисунок 2.29 -Хімічний склад зразків закладного масиву з добавкою пластифікатора PozzolithMR 55 об'ємом  $0,5 \text{ кг/м}^3$

Мікроструктура поверхні зразків закладного масиву з добавкою пластифікатора PozzolithMR 55  $0,5 \text{ кг/м}^3$  наведено на малюнку 2.30.

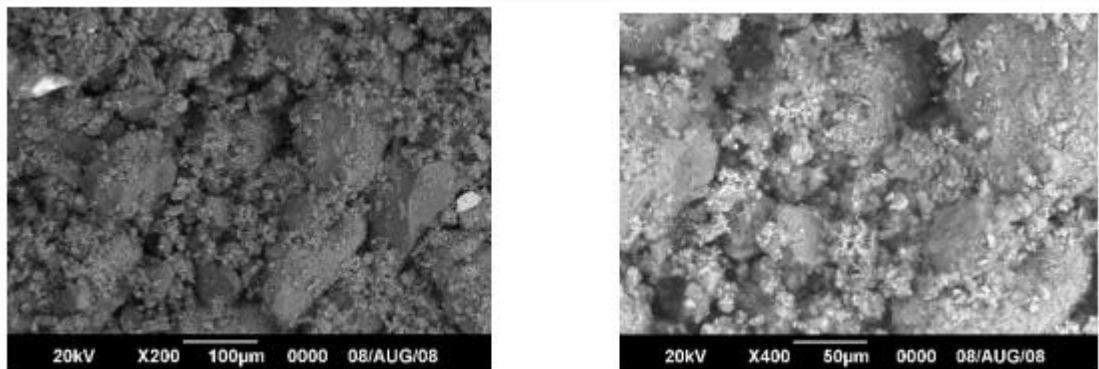


Рисунок 2.30 – Мікроструктура поверхні зразків закладного масиву з добавкою пластифікатора PozzolithMR 55  $0,5 \text{ кг/м}^3$

На рисунку 2.31 наведено хімічний склад зразків закладного масиву з добавкою пластифікатора PozzolithMR 55 обсягом  $1,0 \text{ кг/м}^3$

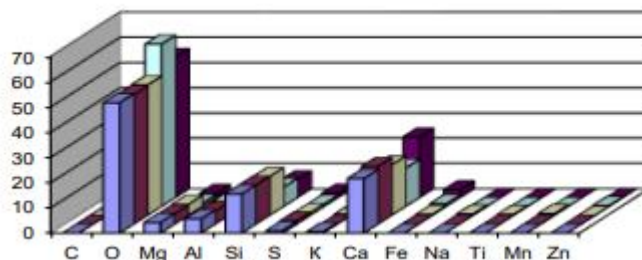
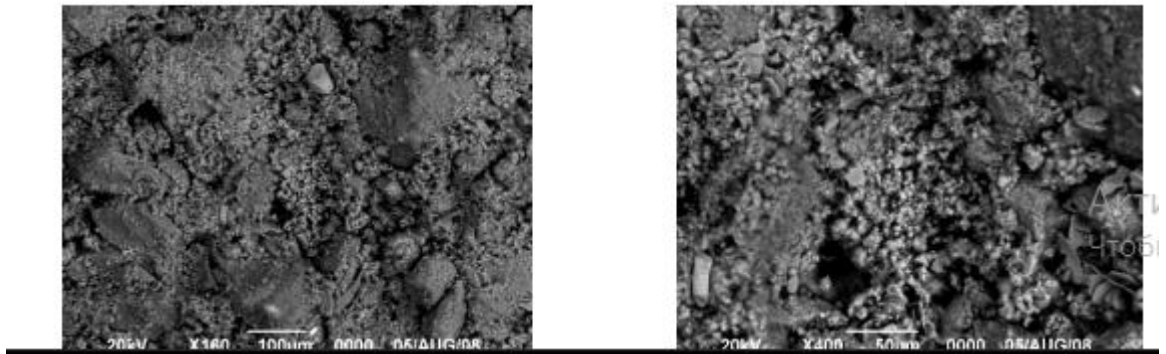


Рисунок 2.31 -Хімічний склад зразків закладного масиву з добавкою

пластифікатора PozzolithMR 55 об'ємом 1,0 кг/м<sup>3</sup>

На рисунку 2.32 наведено мікроструктуру поверхні зразків закладного масиву з добавкою пластифікатора PozzolithMR 55 1,0 кг/м<sup>3</sup>



Малюнок 2.32 – Мікроструктура поверхні зразків закладного масиву з добавкою пластифікатора PozzolithMR 55 1,0 кг/м<sup>3</sup>

Порівняльний аналіз зразків закладки, виготовлених з контрольної партії та з суміші з добавкою поверхнево-активної речовини PozzolithMR 55 свідчить про більш повний ступінь гідратації та кристалізації цементного каменю. Гідратована маса в них при візуальному спостереженні справляє враження дрібнішої зернистості. У гірській масі гідратованого цементу чітко видно кристали новоутвореної гексагональної форми та менш вираженої округлої форми. Найменша кількість негідратованих зерен цементу, зменшуються також їх розміри. Підрахунок кількості негідратованих цементних зерен різних розмірів і площ, які вони займають, свідчить про більш глибокий ступінь гідратації цементу в сумішах, що містять поверхнево-активну речовину.

Результати визначення речовинного складу зразків затверділої закладної суміші з добавкою поверхнево-активної речовини показали суттєве підвищення вмісту кисню. Також на відміну від зразків без поверхнево-активної речовини у складі закладки з'явилося незначне присутність хлору, вплив якого необхідно вивчити.

Таким чином, аналіз результатів проведених експериментів дозволяє зробити висновок про технічну доцільність використання поверхнево-активних речовин для покращення реологічних характеристик твердіючих

закладних сумішей. Підвищення рухливості закладних сумішей при введенні в них поверхнево-активних речовин дозволяє знизити водоміст суміші, а це природно повинне призвести до підвищення міцності закладки.

Добавка поверхнево-активної речовини в закладну суміш наводить до покращення структури закладки, появи більшої кількості центрів кристалізації, одержанню дрібнокристалічної структури закладки з рівномірним розподілом кристалів, що також має призвести до зміцнення закладки.

## 2.7 Висновки по розділу

1. Аналіз характеристик місцевих матеріалів: вапняку, породи з прохідницьких робіт і відвалів розкриву кар'єру, відсіву дробильносортувальної фабрики та флотаційних хвостів з хвостосховища показав, що вони можуть використовуватися як компоненти твердуючої закладної суміші.

2. З метою більш ефективного використання активності цементу доцільно здійснювати додаткове подрібнення великих зерен (більше 40 мкм) збільшення ступеня їх гідратації. Це дозволяє зробити млинова технологія приготування закладної суміші.

3. Встановлено, що із збільшенням питомої поверхні цементу з  $2250 \text{ см}^2/\text{г}$  до  $3500 \text{ см}^2/\text{г}$  кількість зв'язаної води в цементному тесті збільшується на 19%, відсувається час початку та закінчення процесу схоплювання, зростає міцність затверділої закладки на 57% у віці 7 діб та на 35-40% у віці 90 діб.

4. Добавка гашеного вапна дає можливість знизити витрату цементу з забезпеченням досягнення нормативної міцності затверділої закладки.

5. Для покращення реологічних характеристик закладної суміші доцільно використати хімічні добавки-пластифікатори. З досліджених добавок PozzolithMR 25, PozzolithMR 55 та Pozzolith 100 XR найбільш доцільно використовувати добавку PozzolithMR 55 у дозуванні  $1,0 \text{ л/м}^3$ .

6. Добавка до закладної суміші PozzolithMR 55 дозволяє підвищити рухливість суміші на 20%, знизити граничну напругу зсуву, при цьому міцність закладки за рахунок зниження водозмісту у віці 28 діб збільшується на 12-15%.

7. Дослідження мікроструктури затверділої закладки та її речовинного складу з добавкою поверхнево-активної речовини показали покращення структури закладки, поява більшої кількості центрів кристалізації, отримання мікрокристалічної структури закладки з рівномірним розподілом кристалів.

### 3 ДОСЛІДЖЕННЯ І ВИБІР РАЦІОНАЛЬНИХ СКЛАДІВ ТВЕРДІЮЧИХ ЗАКЛАДНИХ СУМІШІВ

#### 3.1 Вимоги до штучних закладних масивів та твердіючим закладним сумішам

Штучний закладний масив під час підземної розробки твердих корисних копалин характеризується особливими, властивими тільки йому властивостями, які залежать від ряду факторів: характеристики вихідних матеріалів, технології приготування закладних сумішей, технології зведення масиву та умов його формування. Природний гірський та штучний закладний масиви взаємодіють між собою в процесі розробки родовища, що впливає на їх напружений деформований стан (ПДВ). Вимоги до характеристик штучних закладних масивів встановлюються залежно від типу штучного масиву та його призначення.

Аналіз практики закладних робіт у світі дозволяє виділити три типи штучних масивів.

Перший тип - це суцільний штучний масив, що складається із суми суміжних одиночних масивів (камер) у межах поверху, що розробляється родовища із практично однаковими характеристиками.

Другий тип - це суцільний штучний масив, що складається з чергуючих штучних ціликів із твердіючої закладки та камер з днищами із закладки, що твердіє, решта яких заповнена породою або низькоміцною закладкою.

Третій тип – це штучні цілики, що зводяться шляхом заповнення монолітної закладки первинних камер та залишення вільним іншого виробленого простору.

Для першого типу штучних закладних масивів найбільший інтерес становлять стійкість їх оголень при очисних роботах і величина відносної деформації. Нормативна міцність тут має підлегле значення, оскільки від її величини може залежати лише відносна деформація. Під час зведення комбінованої закладки розрахунок ведуть тільки на стійкість її оголень, оскільки такі масиви застосовують в умовах, де суворо не лімітовано розміри

допустимих зсувів земної поверхні або де використовують ущільнену сипучу закладку

Для штучних ціликів першорядне значення має міцність, досягнута до певного терміну після його зведення, яка забезпечує безпеку ведення гірничих робіт у конкретних умовах. Від величини прийнятої міцності багато в чому залежать собівартість закладних робіт та ефективність технології розробки родовища

Крім міцності на стиск штучні закладні масиви характеризуються також рядом інших характеристик: межею міцності на розтягування та вигин, пористістю, щільністю, шаруватістю, тріщинуватістю, усадкою і т.д.

Для штучних масивів із твердіючої закладки основними характеристиками, що визначають їх стан, слід вважати міцність, модуль пружності, коефіцієнт Пуассона, компресійні властивості.

Якість штучних масивів із закладки, що твердіє, оцінюється декількома показниками міцності: межею міцності на стиск, розтягування та вигин. Вирішальне значення при цьому має межу міцності на одновісний стиск. Він визначається роздавлюванням зразків кубів, циліндрів вибуреного керна на гідравлічному пресі.

Таким чином, визначивши дослідним шляхом, межу міцності затверділого штучного закладного масиву на одновісний стиск можна встановити інші показники міцності, які є вихідними даними для розрахунку лінійних розмірів штучних масивів у конкретних гірничотехнічних умовах.

Штучний закладний масив повинен мати певні пружні та деформаційні характеристики. Вони необхідні для визначення стійкості оголень масиву гірничими виробками в процесі виїмки суміжних камер чи шарів.

Для оцінки стійкості оголень штучного масиву до сейсмічному впливу вибухових робіт при відбійці руди в суміжних закладених камерах, необхідно знати чисельні значення динамічного модуля пружності та коефіцієнта Пуассона.



Свіжоукладена закладна суміш поводить себе як пружнопластичне тіло: спочатку деформується пружно, а потім – пластично. З часом, коли суміш твердне і набирає міцності, її пружні властивості зростають, а пластичні – зменшуються. Міцний закладний масив може руйнуватися раптово при малих деформаціях, тоді як менш міцний, але більш пластичний, витримує значні деформації перед руйнуванням. Для безпеки гірничих робіт бажано використовувати закладку з в'язким руйнуванням, яка менш схильна до раптових відшарувань.

Важливе значення мають також компресійні характеристики твердіючих закладних масивів. Масив має бути таким, щоб деформації та зсув порід або земної поверхні не перевищували допустимі, заздалегідь встановлені межі.

Для того щоб гарантовано отримати штучний закладний масив з потрібними характеристиками, зазначеними вище, необхідний його зводити із сумішей, які визначаються такими факторами:

- гірничотехнічними умовами розробки родовища;
- необхідною міцністю штучного масиву, що зводиться, його пружними характеристиками;
- умовами доставки суміші у вироблений простір та режимом зведення закладного масиву;
- економічною доцільністю.

Виходячи з викладеного, тверді закладальні суміші повинні задовольняти такі основні вимоги:

- забезпечувати проектну міцність штучного масиву, що зводиться у задані терміни твердіння;
- забезпечувати здатність транспортуватися трубами без розшарування, а також зберігати зв'язність та однорідність структури під час заповнення виробленого простору;
- гарантувати необхідну довжину розтікання у виробленому просторі та повному заповненню останнього;

- мати мінімальне усадження суміші при її твердінні;
- бути економічно конкурентоспроможними.

Основними реологічними характеристиками заклад очних твердіючих сумішей, що забезпечують ці вимоги, є: рухливість, в'язкість, гранична напруга зсуву, кут розтікання.

Описані вище параметри закладної суміші надають суттєвий вплив на режим транспортування суміші та структуру споруджуваного штучного закладного масиву.

### 3.2 Дослідження впливу компонентів закладної суміші на міцність закладки

На міцність штучного закладного масиву найбільше істотний вплив мають такі фактори:

- активність в'язучої речовини та її кількість в одиниці об'єму твердіючої суміші;
- якість, гранулометричний склад заповнювача, а також його кількість в одиниці обсягу суміші;
- кількість та якість води (водо-в'язуче ставлення);
- спосіб змішування компонентів;
- спосіб транспортування та укладання закладної суміші;
- умови твердіння;
- вік твердіння.

Аналіз взаємозв'язку між зазначеними факторами та реологічними, міцнісними характеристиками закладки є актуальним завданням для наукових досліджень.

З метою оцінки впливу різних технологічних параметрів на властивості закладної суміші, було здійснено комплекс досліджень, зокрема, вивчався вплив водо-в'язучого відношення, витрат в'язучого та способу приготування суміші.

### *3.2.1 Вплив на міцність закладення водо-в'язучого відношення*

З'ясування цієї залежності важливе не тільки для оподаткування необхідної міцності закладного масиву. Важливе значення має водянє ставлення для забезпечення необхідної транспортабельності закладної суміші. Захоплення водовмісту суміші до певної межі покращує транспортабельність суміші. Однак міцність затверділої закладки при перенасиченні її водою суттєво зменшується. Тому тут є обмеження, які повинні забезпечувати обидва параметри: транспортабельність та міцність.

Водов'язуче ставлення характеризує відношення маси води до маси в'язучого у свіжоприготовленій суміші, причому враховується лише вільна не поглинена заповнювачем вода. Для твердіння закладної суміші цілком досить 15-20% води від маси в'язучого. Водночас для надання твердої закладної суміші необхідної рухливості, в неї додає значно більше води – 400-500 л/м<sup>3</sup>, що становить водов'язуче відношення 3-4, так як при водо-в'язучому відношенні 0,15-0,2 закладна суміш виходить практично сухою. При існуючих змішувальних пристроїв компоненти суміші неможливо ретельно перемішати і суміш є абсолютно нетранспортабельною. Як показали дослідження, залежність міцності затверділої закладки від водов'язучого відношення дотримується лише у певних межах. При дуже низьких водо-в'язучих відносинах навіть за підвищених витрат в'язучого не вдається отримати необхідну густину закладки. При значному зменшенні водо-в'язучого відношення міцність закладки починає зменшуватися та не відповідає вимогам.

Вміст води у суміші одна із визначальних чинників. Технологія закладних робіт, що існує на гірничих підприємствах характеризується наявністю у сумішах значної кількості води (450-550 л/м<sup>3</sup>) при витраті в'язучого 150-300 кг/м<sup>3</sup>. Це різко знижує міцність штучного масиву та погіршує техніко-економічні показники застосування систем розробки з закладкою, що твердіє. Високий водоміст суміші обумовлює значне усадку закладного масиву (на 6-10%).

Масова частка твердого в заставній суміші є одним з головних параметрів, збільшення якого являє собою суттєвий резерв для зменшення витрати в'язучого при забезпеченні необхідної міцності закладання.

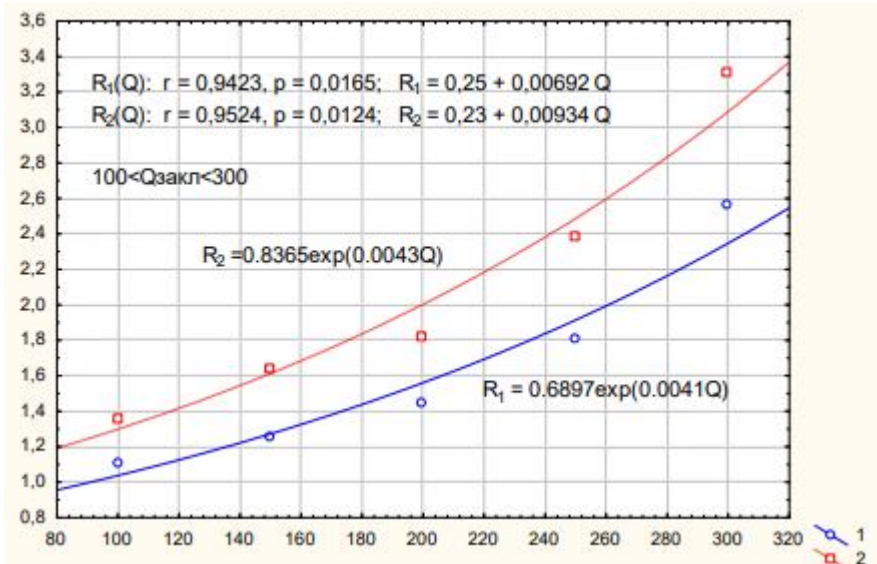
### *3.2.2 Вплив витрати в'язучого на міцність закладки*

В'язуче в закладній суміші необхідне для зв'язування в моноліт зерен наповнювача. Це відбувається в результаті хімічних реакцій при гідратації зерен в'язучого. В'язуче також створює основу для рухливості закладної суміші, що забезпечує її транспортабельність.

В'язкий цемент в даний час дуже дорого коштує, тому для досягнення економічної ефективності закладних робіт важливо отримати необхідні міцнісні та реологічні характеристики суміші та затверділого штучного масиву при мінімальній витраті в'язучого. Це можливо при рівномірному розподілу в'язучого в обсязі суміші та раціональне використання його активності.

Для отримання штучного масиву міцністю 4...5 МПа ця марка завищена, оскільки теоретично достатня марка в'язучого 200-250. З цією метою ефективно зниження марки цементу шляхом додавання до заводського цементу вапна. Це дозволяє знизити витрати дорогого цементу за збереження необхідних якісних характеристик в'язучого.

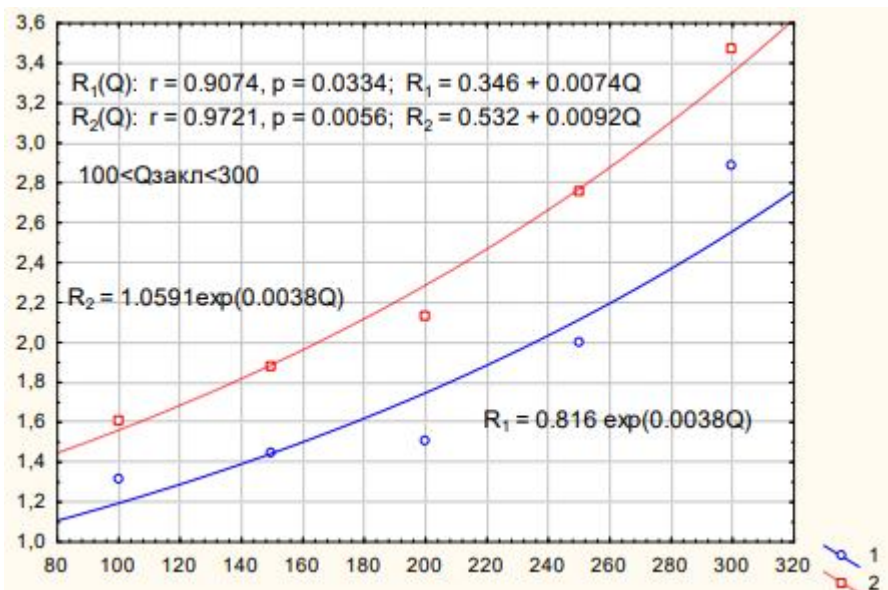
З метою встановлення впливу витрати, в'язучого та способів приготування суміші на міцність закладки були проведені спеціальні експерименти, результати яких представлені на рисунках 3.1-3.4.



Витрата цементу (Q), кг/м<sup>3</sup>

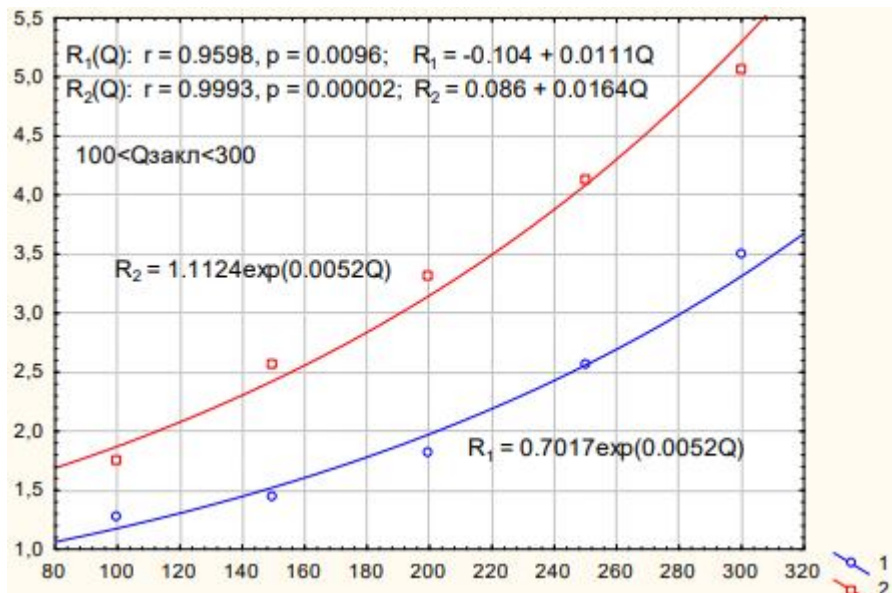
1-суміш приготована в лопатовому змішувачі; 2- у кульовому млині

Рисунок 3.1- Залежність міцності закладки віком 28 діб від витрати цементу з масовою часткою твердої фази у суміші 70%



Витрата цементу (Q), кг/м<sup>3</sup>

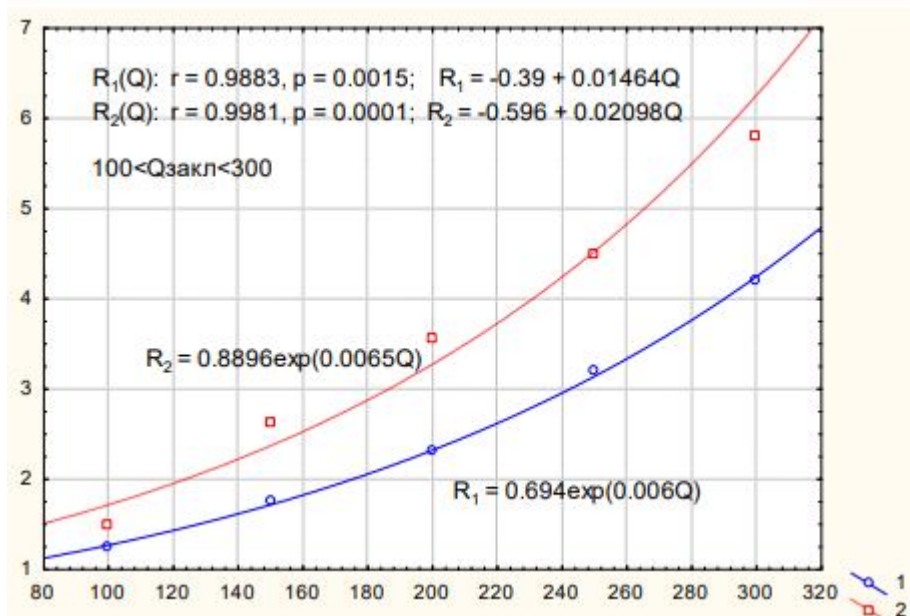
Рисунок 3.2- Залежність міцності закладки віком 28 діб від витрати, в'язучого з масовою часткою твердої фази в суміші 75%



Витрата цементу (Q), кг/м<sup>3</sup>

1-суміш приготована в лопатовому змішувачі; 2- у кульовому млині

Рисунок 3.3- Залежність міцності закладки віком 28 діб від витрати в'язучого з масовою часткою твердої фази в суміші 80%



Витрата цементу (Q), кг/м<sup>3</sup>

Рисунок 3.4- Залежність міцності закладки віком 28 діб від витрати в'язучого з масовою часткою твердої фази в суміші 83%

Аналіз результатів експериментів показав, що витрата в'язучого неоднаково впливає на міцність закладки. При відносно низькій масовій частці твердого в суміші (70-75%) зміна витрати в'язучого з 200 до 300 кг/м<sup>3</sup>

призводить до збільшення міцності в 1,5...1,7 рази, а зі збільшенням частки твердого до 80% у 2,2 рази.

Істотний вплив на міцність закладки має також режим сумішоутворення, що залежить від характеристик змішувального обладнання.

#### 4 ВІДБІЙКА РУДИ НА КОНТАКТІ З ЗАКЛАДКОЮ ПРИ РОЗРОБКИ ПІДКАР'ЄРНИХ ЗАПАСІВ

Одним із найважливіших питань переходу до підземної розробки є доопрацювання підкар'єрних та приладових запасів із закладкою. Проблема є в тому, що запаси, що залишаються, як правило, мають складну конфігурацію, що змінюється як у висоті, і по ширині. Крім того, їх відпрацювання, як правило, супроводжується складними геотехнічними умовами та високими ризиками обвалів. Фактично ці ділянки можна розглядати як окремі рудні тіла, для ефективного відпрацювання яких потрібно об'єднання цих фрагментів у єдину копальню. Це не завжди вдається здійснити, і доопрацювання ведеться кількома відокремленими ділянками з досить низькою продуктивністю та ефективністю.

При переході з відкритих робіт на підземні під час розробки покладів відомі приклади з вітчизняної та зарубіжної практики, коли між відкритими та підземними роботами утворюється єдиний вироблений простір. Камери, відпрацьовані з дна кар'єру та підземних виробок, не мають стель і виходять безпосередньо в кар'єр. Існують два основні варіанти утворення єдиного виробленого простору з кар'єром. У першому випадку при підземному доопрацюванні руд безпосередньо під дном кар'єра між кар'єром та підземними виробками залишають підкар'єрну стелю, яку згодом обрушують у міру випереджальної виїмки руд підземними камерами.

Стелю обрушують, використовуючи буріння кар'єрними верстатами з дна кар'єру та шахтними буровими установками з підземних виробок.

У другому варіанті підкар'єрний блок водночас обурюють із дна кар'єру та з підземних бурових виробок глибокими свердловинами діаметром 200...300 мм і глибиною 30...100 м.

Обурювання та підготовку блоків ведуть різними варіантами систем: поверхово-камерної, підповерхових та поверхових штреків і т. п. Незалежно від застосовуваної системи розробки під дном кар'єра утворюють відкриті камери висотою від 40 до 300 м. У ряді випадків для зменшення втрат руд у



неробочих бортах кар'єру, розташованих безпосередньо вище за рівень дна кар'єру, виробляють одночасне обвал і борт кар'єру.

#### 4.1 Аналіз робіт з відбійки руди на контакті із закладкою

Найбільш перспективним напрямом, з погляду скорочення втрат і розбіжності руди є застосування систем розробки з закладкою виробленого простору.

Тому нами для відпрацювання даного родовища комбінованим способом була запропонована система розробки з камерною виїмкою та закладкою, з поетапним відпрацюванням. Важливо відпрацювання рудних тіл такими системами є наступний ланцюжок. Запаси руди в межах поверху виймають камерами в кілька черг із залишенням рудних ціликів і заповненням виробленого простору сумішами, що твердіють.

Згодом рудні цілики (камери наступних черг) витягують під охороною штучних. Ідентичність параметрів камер, що відпрацьовуються в різні черги, дозволяє застосовувати одну технологію ведення очисних робіт і сприяє поліпшенню техніко-економічних показників по системі. Для різних стадій відпрацювання необхідні різні склади закладної суміші, з різними характеристиками міцності, які було визначено у ході лабораторних досліджень. Необхідна міцність штучного масиву під час розробки родовища складає:

- камер I черги – 2,6 МПа;
- камер II черги – 3,0 МПа;
- камер III черги – 4,25 МПа.

Однак, при системах розробки із закладкою при відбійці руди закладковий масив може бути пошкоджений внаслідок підривання свердловин.

На багатьох рудниках розубоювання руди закладним матеріалом призводить до різкого погіршення вилучення металів при збагаченні (втрати

при збагаченні зрівнянні з розубоюванням при видобутку). Іноді збитки від зниження вилучення при збагаченні через розбіжність закладним матеріалом може значно перевищувати всю суму витрат на закладку.

Тому, відбійка руди на контакті з закладкою, що твердіє, питання дуже серйозне. Тому що закладний матеріал, потрапляючи в руду, знижує вилучення металу в концентрат. Розубоювання руди закладним матеріалом на 1% знижує вилучення руди у концентрат на 3%. Тому в першу чергу необхідно вживати заходів щодо зменшення розбіжності руди закладним матеріалом.

На руднику Булянхулу в Танзанії спостерігалися високі показники втрат та розбіжності. Було прийнято рішення використати пастову закладку та змінити параметри буропідливних робіт (БВР).

Для кожного типу порід, та також у контактних зонах використовувалися різні параметри: довжини свердловин та зарядів, різні уповільнення і навіть типи вибухових речовин.

В результаті розрахунків та кількох тестових вибухів вдалося зменшити розубоювання, переважно за рахунок зміни параметрів БВР, а втрати за рахунок використання закладки та зменшення кількості ціликів.

Група австралійських вчених проводила дослідження і спробувала моделювати механізм роззбіжування руди закладним матеріалом при відбійці на контакті з використанням відомої консалтингової компанії та програмного забезпечення. Автори вважали кількість матеріалу, симулювали механізм самого розубоювання. Загалом результати по кількості розбіжності не дуже відмінні, але механізм передбачити не є можливим через відмінності фізикумеханічних властивостей порід у просторі, неточностей у бурінні, зарядці, людських факторів і т.д.

Розубоювання руди було однією з головних проблем на підземному руднику СиндесареХурд компанії Хіндустан Цинк, Індія. Вплив розубоювання руди, як безпосередньо, так опосередковано відбивався на повній собівартості виробництва. В результаті повного перегляду всіх циклів

від моделювання рудних тіл та змістів, до проектування камер їх черговості, і найголовніше буріння та відбійки були отримані позитивні результати. Розубоювання на руднику знизилося з більш ніж 17% у 2011 році до 5% у 2014-2015 роки.

Застосування пошарової відбійки руди в затиску та торцевим випуском для повторення при відбійці складного геологічного контуру та повного вилучення руди недостатньо обмежувати вибором мінімальних розмірів відпрацьованих шарів. Технологічні процеси з відбійки та випуску при цій системі своєрідно пов'язані з морфологією оруднення, тому для якісного виконання процесів необхідно створити відповідні умови. Так, для відбивання руди необхідно забезпечити оголену поверхню та компенсаційний простір у напрямку відбійки з потрібними параметрами. Таким чином, з метою зменшення втрат і розубоювання руди, технології комбінованого відпрацювання рудних тіл складної будови повинні передбачити створення оголеної поверхні та необхідного компенсаційного простору для приконтурних ділянок шару шляхом буріння свердловин (найточніше повторюють мінливий контур оруднення) з dna кар'єру та з підземних виробок та оптимальним розташуванням випускних виробок.

В основу наступного способу закладено спосіб підземної розробки рудних тіл з високою мінливістю контуру рудного тіла. Сутність способу полягає в випереджальній відбійці секцій у контурів рудного тіла з метою створення для приконтурних ділянок оголеної поверхні. Потім відбивається частина шару, що залишилася. Відпрацювання провадиться наступним чином. Після завершення відкритих гірничих робіт з кар'єру розбурюються свердловини паралельно контуру рудного тіла на відстані до 4-6м від лежачого боку та до підземного буро-доставкового горизонту. Решту шару, розташовану біля висячого боку, обурюють з підземного виробітку. При цьому межа відбійки між двома секціями розташовується паралельно контуру лежачого боку рудного тіла. Першим вибухає прошарок, обурений з підземного вироблення. Для створення необхідного розпушення руди

виробляють частковий випуск (15-20% від запасів секції) з підземного вироблення, розташованого біля висячого боку. Потім підривають частину біля лежачого боку. Відбійка другої секції, обурену з кар'єру, виробляють на оголену поверхню короткосповільнено, збільшуючи інтервал уповільнення між рядами свердловин від оголеної поверхні до контуру. Після закінчення відбійки всього прошарку виробляють випуск руди та переходять на наступний прошарок. В результаті втрати руди на виїмковому контурі знижуються в 3-4 рази, а розубожування на 15-20% порівняно із звичайною технологією.

#### 4.2 Технологія заряджання вієрів свердловин при відбійці руди на контакті із закладкою

Напружено-деформований стан масиву гірських порід у районі закладеної камери формуються з урахуванням напрямку дії максимальної та мінімальної напруги. З іншого боку, під час ведення свердловинної відбійки руди на контакті із закладкою, тобто в контактованій зоні руда – закладка, відбувається дія хвиль напруги що виникають при детонаційному тиску, що руйнує як гірський, так і закладковий масив.

Крім того, як вказано «Для найбільш ефективного використання що полягає в газах вибуху енергії при відбиванні порід на паралельну відкриту поверхню процес тріщиноутворення в руйнованому середовищі внаслідок дії ударних хвиль, що виникають при детонаційному тиску, повинен дещо випереджати час початку розширення газів у зарядній порожнині, тобто. має витримуватися умова»:

$$t_{\text{раз}} \leq t_{\text{рас}}$$

де  $t_{\text{рас}}$  - час початку розширення газу вибуху у вибуховій порожнині з моменту ініціювання заряду;

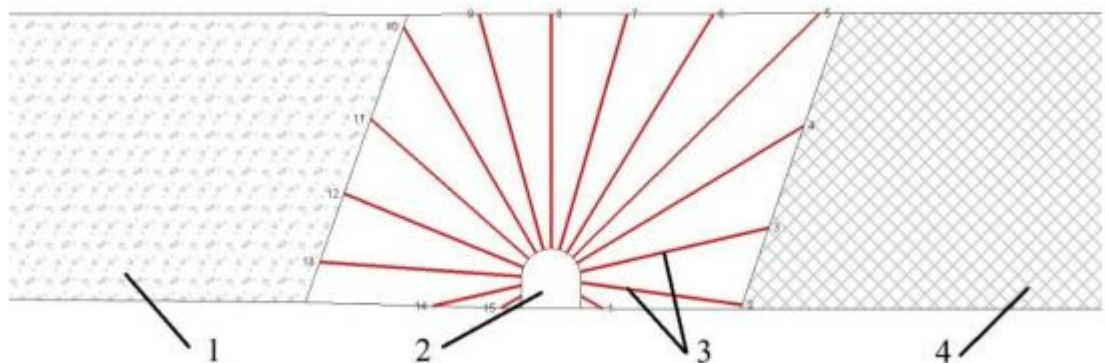
$t_{\text{раз}}$  – час початку руйнування масиву.

Звідси виникає питання про необхідність ефективного використання газу вибуху в умовах відбійки руди на контакті із закладкою.

З вищевикладеного випливає, що під час вибуху в контакті масив - закладка має бути мінімальна напруга, але в той же час віялові свердловини за допомогою вибуху повинні відокремити гірську породу від масиву.

Таким чином, зусилля, що додається, на відділення гірських порід від масиву має бути мінімальним, що відповідно дозволяє знижувати виникнення напружено-деформованого стану закладного масиву, що у свою чергу знижує її руйнування та розбиття руди закладним масивом.

На малюнку 4.1 показано крутопадаюче рудне тіло, відпрацьований прошарок, який закладений твердіючою закладкою (1), збурені віялові свердловини (3) на контакті із закладкою з одного боку та невідпрацьоване рудне тіло з іншого боку (4).

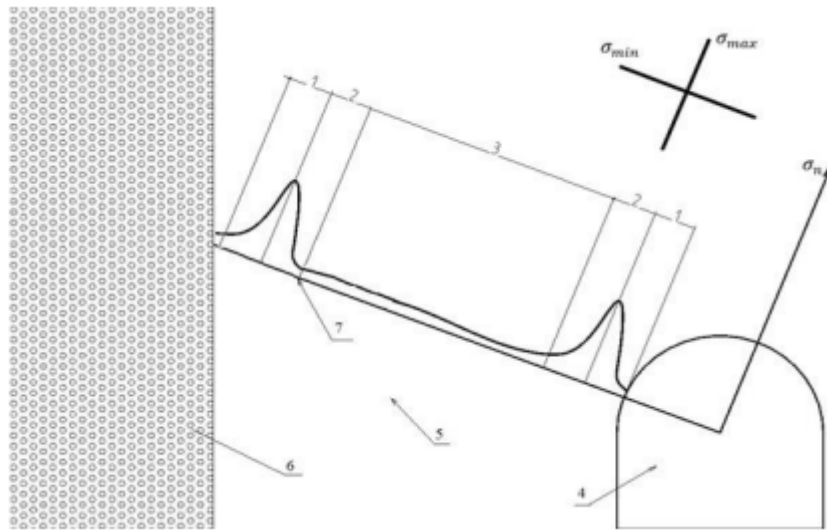


1 - відпрацьований шар руди, закладена закладкою, що твердіє; 2 - бурове вироблення; 3-віялові свердловини; 4 – рудне тіло

Рисунок 4.1-Схема відпрацювання рудопадаючого крутопадаючого тіла

Відомо, що у ближній зоні закладених закладкою камер виникає різний напружено-деформований стан масиву гірських порід під впливом гравітаційних сил, залежно від напрямку дії основних напружень та ослаблення стійкості порід під впливом масових вибухів У зв'язку з цим напруга, необхідна для руйнування масиву гірських порід навколо закладених камер, що створюється за допомогою підричних робіт, може бути різним.

На малюнку 4.2 показано теоретичний розподіл вертикальних напруги вздовж свердловини, розташованої в напрямку дії мінімальної головної напруги.



1- зона розвантаження; 2 – зона концентрації напруги; 3 – зона рудного масиву, яка перебуває у природному напруженому стані; 4-бурове вироблення; 5 -рудний масив; 6 – закладний масив; 7 - контрольна свердловина

Рисунок 4.2 - теоретичний розподіл вертикальної напруги вздовж свердловини, розташованої у напрямку дії мінімальної головної напруги

З малюнка 4.2 видно, що у ближній зоні до закладних масивів напружено-деформований стан масиву знижується, а при подальшому збільшенні цієї відстані напружено-деформований стан масиву збільшується і досягає максимальної величини, після чого знижується до напруженого стану у природному масиві, а потім у ближній зоні бурової виробітку знову зростає.

Для дослідження розподілу напруги вздовж свердловини, розташованої у напрямку дії сумарної напруги було проведено комп'ютерне моделювання з використанням програми Examine2D.

На рисунку 4.3 наведено сумарні напруги (із зоною розвантаження) для камер першої черги після закладки. Як видно, менша напруга від виїмки руди камери першої черги припадають на середину камери, а максимальні - до верхнього та нижній кут камери першої черги.

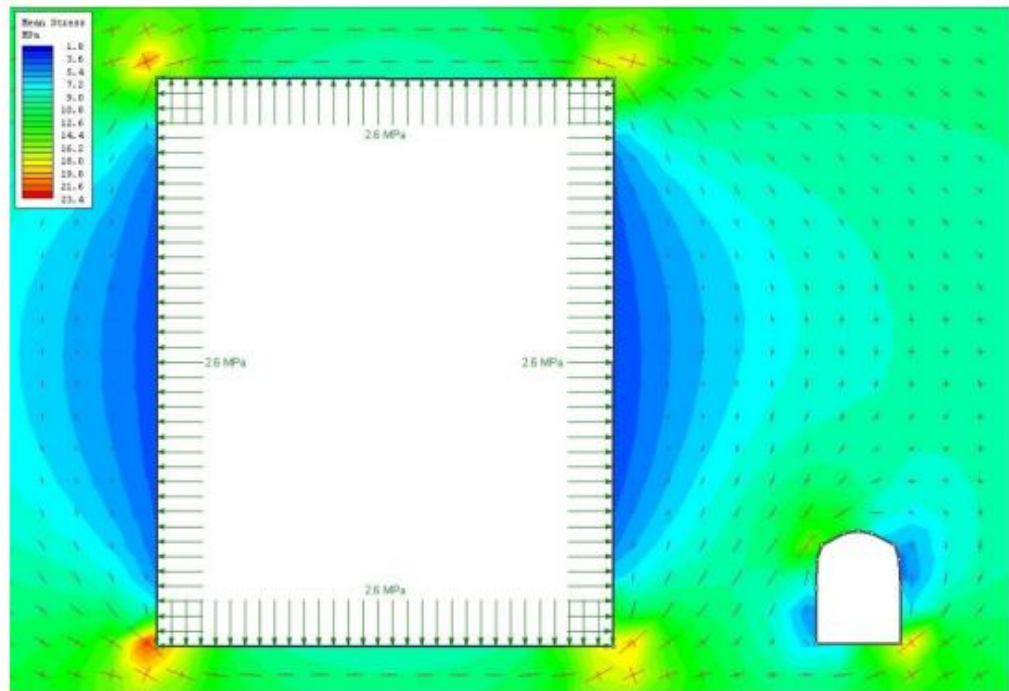


Рисунок 4.3- Напруги навколо закладеної камери та бурового вироблення

З огляду на це можна зробити висновок, що необхідні величини незараженої частини деяких віялових комплектів свердловин у їхній донній частині мають бути встановлені з урахуванням довжини зони розвантаження.

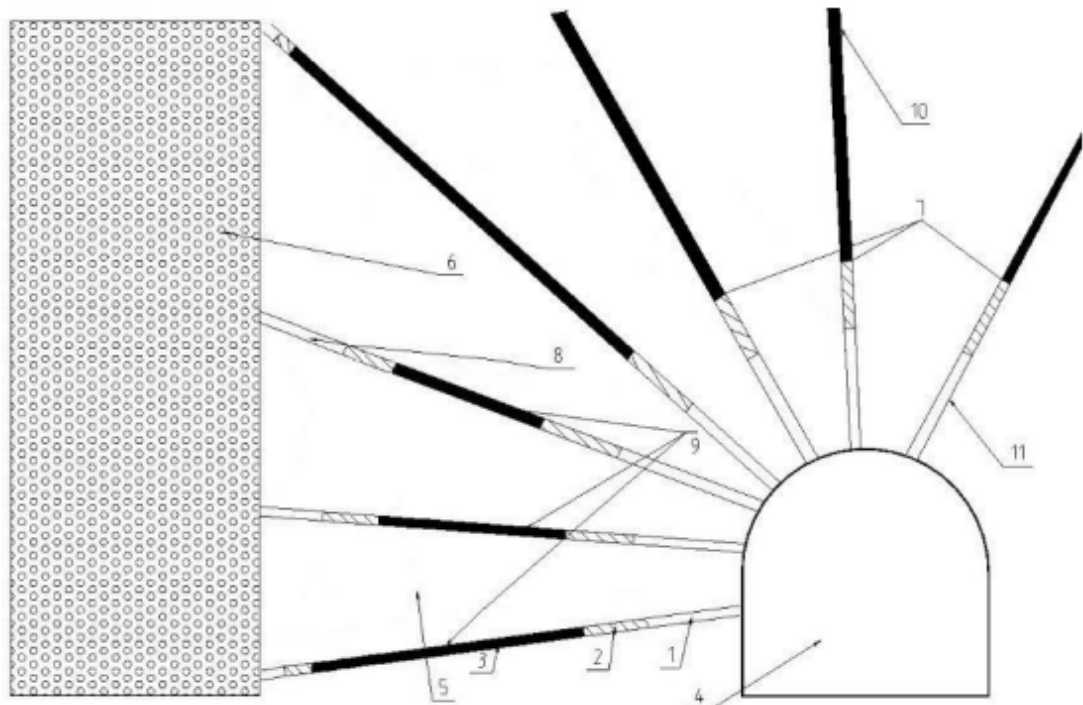
#### 4.3 Запропонована схема розташування зарядів при відбійці руди контактні із закладкою

У найбільш жорстких умовах знаходиться прошарок закладного масиву контакту з корисними копалинами. У процесі виїмки рудних запасів контактний шар витримує максимальні навантаження від вибухів, а при його оголенні на поверхневий шар діє навантаження від гірського тиску та тиску із боку закладного масиву. Вплив вибухових хвиль проявляється в цих умовах у вигляді вивалів та обвалів бетонної закладки, що викликає збільшення розбіжності руди та призводить до підвищеної небезпеки гірничих робіт. Дослідженнями було встановлено, що за застосування камерної системи з відбійкою руди свердловинами та із закладкою, найменш напружено-

деформованою частиною масиву в контактi з закладкою є середня частина масиву в камерi другої черги, а найбільше навантаженою частиною – верхня та нижня частини камери. В результаті було визначено розподіл вертикальних напруг уздовж свердловини, розташованої у напрямку дії мінімальної головної напруги.

Враховуючи цей факт і для зниження розубожування руди було встановлено незаряджувана частина деяких віялових комплектів свердловин у їхній донній частині на величину довжини зони розвантаження.

На рисунку 4.4 представлено рекомендовану схему розташування свердловин та розміщення в них ВР.



1-зона розвантаження; 2 – зона концентрації напруги; 3 – зона рудного масиву; 4- бурова виробка; 5 – рудний масив; 6- закладний масив; 7 – вибухові свердловини, у рудному масиві; 8 – вибухова свердловина, орієнтована у напрямі дії  $\sigma_{\min}$ ; 9 – вибухові свердловини, що контактують із закладним масивом; 10-величина недозаряду вибухових свердловин у донній частині; 11-величина недозаряду вибухових свердловин у них донної частини;  $\sigma_{\max}$   $\sigma_{\min}$  - відповідно, максимальні та мінімальні головні напруги

Рисунок 4.4- Схема розташування свердловин і розміщення в них ВР



За результатами досліджень була отримана залежність недозаряду від загальної довжини свердловини. Результати відображені у таблиці 4.1

Таблиця 4.1 - Залежність недозаряду від загальної довжини свердловини

№ п/п	Лсв, м	Інд, м	Коефіцієнт недозаряду
1	6,2	0,4	0,26
2	8,1	0,6	0,3
3	13,0	1,0	0,34
4	9,3	0,7	0,31
5	10,4	0,8	0,33
6	11,5	0,9	0,34

За отриманими результатами було побудовано графік, представлений на рисунку 4.5.

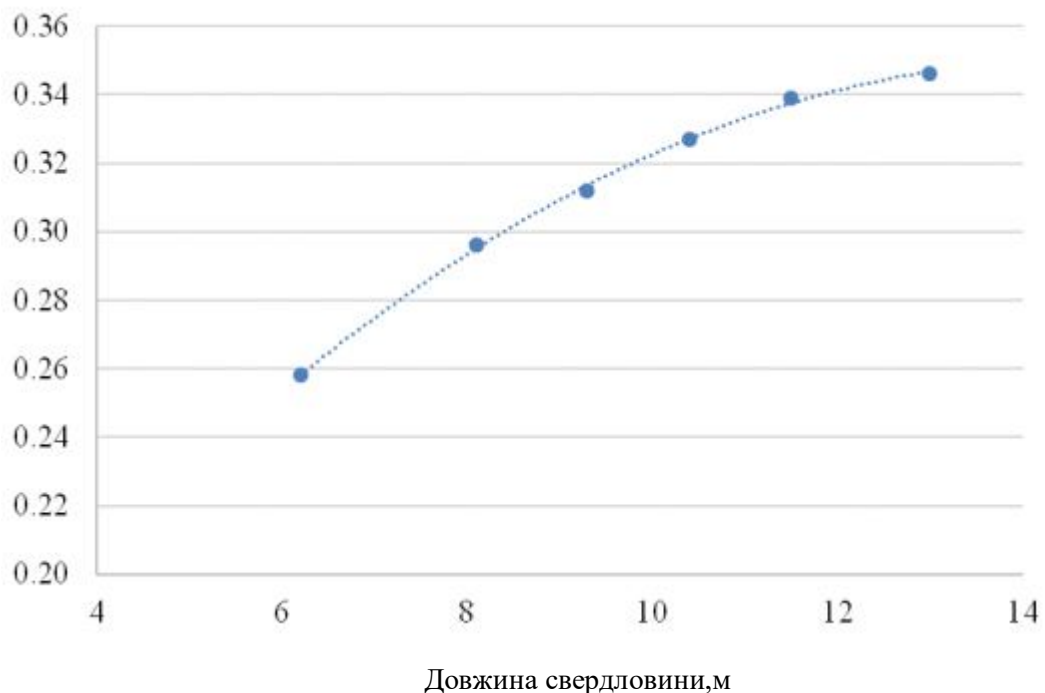


Рисунок 4.5 - Залежність коефіцієнта недозаряду свердловин із боку закладного масиву від довжини свердловини

Статистична обробка даних експериментів дозволила отримати залежність величини коефіцієнта недозаряду від довжини свердловини

$$K_{\text{нед}} = -0.0013 \times L_{\text{скв}}^2 + 0.04 \times L_{\text{скв}} + 0.07$$

$$6 < L_{\text{скв}} < 13.$$

де  $L_{\text{скв}}$  - Довжина свердловини в метрах;

$K_{\text{нед}}$  – сумарний коефіцієнт недозаряду.

Цю технологію необхідно виконати у наступній послідовності.

Використовуючи вихідні дані, а саме фізико-механічні властивості руди та вміщуючих порід, глибину розробки, параметри камери та бурової виробки розраховується сумарна напруга на контакті сусідніх камер. Сумарна напруга та параметри камер та бурової виробітки заносяться з урахуванням масштабу. З огляду на те, що інтенсивна зона розвантаження становить 0,2-0,25 від величини нормальної напруги, визначаємо величину недозаряду свердловин у їхній донній частині.

Таким чином, визначення величини заряду з урахуванням напружено деформованого стану масиву дозволяє знизити питому витрату ВР, втрати та розубоювання руди закладним матеріалом.

#### 4.4 Очікувана економічна ефективність

Очікувана економічна ефективність використання запропонованих технологій розраховується з урахуванням зниження розбіжності руди закладною сумішшю від вибухових робіт на контакті із закладкою, економії цементу в закладній суміші:

$$\mathcal{E} = \mathcal{E}_p + \mathcal{E}_c - \mathcal{Z}_d, \text{ грн.}$$

де  $\mathcal{E}_p$  - економія коштів від зниження розбіжності закладкової руди сумішшю від вибухових робіт;

$\mathcal{E}_c$  - економія коштів за рахунок зниження кількості цементу в закладній суміші під час використання добавки;

$\mathcal{Z}_d$  - Витрати придбання добавки.

Економія засобів від зниження розбіжності руди закладною сумішшю від вибухових робіт визначається:

$$\mathcal{E}_p = (Q_{pb} - Q_{pn}) \times Z_p, \text{ грн.}$$

де  $Q_{pb}$  і  $Q_{pn}$  - відповідно обсяги розбіжності закладної суміші при базовому та запропонованому технологіях, т;

$Z_p$  – витрати на доставку, транспортування та інші операції разубоженої закладної суміші, т/т.

$$\mathcal{E}_p = (25000 - 15000) \times 3060 = 30600000 \text{ грн}$$

Економія коштів за рахунок зниження кількості цементу в закладній суміші при використанні добавки:

$$\mathcal{E}_c = (q_b - q_n) \times Q_{z\&C}$$

## ВИСНОВКИ.

У даній роботі надано вирішення актуальної проблеми відпрацювання підкар'єрних та приладових запасів руди при комбінованій розробці родовищ корисних копалин.

Дослідження дають підстави стверджувати наступні висновки.

1. Проведений аналіз світового досвіду виїмки підкар'єрних та приладових запасів руди дозволяє зробити висновок про те, що ефективним способом відпрацювання руди, що знаходиться під дном кар'єра та в його бортах доцільно застосувати поверхово-камерну систему розробки з закладкою виробленого простору, що твердіє, і стадійною виїмкою.

2. Встановлено раціональну міцність закладки з урахуванням стадійності виїмки камер. Необхідна міцність штучного масиву під час розробки складає:

- для закладання камер I черги – 2,6 МПа;
- для закладання камер II черги – 3,0 МПа;
- для закладання камер III черги – 4,25 МПа.

3. Міцність штучного закладного масиву має задовольняти умові стійкості вертикальних відслонень з урахуванням стадійності виїмки камер. Наприклад, зі зміною висоти відслонення від 5 м до 40 м, міцність закладного масиву змінюється від 1,2 МПа до 4,0 МПа.

4. Для отримання закладних сумішей, що забезпечують необхідну рухливість та міцність закладного з метою зниження витрат як заповнювач доцільно використовувати місцеві флотаційні хвости з хвостосховища та відсів дробильносортувальної фабрики, а як в'язучий – суміш портландцементу з вапном.

5. Встановлено, що добавка до закладкової суміші поверхнево-активної речовини PozzolithMR 55 у дозуванні 1,0 л/м<sup>3</sup> закладної суміші, покращує її рухливість на 20% та сприяє підвищенню міцності на 12-15%.

6. Розроблено методику та запропоновано раціональні склади закладних сумішей для закладки камер при виїмці підкар'єрних та

приладових запасів, що забезпечують безпечну та економічно доцільну технологію гірничих робіт.

7. Запропоновано технологію відбіювання руди на контакті із закладним масивом, з урахуванням зони розвантаження. При цьому величину частини, що не заражається віялових комплектів свердловин у їхній донній частині з боку закладного масиву необхідно приймати рівною довжиною зони розвантаження. При довжині свердловини від 6м до 13м, величину недозаряду з боку закладного масиву необхідно приймати від 0,4 м до 1,0 м.

## СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

- 1 Крупник Л.А., Юсупов Х.А., Абен Х.Х. Ринок золота: стан та перспективи// Гірський журнал Казахстану. - 2016. - №1. - С. 5-9.
- 2 Абен Х.Х. Формування закладного матеріалу з урахуванням зміни його властивостей // Міжнародна конференція «Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі». – Кривий Ріг, 2016. – 101 с.
- 3 Мухтаров Т.М. Комбінований спосіб розробки родовищ корисних копалин. Наука,1988. - 230 с.
- 4 Каплунов Д.Р., Калмиков В.М., Рильникова М.В. Комбінована геотехнології. - М: Видавничий дім «Руда і метали», 2003. - 560 с.
- 5 Терентьев В.І., Чорних А.Д. Комплексна відкрито – підземна розробка підкар'єрних та прибортових запасів рудних родовищ –, 1988. - 244 с.
- 6 Романько О.Д., Романько О.О. Зменшення втрат та засмічення руди при відпрацюванні приладових запасів підземним способом із засипкою кар'єру (Тези) // Комбінована геотехнологія: розвиток способів видобутку та безпека гірничих робіт. - 2003. - С. 80-81.
- 7 Амінов В.М. Розвиток технології розробки підкар'єрних запасів на потужних рудних родовищах в умовах Півночі: дис.док.техн.наук. - Апатити, 2000. - 285 с.
- 8 Івашов Н.А. Обґрунтування способів відкриття запасів за контурами кар'єрів під час комбінованої розробки родовищ: дис. канд.техн.наук. -, 2007. -169 с.
- 9 Рильникова М.В., Зінуров А.В. Обґрунтування технології відпрацювання законтурних запасів на підставі південно-східного борту кар'єру комбінованими гірничими роботами // Гірські науки межі 21 століття: зб наук. тр., 1997. - 3. 67-72.
- 10 Соловйов А.А., Зобнін В.І. Схеми виїмки законтурних запасів руди на кар'єрах // Гірський журна. – 2007. – №5. - 3. 12-14.

11 Гордєєв П. Системно-оптимізаційна оцінка комбінованих геотехнологій, 2000 – 151 с.

12 Коротких Л.М., Лубенець Н.П., Сашурін А.Д., Беркутов В.А. Проблеми комбінованого способу розробки залізородного родовища // Гірський журнал. – 1985. – №9.

13 Зурков П.Е. Класифікація відкрито-підземних методів розробки перехідних поверхів // Дії промислових вибухів на гірський масив порід та споруд. – 1965. – Вип. 51.- С. 49-55.

14 Волков Є.С. Вибір параметрів підповерхового обвалення та режиму випуску руди під час повторної розробки похилих покладів: автореф. канд.техн.наук. -М., 1978.

15 Тітов В.Д. Ярусний спосіб розтину та підготовки поверхів в умовах шахт Криворізького басейну // Гірський журнал. – 1973. – №8.

16 Некерова Т.В. Геомеханічне обґрунтування параметрів бортів кар'єрів під час комбінованої розробки рудних родовищ: дис. канд. техн. наук., 2010. – 163 с.

17 Ярмухаметов З.Г. Обґрунтування технології підземної розробки приконтурних запасів кар'єрів дис. канд. техн. наук., 1998. - 185 с.

18 Шеховцов В.С. Створення технології розробки складно структурних покладів під потужними пухкими відкладеннями із захисним шаром руди: дис. док. техн. наук., 1997. – 308 с.

19 Хом'яков В.І. Зарубіжний досвід закладки на копальнях. - М: Надра,1984. – 224 с.

20 Кравченко В.П., Куликов В.В. Застосування твердіє закладки при розробці рудних родовищ: Надра, 1974. - 200 с.

21 Крупник Л.А., Агапова Н.П., Абдікалікова Р.С. Поліпшення реологічних характеристик твердіючих закладних сумішей та зміцнення закладних масивів добавкою поверхнево-активних речовин // ВісникКазНТУ. – Алмати, 2011. – №2. - С. 160-165.

22 Brady Rock B.H.G. *Mechanics: For Underground Mining*. - Springer Science& Business Media, 2012. - 528 p.

23 Ping Wang, Huiqiang Lia, Yan Lib. Bo Cheng *Stability analysis of backfilling in subsiding area and optimization of the stoping sequence // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. – 2013. – Vol. 5, issue 6. - P. 478– 485.

24 Chilala G.C., de Assuncao J., Harris R., Stephenson R.M. 'Initial effects of improved drill and blast practices on stope stability at Acacia's Bulyanhulu Mine', in Y Potvin (ed.), *Proceedings of the International Seminar on Design Methods in Underground Mining*. – Perth: Australian Centre for Geomechanics, 2015. - P. 241- 254.

25 Veenstra R.L. *A methodology for predicting dilution of cemented paste backfill*', in Y Potvin (ed.), *Proceedings of the International Seminar on Design Methods in Underground Mining*. – Perth: Australian Centre for Geomechanics, 2015. - P. 527-539.

26 Dutta S., Lal A., Chittora V., Chordia L., Tailor D. *Ore dilution control practised at Sindesar Khurd Mine of Hindustan Zinc Ltd*', in Y Potvin (ed.), *Proceedings of the International Seminar on Design Methods in Underground Mining*. – Perth: Australian Centre for Geomechanics, 2015. - P. 553-568.

27 Ajoy K. Ghose, Akhilesh Joshi *Blasting in Mining*. – New Trends; CRC Press, 2012. - 150 p.

28 Баум Ф.А., Орленко Л.П., Станюкевич К.П. и др. *Фізика вибуху*. , 1975. - 704 с.

29 Aben Kh., Krupnik L.A., Shaposhnik Y.N. *Technology of blasting at the contact with backfilled stopes // Горный журнал Казахстана*. – 2017. - №11. - С. 4- 5.