

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

**О.М. Кузьменко
М.В. Петльований**



**РОЗРОБКА КРУТОСПАДНИХ РУДНИХ
ПОКЛАДІВ ІЗ ЗАСТОСУВАННЯМ
ТВЕРДІЮЧОГО ЗАКЛАДЕННЯ В УМОВАХ
ПІВДЕННО-БІЛОЗЕРСЬКОГО РОДОВИЩА**

Монографія

Дніпро
НТУ «ДП»
2020

Рекомендовано до друку
вченою радою НТУ «Дніпровська політехніка»
(протокол № 8 від 27.06.2019)

Рецензенти:

З.Р. Маланчук – доктор технічних наук, професор, заслужений діяч науки і техніки України, професор кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин Національного університету водного господарства та природокористування (м. Рівне);

К.К. Софійський – доктор технічних наук, професор, завідувач відділу проблем технологій підземної розробки вугільних родовищ Інституту геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України (м. Дніпро).

Кузьменко О.М.

К 89 Розробка крутоспадних рудних покладів із застосуванням твердіючого закладення в умовах Південно-Білозерського родовища: монографія / О.М. Кузьменко, М.В. Петльований; МОН України, НТУ «ДП». – Д.: ДП, 2020. – 103 с.

ISBN

Розглянуті питання раціональних параметрів камер складної форми другої черги відпрацювання запасів систем розробки із твердіючим закладенням з урахуванням напруженого стану конгломерату та порядку відпрацювання рудних запасів. Виконано моделювання на фізичних і математичних моделях із застосуванням чисельних методів для декількох десятків варіантів положення елементів високої очисної камери з дотриманням історії розвитку відпрацювання запасів в умовах Південно-Білозерського родовища залізних руд. Встановлено закономірності розподілу коефіцієнта концентрації еквівалентних напружень від просторового положення елементів камери, фізико-механічних властивостей масиву конгломерату в покрівлі, послідовності відпрацювання очисних камер у попері та за глибиною рудного покладу. Реалізовано методичний підхід до вибору технологічних параметрів розміщення підготовчих і нарізних виробок для камер другої черги відпрацювання запасів та їх конфігурації.

Для співробітників науково-дослідних інститутів і проектних організацій, інженерно-технічних працівників гірничорудних підприємств, а також може бути корисною студентам гірничих спеціальностей вищих навчальних закладів.

Іл. 25. Бібліогр.: 120 назв.

УДК 622.274.4
ББК 33.332

© О.М. Кузьменко,
М.В. Петльований, 2020
© НТУ «ДП», 2020.

ISBN 978-617-7540-88-4

*До 120-річчя кафедри
гірничої інженерії та освіти*

ВСТУП

На сьогодні широкого поширення на вітчизняних і зарубіжних рудниках набули системи розробки з твердіючим закладенням виробленого простору в різних гірничо-геологічних умовах, та дозволяє розробляти поклади родовищ у висхідному порядку.

Запорізький залізорудний комбінат розробляє Південно-Білозерське родовище багатих залізних руд, особливістю якого є наявність у товщі осадових порід семи водоносних горизонтів. Збільшення глибини ведення гірничих робіт та підвищення вимог споживачів до якості видобутої руди вимагає постійного вдосконалення параметрів систем розробки з твердіючим закладенням.

Питання стійкості відслонених поверхонь очисних камер є постійно актуальним у зв'язку з частими змінами гірничо-геологічних умов за простяганням та глибині залягання, а також при впровадженні інтенсифікації видобутку руди. Зміна форми високої очисної камери на більш складну форму, яка утворюється при зміні параметрів та об'єднанні камер другої і третьої черги відпрацювання запасів, вимагають розгляду питань стійкості контуру камери. У джерелах інформації результати дослідження даного питання розкриті недостатньо для прийняття технологічних рішень.

Стійкість відслонених різномодульних масивів високих очисних камер, що мають невеликі значення коефіцієнтів міцності, які впливають на показники вилучення та умови безпечного ведення гірничих робіт, є одним з визначальних питань ефективності видобутку руди на великих глибинах.

Таким чином, визначення раціональних технологічних параметрів у камерах складної форми другої черги відпрацювання запасів систем розробки з твердіючим закладенням і застосуванням самохідної гірничодобувної техніки є актуальним науковим завданням і вимагає наукового обґрунтування, використовуючи нові підходи до проектування високоефективних технологій.

Гірничодобувна промисловість України є потужним виробничо-господарським комплексом. Її економічний стан впливає на всі сфери виробництва, будучи лідером у динаміці розвитку, яка обумовлена сприятливою зовнішньою кон'юнктурою та поживавленням внутрішнього попиту на металопродукцію.

За даними геологічних служб, у Південно-Білозерському та Переверзевському родовищах, а також у Криворізькому басейні розвідані запаси залізних руд оцінюються в 32,2 млрд т.

Глибина залягання залізорудних покладів становить 2500 – 3000 м, довжина за простяганням коливається від декількох десятків до декількох тисяч метрів, а потужність – від 2 до 150 м [1 – 3].

У Росії підземним способом видобувають багаті руди чорних металів у кількості 10%, кольорових та рідкісних металів – 40%, а також 60% гірничо-хімічної сировини. В цілому, дольова участь підземних рудників у забезпеченні виробництва мінеральною сировиною становить 28 – 30%. Введення в експлуатацію в умовах Курської магнітної аномалії (КМА) Яківлівського рудника забезпечило видобуток декількох десятків мільйонів тон багаті залізної руди (вміст заліза до 72%) [4].

Протягом останнього десятиліття відбулися зміни в оцінці технології та систем розробки з твердіючим закладенням. Цьому, в першу чергу, сприяли наступні фактори:

- збільшення числа розроблюваних родовищ із складними гірничо-геологічними умовами, безпечна розробка яких можлива лише при заповненні очисного простору камер штучними матеріалами, здатними протидіяти гірському тиску, що розвивається;

- підвищення вимог переробних галузей промисловості до якості мінеральної сировини;

- зменшення запасів багатих руд у надрах сприяло повноті використання природних ресурсів, відпрацюванню родовищ корисних копалин з мінімальними втратами;

- прийняття закону про охорону землі, а також необхідність відпрацювання запасів корисних копалин під промисловими об'єктами або водоймами;

- досвід гірничорудної промисловості у використанні твердіючих сумішей, приготованих на основі місцевих в'язучих матеріалів (цементи різного роду, шлаки, зола ТЕЦ, ангідрити, сульфідні хвости збагачувальних фабрик, цементний пил та ін.);

- впровадження комплексної механізації та автоматизації при веденні видобувних і закладних робіт, створення механізованих заклад-

них комплексів, що забезпечують приготування й подачу твердіючої закладної суміші до 300 м³/год і більше.

Вирішення багатьох технічних і технологічних питань сприяло збільшенню об'єму видобутку залізних руд системами розробки з твердіючим закладенням. Досягнуто основного критерію гірничого виробництва – забезпечення об'ємів видобутку гірської маси з мінімальним збідненням та зменшенням накопичення промислових відходів.

На рудниках застосовуються технології, що забезпечують більші якісні та кількісні показники: високопродуктивні системи розробки з виділенням типів і сортів руди, в сукупності з іншими процесами, які підвищують якість рудної маси.

Мета рудника полягає у стимулюванні випуску товарної продукції, яка повністю задовольняє її споживачів за сортами і якістю при зниженні ціни. Це може бути забезпечено шляхом рудної підготовки за рахунок поетапного й спрямованого формування якості руди у процесі її видобутку та подальшого доведення до необхідного рівня в технологічній схемі рудника.

1.1. АНАЛІЗ ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНИХ УМОВ ЗАСТОСУВАННЯ КАМЕРНИХ СИСТЕМ РОЗРОБКИ РУДНИХ РОДОВИЩ З ТВЕРДІЮЧИМ ЗАКЛАДЕННЯМ

Сьогодні на вітчизняних і зарубіжних рудниках широкого поширення набули системи розробки з твердіючим закладенням виробленого простору. Різноманіття конструкцій систем уможливило застосовувати їх у різних гірничо-геологічних умовах. Це дозволяє вирішувати питання, пов'язані з відпрацюванням рудних покладів під населеними пунктами, промисловими спорудами та водоймами; здійснювати висхідне відпрацювання покладів і розробку родовищ, що залягають у складних гірничо-геологічних та гідрогеологічних умовах. Порівнюючи системи розробки з обваленням породного масиву й з твердіючим закладенням, можна констатувати, що втрати і збіднення руди у два – три рази менше, продуктивність праці за системою є дещо нижчою, але собівартість однієї тони руди більша, ніж при системах з обваленням.

До питання вдосконалення систем з твердіючим закладенням і пошуку дешевої сировини для закладних сумішей істотно зросла увага у всіх гірничодобувних країнах. Так, можна виділити два випадки ефективною та необхідною умови застосування твердіючого закладення. У першому випадку руда та вміщуючі породи стійкі, а закладення використовується для створення закладного масиву, що обмежує зсув

підроблених порід. У другому – слабкі руда та вміщуючі породи, і розробка рудного покладу можлива лише при закладному масиві, який являє собою несучий елемент системи. Тут пред'являються різні вимоги до міцності закладного масиву. Для першого випадку міцність закладення повинна бути не менше 2 – 3 МПа, а для другого – 10 – 15 МПа. Така істотна різниця у міцності закладного масиву вимагає пошуку нових матеріалів і вдосконалення параметрів систем розробки.

Найбільший інтерес представляє ведення гірничих і закладних робіт на рудниках, які мають досвід застосування твердіючого закладення у складних гірничо-геологічних умовах. Великий досвід застосування систем розробки з твердіючим закладенням мають Первомайський, Текелійський, Тішинський, Дегтярський і Гайський рудники та Запорізький залізорудний комбінат. Вони розробляють родовища руди різного призначення підземним способом, забезпечуючи значну виробничу потужність й вимоги споживачів до якості своєї продукції, впроваджуючи самохідне обладнання.

Первомайський рудник розробляє потужне крутоспадне рудне тіло, представлене двома сортами руд. Руди першого сорту міцністю $f = 10 - 12$ розробляють із випередженням за глибиною до 400 м. Застосовано систему поверхових штреків із закладенням виробленого простору. Висота поверху становить 70 м, довжина камер рівна 40 – 70 м, ширина – 15 – 20 м.

Витрата матеріалів на 1 м³ закладення наступна: пісок – 1200 кг, доменний гранульований шлак – 400 кг, вода – 370 л. Міцність закладного масиву в шестимісячному терміні сягає 8 – 10 МПа.

Застосування твердіючого закладення забезпечило руднику надійність підтримки підроблених другосортних руд і створило сприятливі умови для найбільш повного та якісного вилучення руд першого сорту.

Текелійський рудник розробляє складний лінзоподібний поклад, витягнутий у широтному напрямку із кутом падіння 65 – 70°. На флангах рудне тіло виклинюється, маючи простягання 760 – 780 м, потужність 30 – 35 м, а іноді досягаючи 45 – 50 м. Коефіцієнт міцності руди коливається в межах $f = 8 - 18$ [5]. Вміщуючі породи – вуглисто-глинисті, вуглисті та вуглисто-вапняні сланці. Руда і вміщуючі породи відрізняються високою тріщинуватістю, що обумовлює їх низьку стійкість.

Спочатку родовище відпрацьовували системами поверхового самообвалення і втрати руди становили 22 – 31%. Виникаючі ендегенні пожежі послужили підставою до переходу на відпрацювання родовища поверхово-камерною системою із застосуванням твердіючого закладення камер з бетону і виїмкою ціликів з наступним закладенням

глиноцементом. Камери шириною 9 м закладалися бетоном, а при ширині 12 м – глиноцементною сумішшю. Довжина виймального блоку 60 – 63 м, а висота камери – 50 м.

Тішинський рудник розробляє свиту крутоспадних рудних тіл з кутом залягання 80 – 90°, сумарна потужність – від 0,7 до 70 м при їх довжині за простяганням 450 – 950 м. Руди стійкі, коефіцієнт міцності $f = 10 - 12$ [6]. Вміщуючі породи малостійкі, коефіцієнт міцності $f = 7 - 9$. Родовище відпрацьовують одночасно відкритим і підземним способами. Підземний видобуток руди здійснюється камерною системою із закладанням очисного простору. Камери шириною 8 – 10 м і висотою 60 м розташовують вхрест простягання. Довжина камери відповідає потужності рудного тіла. Камери, які відпрацьовуються за простяганням одночасно, знаходяться на відстані 50 – 60 м одна від одної.

Відмінною особливістю застосовуваної системи слід вважати відпрацювання камерних запасів у межах поверху без залишення стелени і надштрекового цілика. При одночасному виконанні робіт на двох поверхах, камери, які розташовані одна під одною, відпрацьовують зі зміщенням у часі, що є рівним тривалості відпрацювання й закладання верхньої камери, а також терміну твердіння бетону до заданої міцності.

Дегтярський рудник розробляє родовище, яке приурочене до динамометаморфізованих вулканогенних порід і представлено колчедановою жилою, яка розширюється в центрі й виклинюється на флангах і з глибиною. Потужність рудного тіла складає 20 – 35 м у центральній частині родовища, на верхніх і середніх горизонтах. На рівні гор. 250 м потужність рудного покладу досягає 110 м. Кут залягання коливається в межах 50 – 80°. Загальна протяжність лінзи за простяганням становить 500 – 600 м, поширюючись до глибин 600 – 650 м. Руда представлена дрібнозернистим масивним мідним і сірчаним колчеданом, вельми тріщинуватим і роздробленим. У висячому боці рудного тіла залягають кварц-серицитові сланці потужністю 20 – 100 м, у лежачому боці – розсланцьовані кварц-альбітові порфіроїди. Породи висячого боку стійкі й міцні ($f = 12 - 14$), у лежачому боці на контакті з рудним тілом місцями зруйновані до стану сипучого матеріалу.

У рудному тілі зустрічаються зони подрібнення, руда в яких значно перем'ята, й слабкі порфіритові прошарки потужністю від часток метра до декількох метрів. Малостійкі породи приурочені також до тектонічних тріщин і до зон вторинного сульфідного збагачення.

Родовище розробляється в одну та дві стадії. При двостадійній виїмці технологічні блоки відпрацьовуються комбінованими системами. Спочатку вилучають камерні запаси та закладають порожнечі, що

утворилися, інертними матеріалами, а потім відпрацьовують запаси ціликів. При одностадійній виїмці застосовується система підповерхових штреків. Параметри системи розробки наступні: довжина камери, розташованої за простяганням рудного покладу, становить 50 – 70 м, ширина – 8 – 15 м (до 25 м), висота – 40 – 45 м, ширина міжкамерних ціликів – 8 – 12 м, товщина склепіння – 10 – 15 м (до 20 – 26 м при наявності породних прошарків).

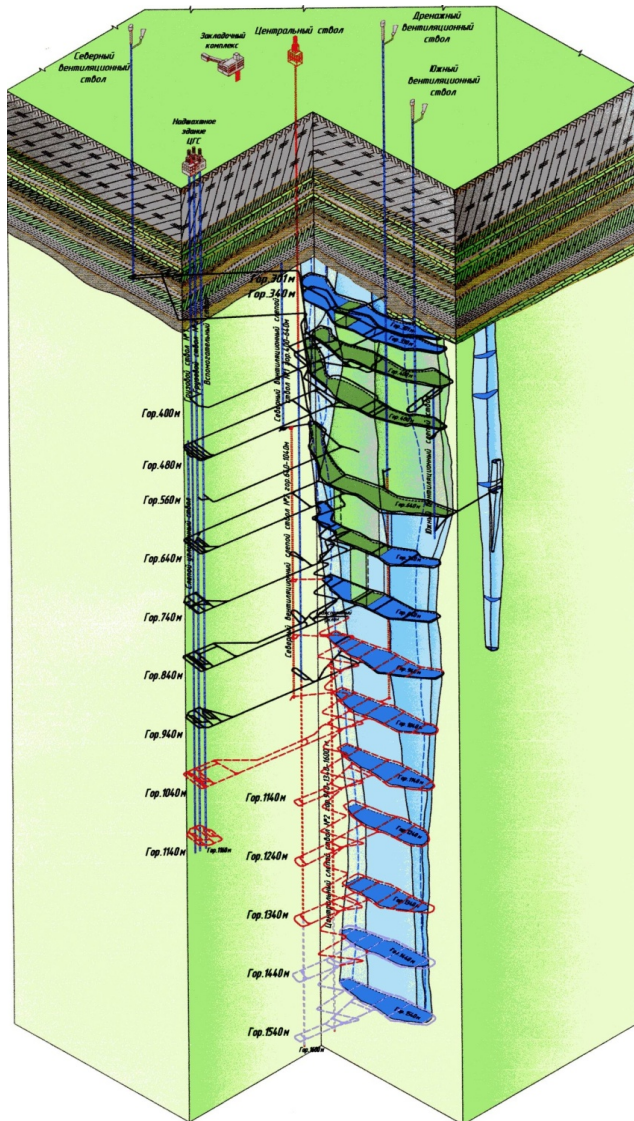
Рудник «Маяк» розробляє Талнахське родовище, яке характеризується складними гірничотехнічними і гідрогеологічними умовами розробки – значною роздробленістю руд і вміщуючих порід, обводненістю, наявністю двох типів руд (багатих сульфідних і бідних вкраплених над багатими рудами) [7].

Сульфідні руди потужністю 1 – 53 м залягають під кутом 3 – 12° на глибині 200 – 260 м. Коефіцієнт міцності руди за шкалою проф. М.М. Протод'яконова $f = 6 - 12$, сильно тріщинуваті, середньої стійкості, схильні до самозаймання.

Вміщуючі породи тріщинуваті, нестійкі, коефіцієнт міцності $f = 5 - 8$. Висока цінність сульфідних руд, а також необхідність різкого збільшення випуску металу визначили випереджальну виїмку багатих руд камерними системами із закладенням твердіючими сумішами.

Гайський рудник розробляє родовище колчедану, яке представлено серією складної конфігурації рудних тіл лінзо- та жилподібною формами. Руди тріщинуваті, коефіцієнт міцності $f = 10 - 14$. Сумарна потужність рудного тіла сягає 60 м, падіння круте (70 – 90°). Вміщуючі породи – діабазы і хлорит-серицитові сланці з коефіцієнтом міцності $f = 4 - 12$. На контакті з рудою вони сильно зруйновані, а на окремих ділянках не допускають відслонення. Розробка родовища здійснюється відкритим і підземним способами [8]. Для збереження поверхні чинного кар'єра, а також для виїмки міжкамерних ціликів, на руднику застосовують систему розробки з твердіючим закладенням очисного простору. Камери розташовують як вхрест, так і за простяганням рудного покладу. Довжина камери досягає 50 м, ширина – 15 м, висота – 20 – 60 м. Міжкамерні та панельні цілики мають такі ж параметри.

Запорізький залізорудний комбінат розробляє Південно-Білозерське родовище багатих залізних руд, яке представлено покладом «Головний» (Рис. 1) [9, 10]. Рудний поклад представлений трьома мінеральними типами, з яких переважають дисперсні гематит-мартитові та мартитові руди. Середній вміст заліза в масиві становить 62% при 10% кремнезему і незначних кількостях домішок сірки, фосфору й глинозему.



**Рисунок 1.1 – Гірничо-геологічні умови розробки
Південно-Білозерського родовища**

Поклад має субмеридіальне простягання і круте падіння на схід під кутом $65 - 70^\circ$. Найбільша потужність рудного покладу – 115 м у південному крилі, на півночі потужність зменшується до 10 м. На півдні поклад обмежений Пограничним скидом. Коефіцієнт міцності руди за шкалою проф. М.М. Протод'яконова змінюється від $f = 2 - 5$ у південній частині родовища і до $f = 4 - 8$ – у північній його частині.

Кут падіння збільшується з півдня на північ з 60 до 85° . У плані абсолютної позначки 253 м рудна площа дорівнює 95 тис. м² і на кожні 100 м занурення скорочується на 5 тис. м². На північному крилі рудного поля ступінь зруденіння значно менше, ніж на південному крилі. Зі збільшенням глибини ступінь зруденіння зростає.

Породи лежачого та всячого боків представлені залізистими кварцитами, сланцями різного складу й пісковиками. Більше 50% складають породи з коефіцієнтом міцності $f = 8 - 10$ і до $f = 15$, близько 70% сланців мають коефіцієнт міцності $f = 4 - 8$.

Особливістю Південно-Білозерського родовища є наявність у товщі осадових порід, що перекривають рудий поклад, семи водоносних горизонтів. Родовище розташоване у північно-східній частині Причорноморського артезіанського басейну і має складні гідрогеологічні умови. Вся товщина мезокайнозойських осадових порід і сам руднокристалічний район значно обводнені.

Потужні товщі піщано-глинистих і меломергельних відкладень, що перекривають кристалічний масив, містять кілька водоносних горизонтів. Вони характеризуються ємнісними запасами та високими гідростатичними напорами, з яких Бучакський і Руднокристалічний водні горизонти досягали напору до 200 м.

Тому розкриття родовища було пов'язане з суттєвими труднощами, що стосувалися, в першу чергу, проходки вертикальних стволів і осушення рудного масиву. У цих умовах проходка шахтних стволів велася із попередніми заморожуванням ґрунту на всю глибину наносних порід.

Спочатку проектувалося осушити водоносні горизонти і розробку родовищ здійснювати системою з обваленням руди та вміщуючих порід. Однак ці заходи не вдалося здійснити. Таким чином, Південно-Білозерське залізорудне родовище було віднесено до категорії складнорозроблювальних. Це і визначило вибір системи розробки з твердіючим закладенням. В даний час проектна потужність підприємства при цій системі розробки становить 4,5 млн т руди на рік.

Аналізуючи виконаний аналіз застосування камерних систем розробки з твердіючим закладенням рудних родовищ у складних гірничо-

геологічних умовах, можна констатувати, що даний вид систем показав свою ефективність у порівнянні з іншими системами розробки [11 – 13]. Відмінною рисою є розподіл очисних камер на первинні та вторинні за черговістю відпрацювання та закладення у технологічному блоці [14, 15]. Зміна параметрів системи розробки може призвести до утворення камер третьої черги як в одному поверсі, так і нижче розташованого поверху. Поява камер третьої черги вимагає додаткового проведення підготовчих і нарізних горизонтальних та вертикальних виробок, стримує розвиток гірничих робіт й ускладнює організацію ведення закладних робіт.

Камери першої черги відпрацьовуються в оточенні рудного масиву й бічних порід. Камери другої черги відпрацювання запасів знаходяться в оточенні закладного масиву, міцність якого коливається в значних межах і залежить від багатьох гірничих і технологічних факторів [16, 17]. Для підвищення їх ефективності необхідно виконати дослідження щодо стійкості очисних камер другої черги розробки, оскільки зміна конфігурації та параметрів системи впливає на стійкість камер при сейсмічній дії масових вибухів на штучний цілик.

1.2. ГІРНИЧОТЕХНІЧНІ УМОВИ РОЗРОБКИ ПІВДЕННО-БІЛОЗЕРЬСЬКОГО РОДОВИЩА ЗАЛІЗНИХ РУД

Запорізький залізорудний комбінат у 1973 році почав відпрацювання Південно-Білозерського родовища поверхово-камерною системою розробки із закладанням виробленого простору твердіючими сумішами.

Відпрацювання покладу почалося у поверсі 400 – 480 м із подальшим переходом на поверх 540 – 400 м і залишенням рудного запобіжного цілика під Бучакським водоносним горизонтом. Його потужність на півдні становить 55 м і досягає 70 м на півночі родовища.

За роки експлуатації родовища було впроваджено понад 20 варіантів технологічних схем відпрацювання рудного покладу, які можна об'єднати в три групи за черговістю відпрацювання запасів із глибиною:

- роздільна висхідна;
- роздільна низхідна;
- спільне відпрацювання поверхів з одно- та двостадійним закладенням.

За гірничо-геологічними умовами рудний масив і вміщуючі породи в поверхах 540 – 400, 400 – 480, 480 – 560 та 560 – 640 м істотно не

відрізняються один від одного. Однак при відпрацюванні поверхів нижче приведеної позначки глибини покрівля очисних камер представляється не рудним, а закладним масивом відпрацьованих верхніх поверхів. Ця особливість враховувалася при складанні типових паспортів нижніх горизонтів. Було прийнято створення відрізних щілин паралельними рядами глибоких свердловин. Їх підривання здійснювалося відразу за всією висотою підповерху на відрізний підняттевий. Не виключалося також створення відрізних щілин іншими способами, що забезпечують нормальні умови відбивання камерних запасів. Відбивання руди в камерах здійснювалася підриванням комплектів свердловин, пробурених з підповерхових бурових виробок верстатами глибокого буріння (НКР-100м та ін.). Схеми розбурювання рудного масиву передбачали найкраще оконтурювання стінок камер.

Параметри буропідривних робіт визначалися відповідно до галузевих нормативних документів. Випуск руди з камер у всіх варіантах здійснювався віброживильними установками ВВДР-5 або типу ПВУ конструкції НДГРІ.

Для проходки гірничих виробок у поверхах 480 – 560 і 560 – 640 м застосовувався комплекс обладнання, що складається з самохідних бурових і вантажно-транспортних машин. У підповерхових виробках – бурові каретки СБКН-2П і УБН-2П, вантажно-доставочні машини ПТ-4 або ППН-2Г з ВС-5. У відкотних виробках – СБКНС-2 ВПК-7 (ВПК-10) з ППН-3, а також СШ-2, ВПК-7 (ВПК-10) з ПНБ-5Д.

Форми і розміри поперечних перерізів підготовчих і нарізних виробок, а також способи їх кріплення приймаються на підставі наявних на комбінаті паспортів. У них передбачалося застосування самохідного бурового та транспортного устаткування й комбінація елементів різноманітних паспортів в одному робочому проекті.

Визначення розмірів камер, міцності закладення та її складу, місця закладення виробок і виду кріплення здійснюється відповідно до галузевих нормативних документів. При коефіцієнті міцності руд $f = 5 - 4$ за шкалою проф. М.М. Протод'яконова та коефіцієнті міцності порід висячого боку $f = 5,5 - 9$ розмір камер за простяганням був прийнятий рівним 15 м.

З підвищенням міцності руд та вміщуючих порід збільшення розмірів камер за простяганням проводилося кратно мінімально прийнятному, тобто в 1,5 або 2 рази. Рекомендувалося камерам, збільшеним у 1,5 рази, надавати трапецієподібну форму. При шатровій формі покрівлі прямокутних камер ($C = 20 - 30$ м) їх розмір за простяганням можна збільшувати на 60 м.

Геометричні розміри ромбоподібних камер визначалися відповідно до проекту за погодженням з НДГРІ. Рівень втрат і збіднення в типових паспортах наведено мінімальний.

При відпрацюванні рудного покладу в поверхах 560 – 640 та 480 – 560 м експлуатаційними блоками з камерами ромбовидної форми і розміщенням приймально-транспортних горизонтів для відпрацювання запасів камер у штучному або рудному масиві була передбачена роздільне висхідне або низхідне відпрацювання запасів руди. Концентраційний відкотний горизонт розташовувався на глибині 640 м.

Камери поверху 560 – 640 м закладаються з гор. 465 або 548 м, а поверху 480 – 560 м і днища гор. 480 м – з гор. 465 м. Провітрювання гірничих робіт і горизонту випуску поверхів 480 – 560 та 560 – 640 м: свіже повітря подається гор. 640 м, відпрацьоване – вентиляційно-закладним штреком гор. 628 м, а у підповерхсі 480 – 518 м – гор. 465 м до вентиляційних стволів.

Застосовувався варіант, в якому відпрацьовувалися запаси поверху 480 – 560 м і днища гор. 480 м з перепуском руди на концентраційний гор. 640 м.

Після закладення камер відпрацьовуються запаси поверху 560 – 640 м і днища гор. 560 м з випуском руди на гор. 640 м. Форма поперечного перерізу камер прямокутна зі зміщенням їх на половину перетину за поверхами. Покрівля камер мала форму склепіння за конфігурацією днища. Закладення камер поверху 480 – 560 м здійснюється трубопроводом, що прокладений вентиляційно-закладним штреком висячого боку гор. 465 м, а камер поверху 560 – 640 м – з гор. 548 або 465 м свердловинами.

Провітрювання гірничих робіт поверху 480 – 560 м здійснювалося наступним чином. Свіже повітря подається гор. 560 і 640 м, а вихідний струмінь повітря – вентиляційно-закладним штреком висячого боку гор. 548 м на квершлаг до вентиляційних стволів.

Залежно від гірничо-геологічних умов, міцності руди та вміщуючих порід, системи розробки та її параметрів обирали варіант, в якому відпрацювання запасів камери верхнього поверху 480 – 560 м велось спільно з запасами днища камер гор. 480 м. Відбита руда доставлялася на концентраційний гор. 640 м через рудоперепускну щілину або очисний простір камери нижнього поверху.

Після відпрацювання камери проводиться її закладання на руду замагазиновану в підняттявому, рудоперепускній щілині або очисному просторі нижньої камери. При досягненні закладним масивом закладеної камери необхідної міцності, замагазинована руда випускається,

відпрацьовуються або доопрацьовуються запаси камери нижнього поверху 560 – 640 м і проводиться закладення. Дана технологія була рекомендована для відпрацювання поверхів 540 – 400 та 400 – 480 м.

Закладення камер поверху 480 – 560 м здійснюється з трубопроводу, прокладеного штреком висячого боку гор. 465 м, а камер поверху 560 – 640 м – через спеціально пробурені або оформлені (камуфлетним вибухом чи іншим способом) свердловини, виробки, а також із закладного трубопроводу штреку висячого боку гор. 465 м або з гор. 548 м.

Вентиляція гірничих виробок поверхів 560 – 640 і 480 – 560 м проводилася за наступною схемою: свіже повітря подається гор. 560 і 640 м, а вихідний струмінь повітря – вентиляційно-закладним штреком висячого боку гор. 465 і 628 м та квершлагом до вентиляційних стволів.

Ширина верхньої камери приймається рівною полуторній або подвійній ширині нижньої камери. Першочергово відпрацьовується первинна камера нижнього поверху, через простір, яким відбита руда перепускається на концентраційний гор. 480 м. Відбита руда камери верхнього поверху із магазинуванням або без магазинування розміщується в очисному просторі нижньої камери. Після відпрацювання запасів верхньої камери відбита руда випускається і проводиться закладення нижньої та верхньої камер. В останню чергу відпрацьовуються вторинні камери поверху 400 – 480 м експлуатаційного блоку. Форма перетину камер – трапецієвидна або прямокутна з шатровою покрівлею.

Закладення камер здійснюється закладним трубопроводом, прокладеним штреком висячого боку гор. 525 м, а вторинних камер поверху 400 – 480 м – як свердловинами, так і від трубопроводу штреку висячого боку покладу гор. 525 або 400 м.

На початку 90-х років були придбані перші зразки вантажно-доставочних машин словацького виробництва ПНЕ-1700. На їх базі було створено прохідницький комплекс, що складається з бурової установки УБШ-221 і вантажно-доставочної машини ПНЕ-1700 для підготовки до відпрацювання запасів днищ камер поверху 340 – 400 м системою з торцевим випуском руди. Однак, маючи низькі показники за продуктивністю комплексу (в межах 5 – 6 тис. т/міс.) та великі втрати руди, від нього відмовилися до того часу, коли були придбані вантажно-доставочні машини з великим об'ємом ковша й вдосконалені параметри системи розробки.

Останніми роками на комбінаті застосовують ортово-штрекове або штреково-ортове розділення відрізних компенсаційних просторів. Спочатку розділенню підлягає відрізна щілина довжиною 10 – 15 м, а

потім утворюють компенсаційну порожнину на всю ширину камери, підриваючи на неї віялові комплекти глибоких свердловин, пробурених з відрізних штреків або ортів. Відбиті запаси руди відрізної щільності становлять до 30% камерних запасів.

На шахті «Експлуатаційна» для буріння глибоких свердловин впроваджені вітчизняні верстати НКР-100МПА та шведські самохідні бурові установки «Simba H1352». Аналіз даних буріння показує, що собівартість буріння одного метра свердловини верстатом «Simba H1352» на 20% більше, а продуктивність – у 4 рази вище, ніж при бурінні верстатом НКР-100МПА.

Підсікання камер прийнята траншеями із розбурюванням віял свердловин верстатами НКР-100 з підсічних ортів. Здійснення підсікання воронками здійснювалося в основному при відпрацюванні камер з утворенням днища у штучному масиві й знайшло широке застосування при відпрацюванні камерних запасів у поверхх 640 – 740 і 740 – 840 м.

Таким чином, з аналізу гірничотехнічних умов розробки Південно-Білозерського родовища можна констатувати, що пошук ефективних варіантів вдосконалення систем розробки на Запорізькому залізорудному комбінаті ведеться постійно та є актуальною науковою задачею. Враховуються якісні показники видобутку руди і гірничо-геологічні умови, стосовно яких були запропоновані та впроваджені безліч розробок співробітників комбінату й інститутів НДГРІ.

Технологія відпрацювання Південно-Білозерського родовища удосконалювалася у напрямі:

- збільшення висоти камер від 35 м на початковій стадії відпрацювання до 140 м при відпрацюванні північного флангу в маркшейдерських осях 8с – 10с об'єднаних поверхів 340 – 400 і 400 – 480 м;
- збільшення ширини камер з 15 до 22,5 – 30 м;
- зниження питомих витрат на капітально-підготовчі роботи.

Незважаючи на те, що система розробки на комбінаті постійно вдосконалювалася, вона все ж має ряд недоліків:

- будівництво днищ камер при використанні віброживильник ПШВ є досить трудомісткою операцією;
- заморожування значних запасів руди, що межують з камерами, що відпрацьовуються, яке стримує інтенсивність відпрацювання родовища.

Однак з глибиною ведення гірничих робіт (гор. 640 – 940 м) і застосуванням самохідного обладнання перехід від одних параметрів ведення робіт до інших, вимагає виконання додаткових досліджень й уточнень технології з урахуванням наведених факторів.

1.3. ВПЛИВ ПАРАМЕТРІВ ВІДБИВАННЯ РУДИ НА СТІЙКІСТЬ ПОКРІВЛІ ТА БОКІВ КАМЕРИ

Параметри відбивання руди визначаються багатьма факторами, які враховують фізико-механічні властивості руди та вміщуючих порід, можливості застосування бурової техніки, стійкості порід і закладного масиву до сейсмічного впливу, характеристики вибухових речовин (ВР) і вибуховості гірського масиву. У системах розробки з твердіючим закладенням стійкість штучного закладного масиву має домінуюче значення при відпрацюванні камер другої і третьої черги, оскільки відбивання руди здійснюється в оточенні закладення.

На більшості рудників застосовують підповерхове відбивання руди, використовуючи систему підповерхових ортів або штреків. Як правило, систему підповерхових ортів застосовують на ділянках з великою потужністю рудного тіла. Для зниження сейсмічного ефекту вибуху на стійкість гірничих виробок і якісного подрібнення масиву застосовують свердловини різного діаметру.

На Дегтярському руднику очисні камери відпрацьовувалися у напрямі від висячого боку до лежачого підповерхами висотою 12 – 15 м. Відбивання руди у підповерсі проводилося низхідними свердловинами діаметром 106 мм і глибиною 10 – 11 м. Застосовувалося віялове та паралельне розташування свердловин. При віяловому розташуванні лінія найменшого опору становила 4 м, відстань між кінцями свердловин – 2,5 – 3,0 м. Паралельні свердловини бурили із заходок, пройдених через 4 – 5 м за довжиною орта. Свердловини в шарі розташовувалися на відстані 2 м одна від одної й на відстані 1,5 м від стінки цілика. Число паралельних свердловин в одному шарі на підповерсі становило 4, віялових – 8. Кут нахилу як віялових, так і паралельних свердловин до горизонту витримувався в межах 70 – 80°. Цей кут нахилу був прийнятий з метою запобігання обваленню підповерхів у тріщинуватих рудах.

Свердловинні заряди в одному шарі вибухали одночасно і окремо за допомогою електродетонаторів уповільненої дії (інтервал уповільнення 10 – 20 мсек).

Аналіз літературних джерел показує, що підривання зарядів у камерах супроводжувалося інтенсивною сейсмічною дією, що викликає масові обвалення стелін і наскрізні пробіи міжкамерних ціликів. Основна причина цього явища полягає у суттєвій сейсмічній дії вибухів зарядів ВР великої ваги. Так, вибухи зарядів вагою 420 кг у ступені уповільнення не викликають руйнування в ціликах шириною 17 – 18 м.

Зі збільшенням ваги заряду ВР у ступені до 700 – 870 кг цілики такої ширини руйнуються на глибину до 8 м. Іншим важливим фактором, що впливає на міцність ціликів, є величина площі відслонення. Випередження вибоїв суміжних камер на 12 м і більше створює сприятливі умови для руйнування ціликів на відкриту поверхню стінкою камер.

1.4. ВПЛИВ ФІЗИКО-МЕХАНІЧНИХ ВЛАСТИВОСТЕЙ ВМІЩУЮЧИХ ПОРІД І РУДИ НА СТІЙКІСТЬ ФОРМИ КАМЕРИ

Фізико-механічні властивості руди поряд з умовами залягання й геометричними розмірами камер визначають величину тиску та напруження в рудному масиві, а також несучу здатність опорних елементів в очисному просторі. Вони формують зону впливу камери і на допустимі відслонення рудного масиву. Зона загального впливу камери на напружено-деформований стан масиву ділиться на зону можливого знеміцнення масиву та зону інтенсивного впливу камери. У зоні можливого знеміцнення масиву спостерігаються вивали і руйнування гірського масиву. В основному, це відбувається при перевищенні площі відслонення поверхні камери, коли її розміри більше допустимих значень і фізико-механічні властивості нижче, ніж були задані під час розрахунків для даних гірничо-геологічних умов.

Отже, зона можливого руйнування визначає можливе збільшення розмірів камери – висоту склепіння камери та його криволінійність. Розташовуючись за зоною можливого руйнування масиву, зона інтенсивного впливу камери чинить істотний вплив на експлуатаційні гірничі виробки. Спостерігається лущення, відшарування порід або руди в боках виробки і часткове обвалення [18 – 21].

Параметри зони впливу камери визначають відстань, на якій допускається розташування другої камери, що одночасно відпрацьовується. Цілик між цими камерами повинен перевищувати параметри зони загального впливу очисної камери. Невиконання цієї умови сприяє інтенсивному деформуванню й руйнуванню цілика, в результаті чого погіршується стійкість камери.

Вдосконаленням систем розробки рудних родовищ із закладенням та їх ефективності застосування у складних гірничо-геологічних умовах присвячені наукові роботи М.І. Агошкова, О.А. Байконурова, С.Г. Борисенка, Д.М. Броннікова, В.П. Волощенко, П.І. Городецького, Н.Ф. Замєсова, В.О. Калініченка, В.Г. Кравченка, О.М. Кузьменка, В.Г. Перепелиці, М.В. Петльованого, Ю.І. П'яненкова, В.Н. Торінського, О.Л. Требукова, Г.Т. Фаустова, В.В. Хмарського, О.Є. Хоменка,

В.К. Шендрика, В.О. Шестякова, П.В. Швидько, Л.Н. Ширіна, М.М. Цигалова, К.Ю. Реппа та інших.

Результати даних досліджень дозволили створити нові високопродуктивні технології на гірничорудних підприємствах при видобутку руд різного походження та якості.

На рудниках найбільшого поширення набули камерні системи з твердіючим закладенням, в яких відсутні недоліки камерних систем, пов'язані з висотою міжкамерних ціликів. Залежно від гірничо-геологічних умов розробки висота камер приймається 30 – 80 м, ширина – 6 – 30 м, довжина – 65 – 100 м. Відстань між камерами, що одночасно відпрацьовуються, приймається кратною ширині камери й знаходиться у межах 20 – 60 м, що і зумовлює порядок розвитку гірничих робіт за рудною площею.

Відбивання камерних запасів проводиться вертикальними віялами глибоких свердловин діаметром 55 – 105 мм. Віяла розташовуються у площині, перпендикулярній поверхні відслонення масиву закладення.

Одним з головних завдань гірничодобувних підприємств є управління станом масиву при зниженні глибини розробки крутих залізрудних покладів. Збільшення впливу гірського тиску при веденні гірничих робіт призводить до погіршення умов випуску руди, її доставки та підтримки підповерхових і відкотних виробок. Знижується якість подрібнення руди, збільшуються її втрати та засмічення при випуску [10 – 13, 17, 18]. Втрати руди завдають непоправної шкоди природним ресурсам і економіці держави в цілому. Збільшується собівартість розвідувальних робіт, підвищуються витрати на розкриття й підготовку родовищ, погіршуються показники очисних робіт [22 – 24].

Для ефективного ведення гірничих робіт при розробці багатих рудних родовищ у складних гірничо-геологічних умовах на великих глибинах застосовують твердіюче закладення для заповнення виробленого простору, яке розглядається як спосіб управління гірським тиском. З урахуванням виконання додаткових виробничих процесів приймається технологія гірничих робіт, яка дозволяє цілеспрямовано керувати геомеханічними процесами у межах встановлених норм. На цій підставі визначається характер розвитку деформацій в гірському та закладному масивах, що прилягають до очисних камер. Комплексне вивчення стану різномодульних масивів дозволяє запобігати небезпеці раптового обвалення порід і закладного масиву, а також обґрунтовано приймати параметри системи розробки та раціонально розташовувати підготовчі й нарізні виробки на горизонтах.

Однак, незважаючи на численні дослідження, фактор стійкості камер до відслонення залишається постійним питанням, що вимагає уточнень залежно від фізико-механічних властивостей руди та вміщуючих порід, а також від технологічних параметрів ведення гірничих робіт [25, 26]. Механізм геомеханічних процесів, виникаючих у масивах гірських порід під впливом підземної розробки при різних способах управління станом порід при зміні форми камери й висячого боку закладного масиву, як одного з важливих чинників при формуванні напружено-деформованого стану різномодульного масиву, вивчені недостатньо.

Аналіз літературних джерел з даного наукового напрямку дозволяє виділити наступні основні питання:

- розподіл напружень та характеру деформацій і зсувів порід, що оточують вироблений простір очисної камери;
- інтенсивність проявів гірського тиску залежно від способу управління станом порід висячого боку рудного покладу;
- оцінка впливу закладного масиву на несучу здатність міжкамерних ціликів;
- вдосконалення технології гірничих робіт і систем розробки руд кольорових металів з твердіючим закладенням;
- деформації денної поверхні при веденні гірничих робіт у висхідному та низхідному порядках, а також залежно від способу управління гірським тиском. Ці роботи велися експериментальним способом стосовно певних гірничо-геологічних умов залягання рудного покладу. Використання даних залежностей в інших гірничо-геологічних умовах без додаткових досліджень не є можливим.

У наведених напрямках досліджень присутні загальні закономірності та особливості геомеханічних процесів, що відрізняються, які відбуваються при деформації й руйнуванні масивів гірських порід під впливом підземної розробки родовищ системами з обваленням порід і системами з твердіючим закладенням виробленого простору [27 – 38].

Питання управління гірськими масивами у багатьох випадках вирішуються шляхом застосування камерних систем розробки з наступним закладенням виробленого простору, що дозволяє ефективно управляти гірським тиском і забезпечувати високі показники вилучення руди. Застосування різних варіантів цих систем забезпечує рівень втрат у надрах в межах 2 – 5% [27, 31, 39, 40].

Системи з твердіючим закладенням знайшли застосування при розробці родовищ корисних копалин, що залягають у будь-яких гірничо-геологічних умовах. Однак головною умовою їх застосування є цін-

ність руди. Особливо широкого поширення системи із закладенням, у тому числі твердіючим, отримали на рудниках Канади, де, наприклад, видобуток руд кольорових металів даними системами у 70 – 90 роках минулого століття становив до 50%, в тому числі міднонікелевих – понад 90%.

На руднику Локербай (Канада) поверхово-камерна система розробки з наступним закладенням виробленого простору має ширину камери 11 м, довжину – від 12 до 37 м і висоту – в межах 45 – 61 м. Камери першої черги розділені ціликами шириною 33 м. Після відпрацювання вони заповнюються твердіючою сумішшю. Таким же матеріалом заповнюються і відпрацьовані камери другої черги. Ділянки третьої та четвертої черг заповнюються гідрозакладенням без додавання в'язучого матеріалу. Під час вилучення відбитої руди має місце засмічення закладними сумішами від локальних вивалів відслонених ділянок штучних ціликів.

Рудник Маунт-Айза (Австралія) відпрацьовує рудне тіло камерною системою розробки з підповерховим відбиванням. Ширина камери 40 м, довжина – від 37 до 67 м, висота – від 90 до 240 м. Для зменшення часу відслонення штучного масиву відпрацювання покладу здійснювалося за схемою «камера – цілик».

Очисні камери першої черги заповнюються твердіючим закладенням, яке складається з подрібнених пустих порід, просочених цементним розчином. Після набуття закладним масивом нормативної міцності на стиск $\sigma_{cm} = 0 - 1,4$ МПа при бічному тиску рівному $\sigma_{cm} = 0,105$ МПа, приступають до відпрацювання камер другої черги. Для забезпечення стійкості вертикального відслонення штучного цілика на висоту 35 – 40 м при коефіцієнті запасу міцності штучного масиву, рівному 2, цього було достатньо. Закладення камер другої черги здійснюється за аналогічною технологією.

Камери третьої черги знаходяться між штучними масивами камер першої та другої черги. Для запобігання обвалення штучних масивів, вироблений простір у міру випуску заваленої рудної маси, заповнюють пустими породами. Після повного заповнення камер подрібненими породами простір між кусками заповнюють гідрозакладенням.

До недоліків даної технології можна віднести підвищені втрати руди при випуску під подрібненими породами та засмічення закладним матеріалом.

Для всіх зарубіжних рудників характерно застосування місцевих, дешевих закладних матеріалів: як в'язучого матеріалу – головним чином цементу, рідше гранульованих шлаків; як інертного заповнюва-

ча – в основному хвостів збагачувальних фабрик, а також застосування окислювальних процесів при формуванні твердіючого закладного масиву.

Твердіючі закладні суміші на цементній основі набули широкого поширення на рудниках Фруда-Стобі, Муррей, Малс (Канада), Оутокумпу (Фінляндія), Косаку (Японія), Кеннескот Копнер і Теннесі Копнер (США).

На відміну від рудників СНД, які використовують твердіюче закладення, характерним для зарубіжної практики є більше співвідношення цементу (Ц) до піску (П). Так, на нікелевих рудниках Канади маємо наступне: Ц : П = 1 : 26, 1 : 30; на деяких американських копальнях (рудники Копнер) – 1 : 5 – 1 : 40. Міцність таких закладних масивів після 3 місяців твердіння становить не більше 0,5 – 0,6 МПа. Для збільшення стійкості при вибуху верхній шар закладення зміцнюється у співвідношенні Ц : П = 1 : 10. На більшості зарубіжних рудників міцність твердіючого закладення не перевищує 2 – 3 МПа. На польських рудниках компанії KGHM (Польковіце, Любін, Рудня) міцність закладення доводять до 8 МПа. На рудниках Норанда, Квемонт, Суллівек та інших як в'язучі речовини використовують хвости збагачувальних фабрик, що містять у значних кількостях сульфід, що розкладаються, які в шахтній атмосфері після окислення перетворюються в гідроокис заліза, що володіє цементуючими властивостями. На польських рудниках Польковіце, Любін, Рудня, а також деяких нікелевих рудниках Канади як заповнювач використовують піски в камерах останньої черги відпрацювання, але у більшості випадків – хвости збагачувальних фабрик.

Щільність закладної суміші, що надходить у вироблений простір, – 60 – 70% твердого (більше 70% твердого викликає часті закупорки трубопроводу), втрати цементу з фільтрованою водою не більше 2%. Твердіючу суміш готують на поверхні або в підземних виробках, транспортують в судинах трубопроводом або свердловинами.

Шарові системи з твердіючим закладенням знаходять поширення, головним чином, при розробці родовищ слабких руд, що залягають в несприятливих гірничо-геологічних умовах, а також родовищ цінних руд. Продуктивність праці робітника за системою розробки становить 15 – 24 т/чол. змін, а на руднику «Маунт-Айза» (Австрія) – 50 т/чол. змін.

На сьогодні застосовується закладення, до складу якого входить мелений доменний граншлак – 400 – 500 кг, доломіт – 1100 кг, подрібнена гірська порода – до 500 кг та вода на 1 м³. Міцність даного

закладення при 3-місячному терміні твердіння становить 6 – 7 МПа, а собівартість 1 м³ – 116 грн [41, 42].

Ефективність застосування системи розробки з твердіючим закладенням виробленого простору при видобутку залізної руди підтверджені на ЗЗРК. Середньорічне виробництво одного працівника в 1,45 рази вище, ніж на підземних рудниках Кривбасу, витрати на 1 грн товарної продукції на 21% нижче, а рентабельність в 4,6 рази вище. Основні економічні показники, такі як собівартість і продуктивність, значно випереджають рудники Криворізького басейну [40, 43].

Застосування систем з твердіючим закладенням на Південно-Білозерському родовищі дозволило застосувати висхідний спосіб відпрацювання рудного покладу. Це вирішило проблему введення рудника в експлуатацію на 1,5 – 2 роки раніше встановленого терміну.

Техніко-економічні показники системи наступні: питома витрата нарізних виробок – 3,3 м, продуктивність праці – 13 – 14 т/чол. змїну, собівартість 1 м³ твердіючого закладення – 127 грн, собівартість 1 т руди – 181 грн [44].

З викладеного випливає, що застосування твердіючого закладення виробленого простору дозволяє удосконалювати параметри системи розробки, скорочуючи обсяги нарізних і підготовчих робіт та забезпечувати ефективне управління гірським тиском.

1.5. ВПЛИВ ФОРМИ ОЧИСНОЇ КАМЕРИ НА СТІЙКІСТЬ МАСИВУ

Фізико-механічні властивості руди поряд з умовами залягання, геометричними розмірами камер визначають величину тиску і напружень в рудному та закладному масивах виробленого простору, а також формують зону впливу камери на допустимі відслонення рудного масиву й на його напружений стан. У ній виділяють зону можливого знеміцнення масиву та зону інтенсивного впливу камери.

У зоні можливого знеміцнення масиву спостерігаються вивали і руйнування гірського масиву. В основному це відбувається при перевищенні площі відслонення поверхні камери.

Розташовуючись за зоною можливого руйнування масиву, зона інтенсивного впливу камери чинить істотний вплив на експлуатаційні гірничі виробки. Спостерігається луцнення, відшарування боків виробки і часткове обвалення порід [44 – 47].

Параметри зони впливу камери визначають відстань, на якій допускається розташування другої камери, що одночасно відпрацьову-

ється. Цілик між цими камерами повинен перевищувати параметри зони загального впливу очисної камери. Невиконання даної умови сприяє інтенсивному деформуванню й руйнуванню цілика, в результаті чого погіршується стійкість камери. Це негативно позначається на випуску руди з очисних камер, що знаходяться в безпосередньому контакті з твердіючим закладенням.

Механічні характеристики закладних масивів безпосередньо впливають на показники засмічення відбитої рудної маси зруйнованим закладним матеріалом. Вивченню стійкості закладних масивів присвячені роботи О.А. Байконурова [48, 49], Д.М. Броннікова [27], Ф.П. Бублика [50 – 53], В.П. Волощенко [54], О.П. Вяткіна [35], В.О. Камчугова [54], В.П. Кравченка [31], О.М. Кузьменка [55 – 57], В.В. Куликова [31], Ю.М. Паненкова [58], О.Л. Требукова [8, 59], В.І. Хомякова [60], М.М. Цигалова [27, 61], В.Н. Малого [62, 63] та низки закордонних вчених [18, 24, 64 – 69].

Питанням випуску обваленої руди на контакт з криволінійною поверхнею твердіючого закладного масиву при відпрацюванні камер другої черги систем розробки займалися Ю.П. Капленко та В.О. Калініченко [70]. Запропоновано технологічні схеми підземної розробки магнетитових кварцитів, що дозволяють підвищити показники вилучення руди з надр. Однак питання, що стосуються дослідження залежностей показників вилучення відбитої руди від стійкості гірських масивів, які перебувають в напруженому стані, є недостатньо вивченими.

Стійкість відслонених гірських масивів високих очисних камер, що мають невеликі значення коефіцієнтів міцності, які впливають на показники вилучення і умови безпечного ведення гірничих робіт, є одним з визначальних питань ефективності видобутку руди на великих глибинах.

Проблеми стійкості відслонених поверхонь очисних камер залишаються постійним актуальним питанням, незважаючи на розробку і застосування інструктивних вказівок з визначення параметрів стійких відслонень очисних камер. Методики визначення допустимих конструктивних відслонень розроблялися з урахуванням їх статистичного обліку, без розгляду впливу глибини ведення гірничих робіт і змінного напруженого стану масиву.

Враховуючи існуючі недоліки, в НІГРІ були розроблені інструктивні вказівки, де критеріями стійкості відслонень рудного масиву в камерах прийняті еквівалентні прольоти, глибина розташування гірничої виробки та міцність порід [71, 72].

Визначенню величини граничного прольоту відслонення гірничої виробки присвячені роботи В.П. Перепелиці [73, 74], М.М. Протод'яконова [75], В. Ріттера [76], В.М. Тарасютіна [77], О.Є. Хоменка [38, 45] та інших. Фундаментальні питання механіки гірських порід розглянуті в роботах А.О. Борисова [78], Д.М. Броннікова [7, 34], С.В. Ветрова [79], Н.З. Галаєва [80], В.Т. Глушка [81], Н.Ф. Замєсова [34], М.А. Іофіса [82], І.О. Турчанінова [83], В.Д. Слесарева [84] та багатьох інших.

Відомо, що великі розміри вертикальних відслонень рудного масиву в очисних камерах домінують над горизонтальними відслоненнями [75 – 77, 84]. Похилі відслонення порід можуть бути створені значних розмірів на відміну від горизонтальних у $1/\cos \alpha$ раз [75]. Закономірність значної переваги вертикальних і похилих відслонень над горизонтальними заслуговує на увагу, проте на великих глибинах і в умовах, коли горизонтальна складова напружень перевершує вертикальну складову, дане твердження вимагає додаткових досліджень і уточнень.

Визначенню гранично допустимої величини прольоту склепіння присвячені роботи С.В. Ветрова [79], Н.З. Галаєва [80], М.А. Іофіса [83], Ю.П. Капленка [85], Г.М. Кузнєцова [83], О.М. Кузьменка [86 – 89], В.П. Волощенко [90], В.Ф. Трумбачева [91], О.Є. Хоменка [38], В.В. Цариковського [92 – 94], П.М. Цимбаревича [95] та інших.

Встановлено, що розміри склепін і куполів природної рівноваги залежать від фізико-механічних властивостей гірських порід та кусковатості зруйнованих порід. С.В. Ветров вважає, що склепіння стійкої рівноваги стійке, за умови, коли міцність і розміри породних блоків забезпечують надійне їх самозаклинювання без руйнування [79]. При цьому автор нічого не згадує про кривизну склепіння, а відзначає його параболічне окреслення. При визначенні параметрів стійких відслонень очисних виробок вирішення завдання зводиться до знаходження розмірів граничних відслонень порід у покрівлі [79]. Стверджується, що областям можливого руйнування покрівлі в результаті відриву порід можливо запобігти. Для цього необхідно надати покрівлі очисних камер форму склепіння. Параметри склепіння визначаються як співвідношення висоти до граничного прольоту.

В роботі [93] автори роблять висновок, що стійкість стелин залежить від форми поперечного перерізу покрівлі камер і радіуса заокруглень кутів камер. Збільшення радіусу заокруглення призводить до зміни форми покрівлі, що, в свою чергу, призводить до зменшення зони розтягуючих напружень. Коефіцієнт концентрації головних доти-

чних напружень зменшується за гіперболічним законом від нескінченності при 0 до 1,67 при напівциркульному склепінні.

В роботі [91] автори відзначають, що можливі два варіанти розташування склепінноподібних і шатрових відслонень стелин, як за простяганням, так і вхрест простягання. Відомо, що стійкість порід до відслонення буде відрізнятися в цьому випадку незалежно від фізико-механічних властивостей руди.

У прийнятих методиках розрахунку стелин критерієм оцінки стійкості масиву приймається умова, що головні розтягальні напруження не повинні перевищувати допустимі. В іншому випадку відбудеться повне або часткове обвалення порід (руди), оскільки вони крихко руйнуються при вигині.

Отже, визначення міцнісних розмірів склепіння зводиться до визначення діючих у ній напружень та порівнянню їх з допустимими напруженнями. Однак питання стійкості покрівлі, що представлена конгломератом і повторює форму днищ камер поверху, відпрацьованого вище, мало вивчені та являють науково-практичний інтерес до визначення стійкості покрівлі та її кривизни. Особливо це набуває актуальності, коли перехід гірничих робіт на глибину супроводжується вдосконаленням систем розробки і збільшенням виробничої потужності при зростаючих вимогах споживачів до якості видобутої руди.

В даних гірничотехнічних умовах ЗЗРК покрівлю очисної камери представляють штучний масив або конгломерат, що складається з залишеної руди, завалених порід і закладного масиву. Покрівля не має фіксованої величини і її товщина, так званого «штучного склепіння», залежить від щільності й міцності сформованого першого шару закладення в камерах поверху, що розташований вище.

1.6. ВИСНОВКИ

В результаті виконаних досліджень встановлено, що з глибиною ведення гірничих робіт і підвищення вимог споживачів до якості видобутої руди питання вдосконалення систем з твердіючим закладенням як для ЗЗРК, який розробляє Південно-Білозерське родовище багатих залізних руд, залишається актуальним, так і для країн з розвиненою гірничодобувною промисловістю.

З виконаного аналізу застосування камерних систем розробки з твердіючим закладенням рудних родовищ зі складними гірничо-геологічними умовами можна констатувати, що даний вид систем довів свою ефективність у порівнянні з іншими системами розробки. Од-

нак для підвищення їх ефективності необхідно виконати дослідження щодо стійкості очисних камер другої черги розробки, оскільки зміна конфігурації та параметрів системи впливає на стійкість камер.

Механізм геомеханічних процесів, що виникають у масивах гірських порід при зміні форми камери, як одного з важливих чинників при формуванні напруженого стану покрівлі, утвореної з рудного і породного конгломератів, вивчений недостатньо. Видається неможливим оцінити значення фізико-механічних властивостей руди й закладного масиву поряд з умовами залягання, геометричними розмірами камер та глибиною розробки на формування напруженого стану гірських порід.

Встановлено основні фактори, що впливають на стійкість відслонень контуру високих очисних камер при застосуванні систем розробки з твердіючим закладенням. Проблеми стійкості відслонених поверхонь очисних камер залишаються постійним актуальним питанням, незважаючи на розробку і застосування інструктивних вказівок щодо визначення параметрів стійких відслонень очисних камер.

Виходячи з вищевикладеного, необхідно обґрунтувати шляхи вирішення наукових завдань для визначення раціональної форми та параметри очисних камер другої черги відпрацювання при системах розробки з твердіючим закладенням для Південно-Білозерського родовища залізної руди. Комплексне вивчення напруженого стану масивів з різними модулями пружності дозволить оцінити стійкість очисних камер складної форми до обвалення порід і закладного масиву, а також обґрунтовано й раціонально розташовувати підготовчі та нарізні виробки на горизонтах.

2.1. ОБҐРУНТУВАННЯ МЕТОДІВ ДОСЛІДЖЕННЯ СТІЙКОСТІ МАСИВУ В СИСТЕМАХ РОЗРОБКИ З ТВЕРДІЮЧИМ ЗАКЛАДЕННЯМ

Змінення форми очисної камери може відбуватись з різних причин, викликаних погіршенням гірничо-геологічних умов розробки родовища або вдосконаленням систем розробки на різних її етапах. В даному випадку розглядається зміна елементів системи розробки, що стосуються покрівлі та похилих площин днища камери. На перехідному етапі від одних до інших параметрів системи розробки неминуче виникає потреба у розгляді варіантів розташування підготовчих виробок для обслуговування гірничих робіт.

Із виконаного аналізу літературних джерел відомо, що сферична форма покрівлі камери найбільш стійка до відслонення порід [73, 93, 88, 89]. Але в даному випадку не враховується повнота вилучення корисної копалини і форма днища камер вищележачого горизонту. При твердіючому закладенні виробленого простору очисної камери конфігурація днища камери стає покрівлею. У більшості випадків покрівля являє собою конгломерат, що складається із залишеної руди, вміщуючих порід і закладного матеріалу. Модулі пружності цих порід мають різні значення, які врахувати у розрахунках практично неможливо. Тому за своїми фізико-механічними характеристиками утворений конгломерат відрізняється від закладного й рудного масивів. Враховуючи дані обставини, масив із конгломерату буде іменуватися в подальшому терміном гірський масив.

Стійкість відслонених поверхонь конфігурації очисної камери повинна забезпечувати повноту випуску відбитої руди, не допускаючи збіднення, з урахуванням тріщинуватості масиву, наявності води та сейсмічної дії вибуху. До основних перерахованих причин слід додати технологічні можливості забезпечення теоретично отриманих результатів щодо стійкої конфігурації очисних камер. Сферичну форму стелі можна створити, лише в одиничному випадку, не враховуючи при цьому поєднання загальної конфігурації очисних робіт на суміжних горизонтах.

При розробці рудних покладів Південно-Білозерського родовища на глибині 530 – 840 м застосовується поверхово-камерна система з буропідричним відбиванням руди із підповерхових виробок. Висота камер досягає 100 м при ширині 15 – 30 м. Днища мають похилі площини. Після випуску руди з камери її заповнюють твердіючим закладенням.

Відпрацювання очисних камер нижнього горизонту ведеться у дві черги. Камери другої черги відпрацьовуються після того як закладення в камерах першої черги набере необхідну міцності до відслонення й стійкість до сейсмічного впливу.

Таким чином, гірничі роботи з видобутку руди ведуться в оточенні гірського масиву, який представлений вміщуючими породами, рудою і закладним масивом з різним ступенем штучного метаморфізму. Стан оточуючого гірського масиву являє складну мозаїку напружень і деформацій, для встановлення якої необхідно використовувати різні методи моделювання та натурних досліджень стійкості контуру високих очисних камер.

На стійкість відслонення закладного масиву, руди та вміщуючих порід чинить вплив форма високих камер, яка надається їй, виходячи з умови повноти вилучення руди й заповнення закладним матеріалом. Відомо, що вигини форми камери є концентраторами напружень у місцях, де відбуваються обвалення закладного масиву та вивали руди й вміщуючих порід при сейсмічній дії масового вибуху.

2.2. МЕТОДИКА МАТЕМАТИЧНОГО МОДЕЛЮВАННЯ СТІЙКОСТІ ВИСОКОЇ ОЧИСНОЇ КАМЕРИ

Для вивчення напруженого стану масиву гірських порід застосовуються різні методи: математичне моделювання, поляризаційно-оптичний та звукометричний методи. Для обґрунтованого вибору фізико-механічних характеристик закладного масиву, що забезпечують його стійкість при відслоненні, визначимо напружений стан різномодульного масиву навколо високих очисних камер.

У розв'язуваній задачі розглядався масив, що вміщує протяжну виробку у формі високої очисної камери зі складним контуром. Виробки вищележачого горизонту та оточуючі камеру на поверсі вважалися заповненими закладенням (Рис. 2.1). Припускаємо, що область, що розглядається, є лінійно-пружною і знаходиться у стані плоскої деформації. Зроблені припущення дозволяють використовувати метод граничного елемента (МГЕ) у тій його модифікації, яка називається методом фіктивних навантажень.

Тут в якості невідомих виступають не реальні зміщення й зусилля, а деякі фіктивні навантаження, прикладені в точках межі розглянутої області та визначені з дискретного аналога граничних інтегральних рівнянь.

Невідомі напруження або переміщення, як на межі області, так і в будь-якій її внутрішній точці, визначаються у ході рішення через знайдені фіктивні навантаження.

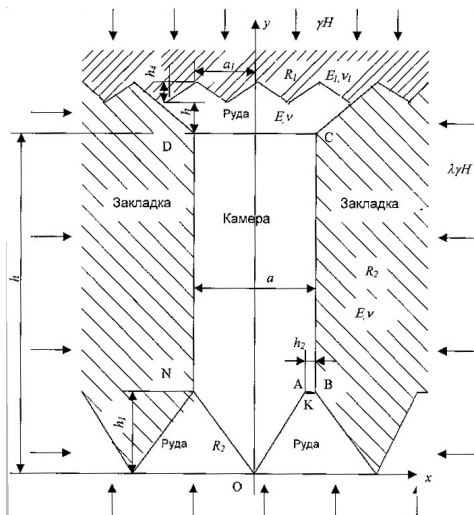
Базовим є рішення задачі щодо дії зосередженої сили в точці пружного нескінченного середовища, відомої як задача Кельвіна [96 – 98]. Для чисельного вирішення поставленої задачі розглянемо дві однорідні ізотропні лінійно-пружні області R_1 і R_2 з пружними постійними ν_1, E_1 і ν_2, E_2 . Вони являють собою невідпрацьовану частину рудного покладу та закладення. Для підобластей R_1 і R_2 розглянемо окремі крайові задачі, які об'єднаємо умовами безперервності на поверхні контакту у вигляді рівності дотичних і нормативних напружень:

$$\sigma_s^{[1]} = \sigma_s^{[2]}, \quad \sigma_n^{[1]} = \sigma_n^{[2]} ; \quad (2.1)$$

або зміщень:

$$u_s^{[1]} = -u_s^{[2]}, \quad u_n^{[1]} = -u_n^{[2]} . \quad (2.2)$$

У використовуваному методі фіктивних навантажень межі підобластей C_1 і C_2 розбиваємо на N_1 і N_2 ($N_1 + N_2 = N$), що примикають один до одного прямолінійних відрізків. При цьому елементи, розташовані на двох сторонах контакту областей, повністю збігаються один з одним. Позначимо через $2a^i$ довжину i -го граничного елемента. Лінійна комбінація N_k ($k = 1, 2$) фіктивних дотичних P_s^i і нормальних P_n^i навантажень, прикладених в центрі кожного граничного елемента (Рис. 2.2б), контуру C_k ($k = 1, 2$), повинна дорівнювати заданим на контурі граничним умовам (напруженням, переміщенням) або задовольняти умовам безперервності на поверхні контакту.



**Рисунок 2.1 – Розрахункова схема
плоскої задачі для гірського масиву**

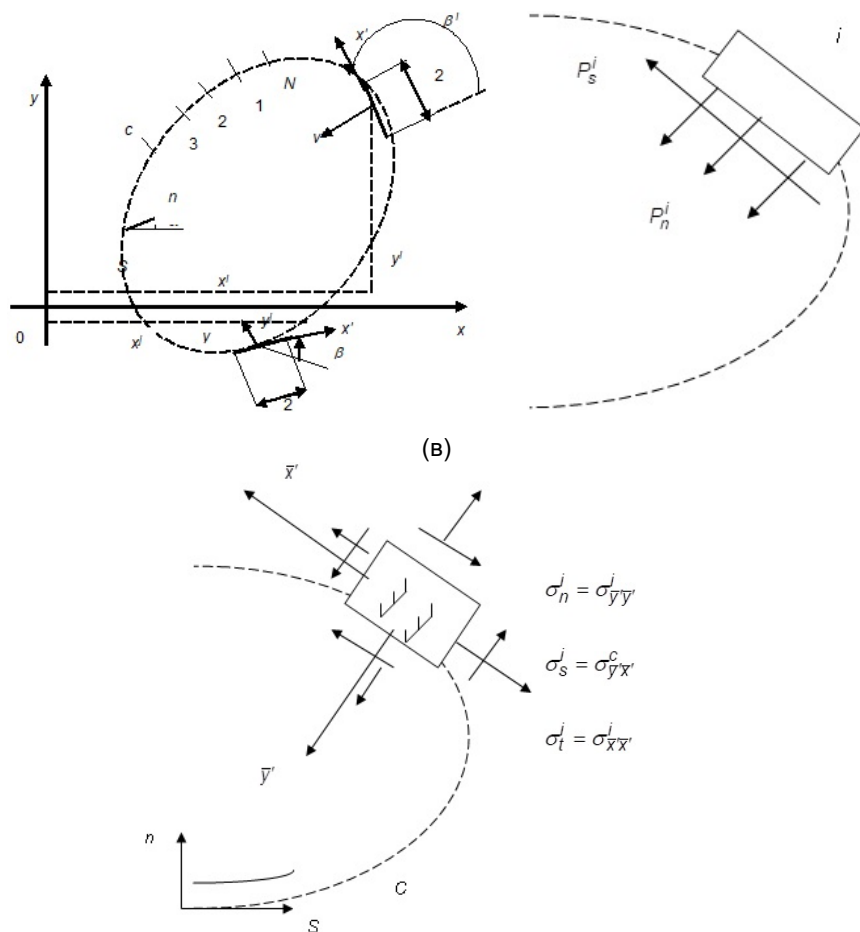


Рисунок 2.2 – Схема представлення контуру очисної камери граничними елементами: (а) системи координат, що використовуються; (б) фіктивні навантаження; (в) напружений стан у граничній точці

Це дозволяє побудувати систему лінійних алгебраїчних рівнянь для визначення фіктивних навантажень P_s^i и P_n^i ($i = \overline{1, N}$), а потім виразити через них зміщення й напруження у довільній точці масиву гірських порід.

Нехай у глобальній системі координат XY центр i -го граничного елемента має координати x^i, y^i , а j -тий x^j, y^j (Рис. 2.2а). З кожним елементом зв'яжемо локальну систему координат ns . Напрямок осі n збігається з напрямком зовнішньої нормалі до контуру в даній точці, осі s – з напрямком обходу межі.

Переміщення i -го граничного елемента, викликані фіктивними навантаженнями, прикладеними до j -го елемента, визначаються відповідно до базового аналітичного рішення за формулами:

$$U_s^i = \frac{P_s^j}{2G_k} \left[(3 - 4\nu_k) \cos \gamma \bar{F}_1 - \bar{y} (\sin \gamma \bar{F}_2 - \cos \gamma \bar{F}_3) \right] + \frac{P_n^j}{n} \left[(3 - 4\nu_k) \sin \gamma \bar{F}_1 - \bar{y} (\cos \gamma \bar{F}_2 + \sin \gamma \bar{F}_3) \right] = B_{ss}^{ij} P_s^j + B_{sn}^{ij} P_n^j; \quad (2.3)$$

$$U_n^i = \frac{P_s^j}{2G_k} \left[-(3 - 4\nu_k) \sin \gamma \bar{F}_1 - \bar{y} (\cos \gamma \bar{F}_2 + \sin \gamma \bar{F}_3) \right] + \frac{P_n^j}{2G_k} \left[(3 - 4\nu_k) \cos \gamma \bar{F}_1 + \bar{y} (\sin \gamma \bar{F}_2 - \cos \gamma \bar{F}_3) \right] = B_{sn}^{ij} P_s^j + B_{nn}^{ij} P_n^j, \quad (2.4)$$

де:

G_k, ν_k ($k = 1, 2$) – модулі зсуву та коефіцієнти Пуассона породи й закладного матеріалу;

$$\gamma = \beta^i - \beta^j; \quad (2.5)$$

$$\bar{F}_1 = f(\bar{x}, \bar{y}) = -\frac{1}{4\pi(1-\nu_k)} \cdot \left[\bar{y} \left(\arctan \frac{\bar{y}}{\bar{x}-a} - \arctan \frac{\bar{y}}{\bar{x}+a} \right) - (\bar{x}-a) \ln \sqrt{(\bar{x}-a)^2 + \bar{y}^2} + (\bar{x}+a) \ln \sqrt{(\bar{x}+a)^2 + \bar{y}^2} \right]; \quad (2.6)$$

$$\bar{F}_2 = \frac{1}{4\pi(1-\nu_k)} \cdot \left[\ln \sqrt{(\bar{x}-a)^2 + \bar{y}^2} - \ln \sqrt{(\bar{x}+a)^2 + \bar{y}^2} \right]; \quad (2.7)$$

$$\bar{F}_3 = -\frac{1}{4\pi(1-\nu_k)} \left(\arctan \frac{\bar{y}}{\bar{x}-a} - \arctan \frac{\bar{y}}{\bar{x}+a} \right); \quad (2.8)$$

$$\bar{F}_4 = \frac{1}{4\pi(1-\nu_k)} \left(\frac{\bar{y}}{(\bar{x}-a)^2 + \bar{y}^2} - \frac{\bar{y}}{(\bar{x}+a)^2 + \bar{y}^2} \right); \quad (2.9)$$

$$\bar{F}_5 = \frac{1}{4\pi(1-\nu_k)} \left(\frac{\bar{x}-a}{(\bar{x}-a)^2 + \bar{y}^2} - \frac{\bar{x}+a}{(\bar{x}+a)^2 + \bar{y}^2} \right); \quad (2.10)$$

$$\bar{x} = (x^i - x^j) \cos \beta^j + (y^i - y^j) \sin \beta^j; \quad (2.11)$$

$$\bar{y} = -(x^i - x^j) \sin \beta^j + (y^i - y^j) \cos \beta^j; \quad (2.12)$$

$$(k = 1, 2).$$

Коефіцієнт впливу B_{sn}^{ij} являє собою зміщення i -го елемента у напрямку s , викликане поодиноким зусиллям P_n^j , прикладеним у j -му відрізьку в напрямку нормалі до нього. Аналогічний сенс мають коефіцієнти B_{ss}^{ij} , B_{sn}^{ij} , B_{nn}^{ij} .

Дотичне, нормальне і тангенціальне напруження виражаються через фіктивні навантаження та коефіцієнти впливу наступним чином:

$$\begin{aligned} \sigma_s^i = P_s^j & \left[-2(1-\nu_k) (\sin 2\gamma \bar{F}_2 - \cos 2\gamma \bar{F}_3) - \right. \\ & \left. - \bar{y} (\sin 2\gamma \bar{F}_4 + \cos 2\gamma \bar{F}_5) \right] + P_n^j \left[(1-2\gamma_k) \times \right. \\ & \left. \times (\cos 2\gamma \bar{F}_2 + \sin 2\gamma \bar{F}_3) - \bar{y} (\cos 2\gamma \bar{F}_4 - \right. \\ & \left. - \sin 2\gamma \bar{F}_5) \right] = A_{ss}^{ij} P_s^j + A_{sn}^{ij} P_n^j; \end{aligned} \quad (2.13)$$

$$\begin{aligned} \sigma_n^i = P_s^j & \left[\bar{F}_2 - 2(1-\nu_k) (\cos 2\gamma \bar{F}_2 + \sin 2\gamma \bar{F}_3) - \right. \\ & \left. - \bar{y} (\cos 2\gamma \bar{F}_4 - \sin 2\gamma \bar{F}_5) \right] + P_n^j \left[\bar{F}_3 - (1-2\nu_k) \times \right. \\ & \left. \times (\sin 2\gamma \bar{F}_2 - \cos 2\gamma \bar{F}_3) + \bar{y} (\sin 2\gamma \bar{F}_4 + \right. \\ & \left. + \cos 2\gamma \bar{F}_5) \right] = A_{ns}^{ij} P_s^j + A_{nn}^{ij} P_n^j; \end{aligned} \quad (2.14)$$

$$\begin{aligned} \sigma_n^j = & P_s^j \left[\bar{F}_2 + 2(1 - \nu_k)(\cos 2\gamma \bar{F}_2 + \sin 2\gamma \bar{F}_3) + \right. \\ & \left. + \bar{y}(\cos 2\gamma \bar{F}_4 - \sin 2\gamma \bar{F}_5) \right] + P_n^j \left[\bar{F}_3 + (1 - 2\nu_k) \times \right. \\ & \left. \times (\sin 2\gamma \bar{F}_2 - \cos 2\gamma \bar{F}_3) - \bar{y}(\sin 2\gamma \bar{F}_4 + \right. \\ & \left. + \cos 2\gamma \bar{F}_5) \right] = A_{ts}^{ij} P_s^j + A_{tn}^{ij} P_n^j; \\ & (k = 1, 2). \end{aligned} \quad (2.15)$$

Тут коефіцієнт A_{sn}^{ij} являє собою дійсне дотичне напруження в i -му елементі, викликане нормальним постійним одиничним навантаженням, прикладеним у j -му відрізку ($P_n^j = 1$) k -ої межі. Аналогічний сенс мають коефіцієнти A_{ss}^{ij} , A_{nn}^{ij} , A_{sn}^{ij} , A_{ts}^{ij} , A_{tn}^{ij} .

Власні коефіцієнти впливу, що характеризують вплив фіктивних навантажень P_s^i і P_n^i i -го елемента мають вигляд:

$$\begin{aligned} B_{sn}^{ii} = B_{ns}^{ii} = 0; \quad B_{ss}^{ii} = B_{nn}^{ii} = & -\frac{3 - 4\nu_k}{4\pi G_k(1 - \nu_k)} a^i \ln a^i; \\ A_{sn}^{ii} = A_{ns}^{ii} = 0; \quad A_{ss}^{ii} = A_{nn}^{ii} = & \frac{1}{2}; \\ A_{ts}^{ii} = A_{tn}^{ii} = 0; \quad A_{tn}^{ii} = & \mp \frac{1}{2} \cdot \frac{\nu_k}{1 - \nu_k}; \\ \bar{y} = 0_{\pm}; \quad (k = 1, 2). \end{aligned} \quad (2.16)$$

При визначенні напружень та зсувів у внутрішній точці (x, y) масиву коефіцієнти впливу базуються на формулах (2.3) – (2.4) та (2.13) – (2.15):

$$\bar{x} = (x - x^j) \cos \beta^j + (y - y^j) \sin \beta^j; \quad (2.17)$$

$$\bar{y} = -(x - x^j) \sin \beta^j + (y - y^j) \cos \beta^j. \quad (2.18)$$

Згідно (2.3) – (2.4) та (2.13) – (2.15) дійсні переміщення й напруження в i -му елементі можна записати у вигляді лінійних залежностей від фіктивних навантажень P_s^i і P_n^i у всіх елементах межі:

$$\left. \begin{aligned} U_n^j &= \sum_{j=1}^{N_k} B_{ss}^{ij} P_s^j + \sum_{j=1}^{N_k} B_{sn}^{ij} P_n^j \\ U_n^j &= \sum_{j=1}^{N_k} B_{ns}^{ij} P_s^j + \sum_{j=1}^{N_k} B_{nn}^{ij} P_n^j \end{aligned} \right\}; \quad (2.19)$$

$$\left. \begin{aligned} \sigma_s^i &= \sum_{j=1}^{N_k} A_{ss}^{ij} P_s^j + \sum_{j=1}^{N_k} A_{sn}^{ij} P_n^j \\ \sigma_n^i &= \sum_{j=1}^{N_k} A_{ns}^{ij} P_s^j + \sum_{j=1}^{N_k} A_{nn}^{ij} P_n^j \\ \sigma_t^i &= \sum_{j=1}^{N_k} A_{ts}^{ij} P_s^j + \sum_{j=1}^{N_k} A_{tn}^{ij} P_n^j \end{aligned} \right\}; \quad (2.20)$$

$$(k = 1, 2).$$

Система $2N$ алгебраїчних рівнянь для визначення фіктивних навантажень P_s^j і P_n^j записується, виходячи з граничних умов задачі та умов безперервності на поверхні контакту. Якщо на i -му граничному елементі задані переміщення $U_s^i = (U_s^i)_0$ і $U_n^i = (U_n^i)_0$, то згідно (2.19) цим умовам відповідає два рівняння системи:

$$\begin{aligned} (U_s^i)_0 &= \sum_{j=1}^{N_k} B_{ss}^{ij} P_s^j + \sum_{j=1}^{N_k} B_{sn}^{ij} P_n^j; \\ (U_n^i)_0 &= \sum_{j=1}^{N_k} B_{ns}^{ij} P_s^j + \sum_{j=1}^{N_k} B_{nn}^{ij} P_n^j; \end{aligned} \quad (2.21)$$

$$(k = 1, 2).$$

Якщо на i -му граничному елементі задані напруження $\sigma_s^i = (\sigma_s^i)_0$ і $\sigma_n^i = (\sigma_n^i)_0$, то маємо рівняння:

$$\begin{aligned} (\sigma_s^i)_0 &= \sum_{j=1}^{N_k} A_{ss}^{ij} P_s^j + \sum_{j=1}^{N_k} A_{sn}^{ij} P_n^j; \\ (\sigma_n^i)_0 &= \sum_{j=1}^{N_k} A_{ns}^{ij} P_s^j + \sum_{j=1}^{N_k} A_{nn}^{ij} P_n^j; \end{aligned} \quad (2.22)$$

$$(k = 1, 2).$$

Аналогічно будуються рівняння у випадку, якщо задані змішані умови.

На контакті, якщо елемент $i^{[1]}$ лежить на межі області R_1 і примикає до відповідного елементу $i^{*[1]}$ області R_2 , то повинні виконуватися умови (2.1). Використовуючи формули (2.13) – (2.15), рівняння (2.1) запишемо наступним чином:

$$\begin{aligned} & \sum_{j=1}^{N_1} A_{ss}^{ij[1]} P_s^{j[1]} - \sum_{j=N_1+1}^{N_1} A_{ss}^{i^*j[2]} P_s^{j[2]} + \sum_{j=1}^{N_1} A_{sn}^{ij[1]} P_n^{j[1]} - \\ & - \sum_{j=N_1+1}^N A_{sn}^{i^*j[2]} P_n^{j[2]} = 0; \\ & \sum_{j=1}^{N_1} A_{ns}^{ij[1]} P_s^{j[1]} - \sum_{j=N_1+1}^N A_{ns}^{i^*j[2]} P_s^{j[2]} + \sum_{j=1}^{N_1} A_{nn}^{ij[1]} P_n^{j[1]} - \\ & - \sum_{j=N_1+1}^N A_{nn}^{i^*j[2]} P_n^{j[2]} = 0; \\ & \left(i = \overline{N_1+1; N_1}; i^* = \overline{N_1+1, N} \right). \end{aligned} \quad (2.23)$$

Якщо ж елемент $i^{[2]}$ належить області R_2 , а відповідний йому суміжний елемент знаходиться на контурі R_1 , то умови сумісності, записані в переміщеннях (2), мають вигляд:

$$\begin{aligned} & \sum_{j=1}^{N_1} B_{ss}^{i^*j[1]} P_s^{j[1]} - \sum_{j=N_1+1}^N B_{ss}^{ij[2]} P_s^{j[2]} + \sum_{j=1}^{N_1} B_{sn}^{i^*j[1]} P_n^{j[1]} + \\ & + \sum_{j=N_1+1}^N B_{sn}^{ij[2]} P_n^{j[2]} = 0; \\ & \sum_{j=1}^{N_1} B_{ns}^{i^*j[1]} P_s^{j[1]} + \sum_{j=N_1+1}^N B_{ns}^{ij[2]} P_s^{j[2]} + \sum_{j=1}^{N_1} B_{nn}^{i^*j[1]} P_n^{j[1]} + \\ & + \sum_{j=N_1+1}^N B_{nn}^{ij[2]} P_n^{j[2]} = 0. \end{aligned} \quad (2.24)$$

Об'єднуючи рівняння (2.22) – (2.24), для випадку вільного контуру $((\sigma_n)_0 = (\sigma_s)_0 = 0)$, запишемо систему рівнянь для визначення фіктивних навантажень:

$$\left. \begin{aligned} \sum_{j=1}^N C_{ss}^{ij} P_s^j + \sum_{j=1}^N C_{sn}^{ij} P_n^j &= b_s^j \\ \sum_{j=1}^N C_{ns}^{ij} P_s^j + \sum_{j=1}^N C_{nn}^{ij} P_n^j &= b_n^j \end{aligned} \right\}; \quad (2.25)$$

$$(N = N_1 + N_2).$$

При складанні рівнянь (2.25) для граничних елементів зведеної межі C_1 маємо:

$$b_s^i = 0; \quad b_n^i = 0; \quad (i = 1, N_{11}); \quad (2.26)$$

$$C_{ss}^{ij} = \begin{cases} A_{ss}^{ij[1]}, & j \leq N_1 \\ 0; & N_1 + 1 \leq j < N \end{cases}; \quad (2.27)$$

$$C_{sn}^{ij} = \begin{cases} A_{ns}^{ij[1]}, & j \leq N_1 \\ 0; & N_1 + 1 \leq j \leq N \end{cases}; \quad (2.28)$$

$$C_{ns}^{ij} = \begin{cases} A_{ns}^{ij[1]}, & j \leq N_1 \\ 0; & N_1 + 1 \leq j \leq N \end{cases}; \quad (2.29)$$

$$C_{nn}^{ij} = \begin{cases} A_{nn}^{ij[1]}, & j \leq N_1 \\ 0; & N_1 + 1 \leq j \leq N. \end{cases} \quad (2.30)$$

Для елементів суміжного контуру C_1 області R_1 :

$$b_s^i = 0; \quad b_n^i = 0; \quad (i = \overline{N_{11} + 1, N_1}); \quad (2.31)$$

$$C_{ss}^{ij} = \begin{cases} A_{ss}^{ij[1]}, & j \leq N_1 \\ -A_{ss}^{i^*j[2]}, & N_1 + 1 \leq j < N \end{cases}; \quad (2.32)$$

$$C_{sn}^{ij} = \begin{cases} A_{sn}^{ij[1]}, & j \leq N_1 \\ -A_{sn}^{i^*j[2]}, & N_1 + 1 \leq j < N \end{cases}; \quad (2.33)$$

$$C_{ns}^{ij} = \begin{cases} A_{ns}^{ij[1]}, & j \leq N_1 \\ -A_{ns}^{i*j[2]}, & N_1 + 1 \leq j \leq N \end{cases}; \quad (2.34)$$

$$C_{nn}^{ij} = \begin{cases} A_{nn}^{ij[1]}, & j \leq N_1 \\ -A_{nn}^{i*j[2]}, & N_1 + 1 \leq j \leq N. \end{cases} \quad (2.35)$$

Для суміжного контуру C_2 області R_2 :

$$b_s^i = 0; \quad b_n^i = 0; \quad (i = \overline{N_1 + N_{21}; N}); \quad (2.36)$$

$$C_{ss}^{ij} = \begin{cases} B_{ss}^{i*j[1]}, & j \leq N_1 \\ B_{ss}^{ij[2]}, & N_1 + 1 \leq j \leq N \end{cases}; \quad (2.37)$$

$$C_{sn}^{ij} = \begin{cases} B_{sn}^{i*j[1]}, & j \leq N_1 \\ B_{sn}^{ij[2]}, & N_1 + 1 \leq j \leq N \end{cases}; \quad (2.38)$$

$$C_{ns}^{ij} = \begin{cases} B_{ns}^{i*j[1]}, & j \leq N_1 \\ B_{ns}^{ij[2]}, & N_1 + 1 \leq j \leq N \end{cases}; \quad (2.39)$$

$$C_{nn}^{ij} = \begin{cases} B_{nn}^{i*j[1]}, & j \leq N_1 \\ B_{nn}^{ij[2]}, & N_1 + 1 \leq j \leq N. \end{cases} \quad (2.40)$$

Вирішивши отриману систему рівнянь відносно P_s^i і P_n^j за формулами (2.19) і (2.20), визначаємо дійсні напруження та переміщення у будь-якій точці масиву. Для оцінки стійкості камер використовується критерій типу Кулона-Мора, згідно з яким еквівалентні напруження $\sigma_{екв}$ не повинні перевищувати максимально допустимі:

$$\max \sigma_{екв} = \frac{1}{2x} \left\{ \sqrt{(1-x)^2 (\sigma_{xx} + \sigma_{yy})^2 + 4x \left((\sigma_{xx} - \sigma_{yy})^2 + \sqrt{4\tau^2 xy} \right)} - (1-x)(\sigma_{xx} - \sigma_{yy}) \right\} \leq (\sigma_c), \quad (2.41)$$

де:

σ_c – межа міцності руди на стиск;

σ_p – межа міцності руди на розтяг.

$$X = \frac{\sigma_p}{\sigma_c}. \quad (2.42)$$

Описаний алгоритм розрахунку реалізований у вигляді Фортран програми «CHAMBER».

2.3. МЕТОДИКА ДОСЛІДЖЕННЯ НАПРУЖЕНОГО СТАНУ ГІРСЬКОГО МАСИВУ ПОЛЯРИЗАЦІЙНО-ОПТИЧНИМ МЕТОДОМ

Методичні основи моделювання методом еквівалентних матеріалів і критерії подібності досить повно розроблені І.Д. Насоновим [99], М.В. Кирпичовим [100], Ф.П. Глушихінін [101], П.Д. Петренком, Г.Н. Кузнєцовим [102] та досить докладно викладені у роботах іншими авторами [103 – 109]. Однак одержати абсолютну подібність на моделях з еквівалентних матеріалів навіть при дотриманні всіх критеріїв подібності практично неможливо. Отже, необхідно дотримуватися тих критеріїв подібності, які є вирішальними у даному процесі.

В основі методу еквівалентних матеріалів лежить теорія механічної подібності Ньютона, яка передбачає геометричну, кінематичну та динамічну подібність [100 – 102]. Геометрична подібність являє собою масштабне зменшення всіх геометричних розмірів моделі в деяке число разів відповідно до масштабу моделювання вихідної ділянки.

Інструктивні документи дозволяють визначати стійкість як горизонтальних і похилих стелін [84, 92], так і склепінноподібних і шатрових форм [80]. У роботах [80, 92] автори відмічають, що при визначенні геометричних параметрів склепінноподібних і шатрових відслонень стелін зазначені форми дозволяють підвищити стійкість за рахунок скорочення в них зони дії розтягуючих напружень. Стеліни зі склепінноподібною і шатровою формами відслонення можуть бути горизонтальними та похилими.

В якості початкових даних використовуються гірничотехнічні умови, що включають клас покладу, черговість відпрацювання камер, міцність руди (порід), потужність покладу, глибину розробки, висоту блоку, що відпрацьовується, і т.п.

Фізичне моделювання напружено-деформованого стану гірського масиву з охопленням значного об'єму, яким є розробка рудного покладу на декількох поверхах, можливе із застосуванням поляризацій-

но-оптичного методу. Даний метод дозволяє в лабораторних умовах вивчати напружено-деформований стан масиву як навколо окремих гірничих виробок, так і порушеної зони значних розмірів.

Сутність методу полягає в тому, що на моделях із оптично активних матеріалів (ігданіт, агарін, баккеліт та ін.) отримують зображення кольорових полів (ізохром) та точок з головними кутами нахилу головних напружень (ізокліни), за якими проводиться обчислення компонент напружень [110 – 112]. Ізохром являють собою сукупність областей з однаковими різницями головних напружень. За зображенням ізокліни будується зображення траєкторій головних напружень (ізостат). Дотичні та ізостати показують напрямок головних напружень.

Для вирішення плоскої задачі застосовуються наступні методи: «Рapid», різниці дотичних напружень, Файлона-Лібніца, визначення головних нормальних напружень за їх сумою і різницею шляхом побудови ізохром та ізоклін рішенням відповідних рівнянь.

Метод «Рapid» застосовується для визначення величини і напрямків головних напружень уздовж площини симетрії та на вільному контурі методом нарисної геометрії [111].

Метод різниці дотичних напружень заснований на вирішенні диференціальних рівнянь у прямокутній системі координат.

Для розрахунку компонент напружень використовується поєднана картина ізоляції ізохром, за якою визначаються параметри Q і $\delta_1 - \delta_2$ уздовж трьох прямих: основної та двох допоміжних, проведених паралельно основній на рівних, досить близьких, відстанях від неї. Для визначення компонент $\delta_x - \delta_y$ необхідно вирішити рівняння [110, 111]:

$$\begin{aligned}\sigma_x &= \sigma_{x_0} - \int_{x_0}^x \frac{\delta \tau_{xy}}{\delta y} dx; \\ \sigma_y &= \sigma_{y_0} - \int_{y_0}^y \frac{\delta \tau_{xy}}{\delta x} dy + \int_{y_0}^y \gamma dy.\end{aligned}\tag{2.43}$$

Дані рівняння вирішуються графоаналітичною інтеграцією за методом трапеції [100, 102]:

$$\begin{aligned}\sigma_{xn} &= \sigma_{x_0} - \sum_{i=1}^n \left(\Delta \tau_{xy} \right)_{cp} i \frac{\Delta x}{\Delta y}; \\ \sigma_{yn} &= \sigma_{y_0} - \sum_{r=1}^k \left(\Delta \tau_{xy} \right)_{cp} r \frac{\Delta x}{\Delta y},\end{aligned}\tag{2.44}$$

де:

δ_{x0} і δ_{y0} – відомі значення δ_x і δ_y в початковій точці (зазвичай беруться в межах недоторканого масиву);

$$\Delta\tau_{xy} = \tau_{xy3} - \tau_{xy}; \quad (2.45)$$

$$\Delta\tau_{xyy_2} = \frac{\Delta\tau_{xy} - \Delta\tau_{xy1}}{2}; \quad (2.46)$$

$$\Delta\tau_{xyy_2} = \frac{\Delta\tau_{xyi} + \Delta\tau_{xyi} + 1}{2}, \quad (2.47)$$

де:

1 – номер допоміжної прямої з меншою ординатою;

3 – номер допоміжної прямої з більшою ординатою;

τ_{xy} – величина дотичного напруження;

Δx – інтервал по осі x , через який проводилися виміри $\delta_1 - \delta_2$ і Q , якщо обчислення напружень здійснювалося уздовж осі x ; або відстань між допоміжними прямими, якщо обчислення напружень здійснювалося уздовж осі y ;

Δy – інтервал по осі y , через який проводилися виміри $\delta_1 - \delta_2$ і Q , якщо обчислення напружень здійснювалося уздовж осі y ; або відстань між допоміжними прямими, якщо обчислення напружень здійснювалося уздовж осі x ;

γ – об'ємна вага матеріалу моделі.

Величина дотичного напруження визначається за формулою:

$$\tau_{xy} = \frac{\sigma_1 - \sigma_2}{2} \sin 2Q; \quad (2.48)$$

$$\tau_{xy} = \frac{\sigma_1 - \sigma_2}{2} \sin 2\theta, \quad (2.49)$$

де:

θ – кут між позитивним напрямком осі x і напрямком σ_1 і σ_2 .

У випадку, якщо алгебраїчно більші головні нормальні напруження $\sigma_1 > 0$ і $\sigma_2 > 0$, то σ_1 та $\sigma_2 = \sigma_{\min}$. Якщо $\sigma_1 < 0$ і $\sigma_2 < 0$, то $m \sigma_1 = \sigma_{\min}$, а $\sigma_2 = \sigma_{\max}$.

Якщо напруження мають різні знаки і $|\sigma_1| > |\sigma_2|$ $m_0 \sigma_1 = \sigma_{\max}$, $\sigma_2 = \sigma_{\min}$ і навпаки.

Обчислення компоненти напружень може проводитися як уздовж осі x , так і вздовж осі y . Для цього за поєднаною картиною ізоклін та ізохром проводиться визначення вихідних даних σ_1 , σ_2 і Q . Через певний інтервал графіко-аналітичним способом за допомогою лінійки від ізокліни (ізохром) з меншою відміткою вимірюють величину мінімального відрізка ізокліни (ізохром) з більшою позначкою, що проходить через задану точку, та відстань від ізокліни (ізохром) з меншою позначкою до заданої точки.

Потім обчислюють значення параметра ізокліни (ізохром) у заданій точці за формулою:

$$n = n_1 + \frac{n_2 - n_1}{L} l, \quad (2.50)$$

де:

n_1 – менша позначка ізокліни (ізохром);

n_2 – більша позначка ізокліни (ізохром);

L – довжина мінімального відрізка між ізоклінами (ізохромами), що проходить через задану точку;

l – відстань від ізокліни (ізохром) з меншою позначкою до заданої точки.

За отриманими даними будуються графіки, які згладжуються, далі, згідно цих графіків, проводиться уточнення й виправлення вихідних даних. Оскільки параметр ізокліни дає два значення кута θ , то його значення уточнюється за картиною ізостат. Якщо обчислення проводяться уздовж осі x , то після обчислення за формулою [110] обчислюється σ_{y1} наступним чином [111]:

$$\sigma_{y1} = \sigma_{x1} - (\sigma_1 - \sigma_2) \cos 2\theta, \text{ якщо } |\theta| < 45^\circ; \quad (2.51)$$

$$\sigma_{y1} = \sigma_{x1} + (\sigma_1 - \sigma_2) \cos 2\theta, \text{ якщо } |\theta| > 45^\circ. \quad (2.52)$$

Якщо обчислення проводяться уздовж осі y , то σ_{x1} обчислюється за формулою:

$$\sigma_{y2} = \sigma_{x2} - (\sigma_1 - \sigma_2) \cos 2\theta, \text{ якщо } |\theta| < 45^\circ; \quad (2.53)$$

$$\sigma_{y2} = \sigma_{x2} + (\sigma_1 - \sigma_2) \cos 2\theta, \text{ якщо } |\theta| > 45^\circ. \quad (2.54)$$

Далі обчислюються σ_1 і σ_2 за формулами [100]:

$$\begin{aligned}\sigma_1 &= \frac{\sigma_x + \sigma_y}{2} + \tau_{\max}; \\ \sigma_1 &= \frac{\sigma_x + \sigma_y}{2} - \tau_{\max},\end{aligned}\quad (2.55)$$

де:

$$\tau_{\max} = \frac{1}{2} \sqrt{(\sigma_x - \sigma_y)^2 + 4\tau^2 + 4\tau^2 xy}. \quad (2.56)$$

Для прискорення обчислювального процесу розроблені програми вирішення даного завдання на мікрокалькуляторі, що наведені у роботі [110].

Метод Файлона застосовують для розділення головних напружень, інтегруючи рівняння рівноваги уздовж ізостатичної лінії [110, 111]:

$$\sigma_1 = \sigma_{1,0} - \int_{s_{1,6}}^s \frac{\sigma_1 - \sigma_2}{\zeta_2} dS_1. \quad (2.57)$$

де:

s_1, s_2 – траєкторії головних напружень σ_1 і σ_2 ;

ζ_1, ζ_2 – радіуси кривизни траєкторії;

$\sigma_{1,0}, \sigma_{2,0}$ – головні напруження в початковій точці інтегрування.

Даний метод застосовується для визначення головних напружень за осями симетрії. Набір вихідних даних проводиться в точках перетину ізоклін з ізостатою через рівний проміжок $\Delta\phi$ (зазвичай $\Delta\phi = 5^\circ$). Якщо осі координат x та y є осями симетрії, то рівняння напружень матиме наступний вигляд:

$$\begin{aligned}\sigma_{1,n} &= \sigma_{1,0} - \Delta\phi \sum_{i=1}^n \frac{(\sigma_1 - \sigma_2)i}{\Delta y_i} \Delta S_{1i}; \\ \sigma_{2,n} &= \sigma_{2,0} - \Delta\phi \sum_{z=1}^k \frac{(\sigma_1 - \sigma_2)r}{\Delta k_2} \Delta S_{2r},\end{aligned}\quad (2.58)$$

де:

$\sigma_{1,n}, \sigma_{1,k}$ – головні напруження в точці ізостатичних ліній;

$\sigma_{1,0}, \sigma_{2,0}$ – відомі значення головних напружень;

$\Delta\phi$ – приріст параметра двох сусідніх ізоклін;

$\Delta S_{1i}, \Delta S_{2,2}$ – відстань за ізотопами інтегрування між сусідніми точками.

Метод можна використовувати також, якщо ізостати не є осями симетрії. В цьому випадку в точках перетину ізоклін та ізостат необхідно проводити дотичні до ізокліни й визначати між ними кути ψ (для σ_1) або ψ' (для σ_2) і розв'язувати рівняння:

$$\begin{aligned}\sigma_{1i} &= \sigma_{10} + \int_{S_{10}}^{S_1} (\sigma_1 - \sigma_2) \operatorname{ctg} \Psi d\Theta; \\ \sigma_{2k} &= \sigma_{20} + \int_{S_{20}}^{S_2} (\sigma_1 - \sigma_2) \operatorname{ctg} \Psi' d\Theta,\end{aligned}\tag{2.59}$$

або замінюючи підсумовуванням:

$$\begin{aligned}\sigma_{1i} &= \sigma_{10} + \sum_{i=1}^n (\sigma_1 - \sigma_2) \operatorname{ctg} \Psi \Delta\Theta; \\ \sigma_{2k} &= \sigma_{20} + \sum_{r=1}^k (\sigma_1 - \sigma_2) \operatorname{ctg} \Psi' \Delta\Theta.\end{aligned}\tag{2.60}$$

Зважаючи на складність підготовки вихідних даних при значній похибці, визначення кутів ψ і ψ' та неможливості визначення σ_1 і σ_2 уздовж прямої, даний метод застосовується обмежено.

Метод Лібмана заснований на отриманні значень головних напружень вирішенням системи рівнянь:

$$\begin{aligned}\sigma_1 - \sigma_2 &= 2\tau_{\max}; \\ \sigma_1 + \sigma_2 &= U.\end{aligned}\tag{2.61}$$

Для отримання загальної картини розподілу напружень застосовуються різні способи побудови ліній з рівними сумами, а при електричному моделюванні – різні способи вимірювання товщини моделі. У зв'язку з цими труднощами отримання вихідних даних метод не набув великого поширення.

Для вивчення напруженого стану масиву гірських порід поляризаційно-оптичним методом в якості матеріалу моделі застосовується ігданіт, склад якого складається з 20 – 25% фотожелатину, 30% гліцерину, 45 – 50% води. Технологія виготовлення ігданіту передбачає засипання желатину в необхідну кількість води при повільному перемішуванні. Потім суміш витримується протягом п'яти годин, після чого в неї додається гліцерин [112, 113]. Далі суміш витримується протягом однієї доби, після чого розплавляється на водяній бані при

температурі 80 – 90°. Отриманий розчин проціджують і заливають у форму. Після застигання моделі знімаються форми і її змащують з усіх сторін касторовою олією. Потім зверху відрізається смуга величиною 1,5 см. Для імітації бічного відпору в форму вкладається металева лінійка.

Тарування моделі проводиться навантаженням власною вагою. Далі її ставлять на поляризаційно-оптичну установку бічною гранню, спостерігаючи картину кольорів й проводячи вимірювання відстаней від верхньої точки дотику моделі та форми до кожної смуги. За результатами тарування будується пряма лінія тарування для визначення $\sigma_1 \cdot \sigma_2$ кожного з кольорів. Модуль пружності матеріалу моделі визначається шляхом навантаження зразків, вимірюються їх висоти до і після навантаження й площі поперечного перерізу. Зразки мають форму прямокутного паралелепіпеда і навантажуються на спеціальному пресі.

Для моделювання форму встановлюють на поляризаційно-оптичну установку, наклеюють на неї кальку із зображенням контуру виробленого простору. За калькою спеціальним ножом або шаблоном за формою виробок вирізують контури, періодично спостерігають та фотографують або замальовують зображення ізоклін і ізохром.

Закладний матеріал виготовляється з більш низьким модулем пружності, ніж матеріал моделі, що представляє вміщуючі породи і рудний поклад. Це обумовлено тим, що штучно створений масив набуває міцнісні властивості поступово, протягом тривалого проміжку часу, і на момент проведення гірничих робіт не володіє стабільними фізико-механічними показниками.

2.4. МЕТОДИКА ШАХТНИХ СПОСТЕРЕЖЕНЬ ЗА СТІЙКІСТЮ ВІДСЛОНЕНИХ ПОВЕРХОНЬ ОЧИСНОЇ КАМЕРИ ПРИ ВІДПРАЦЮВАННІ РУДНОГО ПОКЛАДУ

Прийнята на Запорізькому залізорудному комбінаті поверхово-камерна система розробки з наступним закладанням твердіючими сумішами має великі розміри камер. Вони не дозволяють візуально оцінити ступінь заколів, нерівностей стінок, стан вертикальних боків камери і похилих поверхонь [114, 115].

Метою інструментальної зйомки високих очисних камер було виявлення відшарування й самообвалення порід і закладного масиву при зміні форми очисної камери та її знаходженні в технологічному блоці. Контроль над стійкістю очисного простору видобувних блоків проводився шляхом інструментальної зйомки складної конфігурації

(наприклад, при зміні форми стелини камери з переходом на ромбовидну конфігурацію при зміні параметрів камери системою підповерхових ортів з прирізаннями за простяганням). З огляду на ці обставини, оцінка стійкості боків камери виконується за результатами періодичної зйомки контурів камери. Зйомка розмірів очисного простору виконувалася за допомогою лазерної рулетки типу «Disto» та теодолітами 2Т-30П, Т-30 і Т-30м. Далі визначається об'єм очисного простору і результати заносяться в маркшейдерську документацію [116, 117].

Частота проведення інструментальних зйомок визначалася виробничою необхідністю. Регулярно проводилася зйомка найбільших пустот складної конфігурації, де очікувалися відшарування і самообвалення рудного покладу або закладного масиву. При цьому чітко фіксувалися всі зміни, що відбуваються в очисному просторі, після найбільших масових вибухів.

При відшаруванні порід у боках камери або самообваленні покрівлі зйомка проводиться не рідше одного разу на тиждень, незалежно від періодичності масових вибухів у технологічному блоці. Роботи по зйомці узгоджувалися з маркшейдерською та геологічною службами шахти, а також з керівництвом ділянок, на яких велися гірничі роботи у даному блоці.

При зйомці очисного простору діючих блоків визначалася наявність відбитої руди в лежачому боці та у днищі камери. За результатами зйомки відтворювали графічну побудову контуру очисної камери на планах, розрізах і проекціях масштабу 1:200 із нанесенням лежачої у ній відбитої рудної маси. Даний підхід до оцінки стійкості камери надавав можливість для визначення величин втрат і збіднення застосовувати найбільш точний і достовірний прямий метод [116].

Результати графічних побудов дозволяють оцінити фактичні контури відбивання рудних тіл. При неспівпадінні фактичного контуру відбивання з проектним контуром приймалися рішення щодо коригування подальшого відбивання руди в очисних блоках.

Таким чином, регулярна зйомка діючих очисних камер дозволила постійно контролювати стійкість елементів конфігурації високих камер, величину втрат і збіднення руди закладним матеріалом, а також не допускати зниження якості руди у процесі видобутку.

При виявленні обвалення покрівлі та стінок очисних камер за блоком встановлювався регулярний контроль (не рідше одного разу в тиждень). Якщо процес самообвалення триває, то приймалося рішення щодо доцільності відпрацювання даного блоку не лише з оцінкою технічних і економічних можливостей шахти.

Для виконання зйомки теодоліт встановлюють над маркшейдерською точкою у безпосередній близькості від простору камери. Його орієнтують на задану точку, що знаходиться з протилежного боку камери. Потім лазерним променем рулетки вказується обрана точка, куди наводиться труба теодоліта (Рис. 2.3).

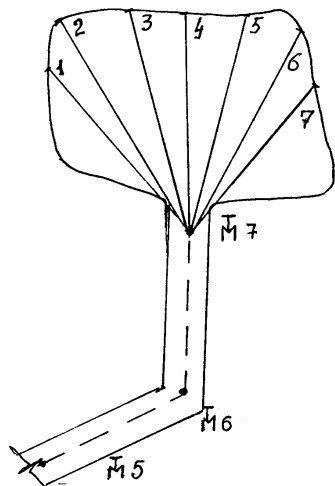


Рисунок 2.3 – Схема виконання замірів лазерною рулеткою для визначення контуру очисної камери

На теодоліті брався відлік по вертикальному і горизонтальному колах. Отримані результати записувалися в польовий журнал за встановленою формою. При всіх вимірах рулетка знаходилася не більше ніж на 0,5 м від теодоліта, що дає цілком достатню точність при нанесенні результатів зйомки на маркшейдерські плани і розрізи.

Зйомка виконувалася спочатку за рівнем стояння інструменту з кутом труби теодоліта 0° . Далі знімався перетин камери, паралельний нульовому куту нахилу через 5 – 10 м для визначення похилої площини днища і стелини камери. За отриманими вимірами будувалася контур камери і визначалося відхилення її контуру від проектного.

Даний підхід над якістю одержуваної гірської маси дозволив оператив-

2.5. ВИСНОВКИ

Виходячи з мети і завдань досліджень, а також з огляду на складність гірничо-геологічних умов розробки Південно-Білозерського родовища залізних руд, для дослідження стійкості складної форми високих камер застосовують комплексний метод. Він включає математичне моделювання напруженого стану гірського масиву, фізичне моделювання на поляризаційно-оптичній установці розвитку гірничих робіт та виконання натурних вимірювань обсягів вивалів вміщуючих порід і закладного масиву.

3.1. ОБҐРУНТУВАННЯ ФОРМИ ОЧИСНОЇ КАМЕРИ ПРИ ЗМІНІ ПАРАМЕТРІВ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ

Одним з основних питань підземної розробки рудних родовищ, які обумовлюють її економічну ефективність, є надійність управління масивом гірських порід і вибір технології видобутку руди. Неодмінною умовою при будь-якій системі розробки є здатність масиву зберігати тривалу стійкість поверхонь, що утворюються при допустимих прольотах горизонтального, вертикального та похилого відслонень. У міру накопичення досвіду роботи дані параметри у застосовуваних на Запорізькому залізорудному комбінаті системах розробки збільшувалися. Велоса постійне вдосконалення систем розробки і впровадження нової самохідної гірничої техніки. При зміні параметрів очисної камери конструктивні розміри та їх форми не збігалися. У цих умовах необхідно було прийняти таку форму камери, аби не втратити запаси руди, зберігши при цьому стійкість покрівлі, що складається з гірського конгломерату (Рис. 3.1).

Покрівля камер другої черги повторювала форму дна камери вищележачого горизонту. Ці камери відпрацьовуються після того, як закладення в камерах першої черги набере необхідну міцність до відслонення і стійкість до сейсмічного впливу.

Для даної форми камери вирішувалася задача зі встановлення напруженого стану підробленого масиву, представленого гірським конгломератом. На підставі отриманих результатів досліджень приймається порядок відбивання руди в об'єднаній камері другої черги та їх відпрацювання у поверсі, забезпечуючи повноту вилучення корисної копалини і зниження її засмічення закладним масивом.

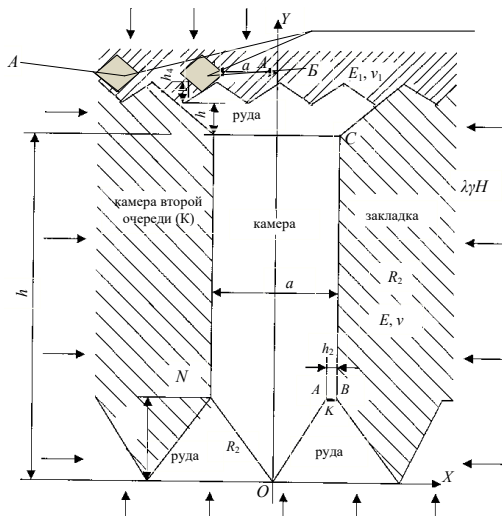


Рисунок 3.1 – Схема варіантів форми й покрівлі очисної камери при зміні параметрів системи розробки рудних родовищ з твердіючим закладенням

При розгляді варіантів параметрів системи розробки покрівля очисної камери приймала різні форми залежно від порядку вилучення руди. Можливим є об'єднання фігур у різному поєднанні (Рис. 3.1). При початковій виїмці запасів руди в очисній камері (К) утворюються камери третьої черги (А) і (Б), які вимагають проведення додаткових нарізних і підготовчих виробок. Тим самим сповільнюється розвиток гірничих робіт і знижується продуктивність системи розробки.

У другому варіанті, об'єднуючи фігури (К) і (А) в очисних камерах першої черги, покрівля приймає складний обрис і ускладнює ведення робіт в камерах другої черги. Таким чином ускладнюється процес випуску руди з камери та її заповнення закладним матеріалом.

У третьому варіанті розглядається об'єднання фігур (К), (А) і (Б) для камер першої черги, зберігаючи при цьому шестигранну форму для камер другої черги. При цьому позитивно вирішується питання з підготовкою і нарізкою технологічного блоку, де не потребується додаткових витрат на підготовчі та нарізні роботи. Покрівля очисної камери набуває складної форми.

Можливим є також і четвертий варіант, коли аналогічне об'єднання фігур виконується при відпрацюванні камер другої черги. Відбивання руди буде відбуватися в оточенні закладного масиву або в комбінованому поєднанні «руда – закладний масив».

У кожному з цих варіантів стійкість покрівлі буде залежати від ширини очисної камери b і висоти покрівлі $h_{\text{стел}}$, а також числа зубців, утворених похилими площинами від днища очисних камер вище розташованого поверху.

Для збереження показників вилучення руди (втрати – 8%, засмічення – 1,26%), а також зниження трудомісткості підготовки днищ і підвищення ефективності системи розробки була впроваджена технологія підготовки до відпрацювання запасів здвоєних поверхів 480 – 640 м камерами шестикутної форми перетину, висотою 92 – 100 м і шириною 30 м. В основу цієї технології покладено роздільне відпрацювання запасів у поверхах 480 – 548, 548 – 640 м і підповерсі 465 – 518 м ромбовидними камерами при камерно-ціликовій схемі їх виїмки у три стадії за висотою. Відпрацювання ведеться у дві черги. Відпрацювання первинних камер третьої черги у підповерсі 465 – 518 м проводиться з перепуском руди по рудоперепускному піднятковому лежачого боку. Вторинні камери передбачалося відпрацьовувати з організацією горизонту випуску і доставки на позначці 510 м, зв'язавши його ухилами з горизонтом 518 м. В подальшому ця

технологія була прийнята до відпрацювання всього шахтного поля у поверсі 480 – 640 м.

Значне збільшення параметрів камери при відпрацюванні Південно-Білозерського родовища відбувалося на гор. 480 – 518 м, де збільшувалися ширина і довжина камери. Якщо за проектом покрівля камери повинна мати шатроподібну форму, то при об'єднанні днищ камер вище розташованого горизонту з проектними параметрами утворювалася зубчата (короноподібна) форма. У цих умовах покрівля очисної камери приймає форму складної конфігурації. Стійкість даної конструктивної форми залежала від числа похилих площин та їх розташування відносно вертикальної складової гірського тиску, а також від напрямку поширення вибухової хвилі при масових вибухах.

Виходячи з цих основних факторів, об'єднання конструктивних елементів днища вище розташованого поверху було прийнято таким, щоб похилі площини у боків камери були направлені за межі камери. У даному випадку підвищуються геостатична та сейсмічна стійкість площини відслонення порід. Фактично породи у днища камери і на краях покрівлі мають нахил площин в одному напрямку.

3.2. МАТЕМАТИЧНЕ МОДЕЛЮВАННЯ НАПРУЖЕНОГО СТАНУ ГІРСЬКОГО МАСИВУ НАВКОЛО СКЛАДНОЇ ФОРМИ ОЧИСНОЇ КАМЕРИ ДРУГОЇ ЧЕРГИ

Напружений стан гірського масиву навколо камери у перехідний період від одних параметрів системи розробки до інших визначався для покрівлі та похилого днища, форми яких наведені на Рисунку 2.1. В розв'язуваній задачі розглядався масив, що вміщує протяжну виробку у формі камери, яка оточена закладним масивом. Для моделювання прийняті наступні геометричні розміри контуру камери: $h = 100$ м, $h_1 = 32$ м, $h_2 = 7$ м, $h_3 = 7$ м, $h_4 = 8$ м, $a = 30$ м, $a_1 = 15$ м (Рис. 3.2). Моделювання виконувалося згідно методики, що наведена у Розділі 2. З метою встановлення ступені впливу фізико-механічних характеристик закладного матеріалу і глибини розробки H на напружений стан оточуючих вироблених простір порід, розглядається неоднорідний породний масив, що вміщує одну протяжну виробку.

Відповідно до фізико-механічних властивостей руди і закладного матеріалу напружений стан порід навколо камери визначався при таких вихідних даних: модуль пружності руди $E = 0,99 \cdot 10^5$ МПа; межа міцності на стиск $\sigma_c = 45$ МПа; межа міцності на розтяг $\sigma_p = 0,1\sigma_c$; коефіцієнт Пуассона $\nu = 0,15$; об'ємна маса $\gamma = 1,9$ т/м³; модуль пружності закладення

The diagram shows a rectangular structure with a vertical Y -axis and a horizontal X -axis. The structure is divided into several regions and layers. On the left, a vertical layer of height h is labeled E_2, ν . It is subjected to horizontal forces $\lambda \gamma H$ and vertical forces γH . Internal forces N_1 and $N_1 + N_{21}$ are shown. A distance a_1 is marked. Below this layer is a region labeled C_1 with a downward force R_1 . The central part of the structure is labeled камера (chamber) and has a width a . To the right of the chamber is a region labeled E_1, ν_1 . Above the chamber, there is a layer labeled R_2 and a region labeled закладка (filling) with forces N_{11+} and N_{11} . The bottom of the structure is labeled руда (ore) and has a height h_1 . A horizontal distance h_2 is marked. The bottom right corner is labeled 0 . The entire structure is subjected to vertical forces γH and horizontal forces $\lambda \gamma H$.

Задача вирішувалася методом кінцевих елементів у формі фіктивних навантажень. Межі областей розбивалися на N елементів. Фіктивні навантаження P_s і P_n докладалися в центрі кожного граничного елемента. Для підобластей R_1 і R_2 , з різними фізико-механічними характеристиками розглядалися окремі крайові задачі, які потім зв'язувалися умовами безперервності на поверхні контакту у вигляді рівності напружень:

$$\sigma_s^{[1]} = \sigma_s^{[2]}, \quad \sigma_n^{[1]} = \sigma_n^{[2]} ; \quad (3.1)$$

або зміщень:

$$u_s^{[1]} = -u_s^{[2]}, \quad u_n^{[1]} = -u_n^{[2]} . \quad (3.2)$$

Крайові умови на вільній поверхні виробки задавалися у вигляді:

$$(\sigma_n)_0 = 0; \quad (\sigma_s)_0 = 0 . \quad (3.3)$$

Задача вирішувалася в рамках лінійної теорії пружності з використанням принципу суперпозиції. Межі областей розбивалися на $N = N_1 + N_2$ елементів, з яких N_1 належали контуру C_1 області R_1 , а N_2 – контуру C_2 області R_2 . Напруження й переміщення у кожній i -тій точці межі підобласті знаходилися у вигляді сумарного впливу фіктивних навантажень P_s і P_n у всіх елементах відповідної межі.

Отримана система $2N$ рівнянь з $2N$ невідомими компонентами фіктивних навантажень мала вигляд:

$$\left. \begin{aligned} b_s^i &= \sum_{j=1}^N C_{ss}^{ij} P_s^j + \sum_{j=1}^N C_{sn}^{ij} P_n^j \\ b_n^i &= \sum_{j=1}^N C_{ns}^{ij} P_s^j + \sum_{j=1}^N C_{nn}^{ij} P_n^j \end{aligned} \right\} \quad i = \overline{1, N} . \quad (3.4)$$

Ліві частини рівнянь системи (3.4) представляли собою дійсні напруження σ_s^i, σ_n^i або переміщення u_s^i, u_n^i в середній точці кожного відрізка межі. Перші N_1 компонент P_s^i і P_n^i – це фіктивні навантаження $P_s^{(1)}$ і $P_n^{(1)}$, прикладені на N_1 елементах контуру C_1 області R_1 . Наступні N_2 компонент представляли фіктивні навантаження $P_s^{(2)}$ і $P_n^{(2)}$, прикладені на N_2 елементах контуру C_2 .

Величини $C_{ss}^{ij}, \dots, C_{nn}^{ij}$ – граничні коефіцієнти впливу. У разі напружень коефіцієнт C_{sn}^{ij} (надалі A_{sn}^{ij}) дає дотичне напруження в i -ому елементі, викликане постійним одиничним нормальним навантаженням, прикладеним у j -ому відрізку ($P_n = 1$) межі. У разі переміщень C_{sn}^{ij} (позначимо цей коефіцієнт B_{sn}^{ij}) являє собою зміщення i -ого елемента межі у напрямку дотичної s , викликане поодиноким зусиллям P_n , прикладеним у j -ому відрізку межі у напрямку нормалі до нього. Аналогічний сенс мають інші коефіцієнти впливу.

Ліві частини системи (3.3), коефіцієнти b_s^i і b_n^i , визначалися таким чином. Якщо i -ий граничний елемент лежав, наприклад, на вільній частині контуру C_1 , то:

$$b_s^i = \sigma_s^{i[1]} = (\sigma_s^i)_0 = 0; \quad b_n^i = \sigma_n^{i[1]} = (\sigma_n^i)_0 = 0, \quad (3.5)$$

при цьому:

$$C_{sn}^{ij} = \begin{cases} A_{sn}^{ij[1]}, & j \leq N_1, \\ 0, & N_1 + 1 \leq j \leq N. \end{cases} \quad (3.6)$$

Аналогічно визначалися коефіцієнти C_{ss}^{ij} , C_{ns}^{ij} , C_{nn}^{ij} . У випадку коли i -ий елемент лежав на поверхні контакту двох підобластей, то для першої підобласті умови безперервності записувалися у напруженнях:

$$b_s^i = \sigma_s^{i[1]} - \sigma_s^{i*[2]} = 0; \quad b_n^i = \sigma_n^{i[1]} - \sigma_n^{i*[2]} = 0; \quad (3.7)$$

$$C_{sn}^{ij} = \begin{cases} A_{sn}^{ij[1]}, & j \leq N_1, \\ -A_{sn}^{i*[j][2]}, & N_1 + 1 \leq j \leq N. \end{cases} \quad (3.8)$$

Для другої підобласті – для переміщень:

$$b_s^i = u_s^{i[2]} + u_s^{i*[1]} = 0; \quad b_n^i = u_n^{i[2]} + u_n^{i*[1]} = 0; \quad (3.9)$$

$$C_{sn}^{ij} = \begin{cases} B_{sn}^{i*[j][1]}, & j \leq N_1, \\ B_{sn}^{ij[2]}, & N_1 + 1 \leq j \leq N. \end{cases} \quad (3.10)$$

Тут i^* – елемент другої підобласті, парний елементу i . Інші коефіцієнти обчислювалися аналогічно. Система рівнянь (3.3) вирішувалася методом виключення Гауса. Невідомі напруження й переміщення, як на межі області, так і в будь-якій її внутрішній точці, визначалися у ході рішення через знайдені фіктивні навантаження.

3.3. РОЗПОДІЛ НАПРУЖЕНЬ В МАСИВІ НАВКОЛО ВИСОКИХ КАМЕР ІЗ ЗУБЧАТОЮ ФОРМОЮ ПОКРІВЛІ

Розглядався напружений стан гірського масиву очисних камер на глибині $H = 775$ м. Модуль пружності E_3 і коефіцієнт Пуассона ν_3 закладення камер, що знаходяться з боків виробки, приймалися рівними відповідним характеристикам руди ($E_3 = E_1$, $\nu_3 = \nu_1$); межа міцності на стиск $(\sigma_c)_3 = 8$ МПа.

Для оцінки стійкості використовувався критерій типу Кулона-Мора, згідно з яким еквівалентні напруження $\sigma_{екв}$ на контурі виробки не повинні перевищувати гранично допустимі, що визначаються згідно критерію [96, 97]:

$$\max \sigma_{екв} = \frac{1}{2\psi} \left\{ \sqrt{(1-\psi)^2 (\sigma_{xx} + \sigma_{yy})^2 + 4\psi \times \right. \\ \left. \times \sqrt{(\sigma_{xx} - \sigma_{yy})^2 + 4\tau_{xy}^2} - (1-\psi)(\sigma_{xx} - \sigma_{yy}) \right\} \leq \sigma_c, \quad (3.11)$$

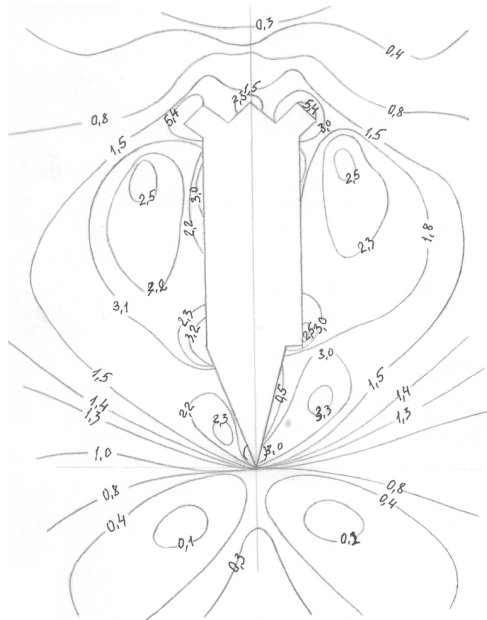
де:

$$\psi = \sigma_p / \sigma_c.$$

Виконані розрахунки показали, що для глибини розробки, що розглядається, очисна камера складної форми знаходиться у пружному стані, зберігаючи стійкість при експлуатації (Рис. 3.3).

Ізолінії еквівалентних напружень мають найбільші значення біля контуру камери – 5,4 МПа в покрівлі та 3,2 МПа в похилій частині днища. На прямолінійній частині вертикальної стінки камери підвищені напруження відмічені на опуклих ділянках, що примикають до покрівлі й днища камери.

При міцності закладного масиву 5 МПа останній має запас міцності, рівний 2, що є достатнім для стійкості закладення до відслонення. Найбільша концентрація еквівалентних напружень спостерігається у покрівлі на ділянках A_1B_1 і A_2B_2 ($k_\sigma = 0,71$). По вертикалі та у глибину закладного масиву напруження швидко заго-



**Рисунок 3.3 – Розподіл ізоліній
концентрації еквівалентних напружень
навколо високої очисної камери**

сяють. На відстані 5 м від контуру коефіцієнт k_σ зменшується до 0,43. До центру покрівлі k_σ знижується до 0,33. У нижній частині боків камери концентрація напружень на контурі не перевищує 0,51, а у днищі – 0,47. Розглядаючи розподіл еквівалентних напружень навколо камери, можна констатувати, що ділянки покрівлі, що виходять за боки камери, мають напруження в 2 рази більші, ніж у центральній частині покрівлі, та в 1,5 рази, ніж біля днища. Концентрація напружень відмічається на опуклостях камери в бік масиву й очисного простору, а також при переході боків камери до днища та на вістрі днища камери. Їх значення одного порядку і складають 2,2 – 3,2 МПа.

Таким чином, встановлено кількісний показник еквівалентних напружень на контурі складної форми високого очисної камери з урахуванням напрямку опуклості в масив або на вироблений простір. Найбільша концентрація камери еквівалентних напружень (0,71) спостерігалася при опуклості контуру в масив, збільшуючись від відслоненої площі з подальшим монотонним загасанням. При опуклості контуру убик виробленого простору, напруження концентруються у боків камери (Рис. 3.4).

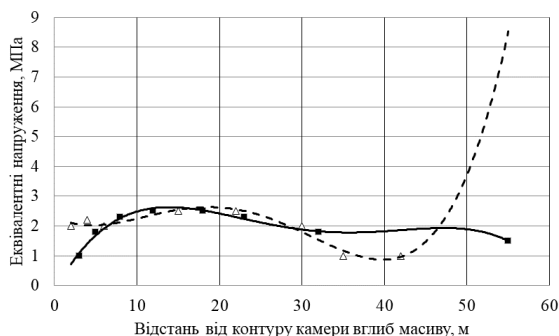


Рисунок 3.4 – Залежності зміни еквівалентних напружень у масиві на опуклостях очисної камери: — при опуклості контуру у вироблений простір; ---- при опуклості контуру в масив
номінальною залежністю виду:

$$\sigma_{\text{екв}} = -5E - 06b^4 + 0,0007b^3 - 0,031b^2 + 0,513b - 0,19 ,$$

з коефіцієнтом апроксимації $R^2 = 0,98$ при опуклості контуру в камеру і закладний масив:

На опуклості контуру очисної камери еквівалентні напруження змінюються за поліноміальною залежністю у глибину масиву, маючи показники в 2 рази більші у боках покрівлі та в 1,5 рази, ніж у днищі (Рис. 3.5). Взаємозв'язок між еквівалентними нормальними напруженнями та їх поширення у глибину масиву апроксимується лінією тренду й виражається полі-

$$\sigma_{\text{екв}} = 1E - 05b^4 - 0,001b^3 + 0,023b^2 - 0,16b + 2,34 ,$$

при $R^2 = 0,95$.

Взаємозв'язок між еквівалентними нормальними напруженнями і їх поширення у глибину масиву в днищі камери апроксимується лінією тренда й виражається поліноміальною залежністю виду:

$$\sigma = 0,0007b^2 - 0,055b + 2,42 ,$$

при $R^2 = 0,87$ зі сторони рудного масиву, та

$$\sigma = 0,0012b^3 - 0,074b^2 + 1,40b - 4,71 ,$$

при $R^2 = 0,99$ зі сторони закладного масиву.

Незважаючи на нерівномірність розподілу еквівалентних напружень навколо очисної камери, для форми днища, що розглядається, зумовленої технологічними особливостями видобутку руди, породний масив нижче лежачого поверху знаходиться у пружному стані, що є сприятливим для його подальшого відпрацювання.

Розподіл еквівалентних напружень у покрівлі камери має особливість, яка виражається в характері формування напружень, що обумовлено складною формою.

З викладеного можна зробити висновок, що в межах одного горизонту істотний вплив на розподіл напружень навколо очисної камери чинить її конфігурація, а не глибина ведення гірничих робіт. Днище камери знаходиться глибше на 100 м за стелину, а коефіцієнт концентрації еквівалентних напружень в 1,5 рази менше.

Зміна кривизни контуру є концентратором напружень, що явно виражено у перерізі камери, що розглядається. Парадоксально, але у

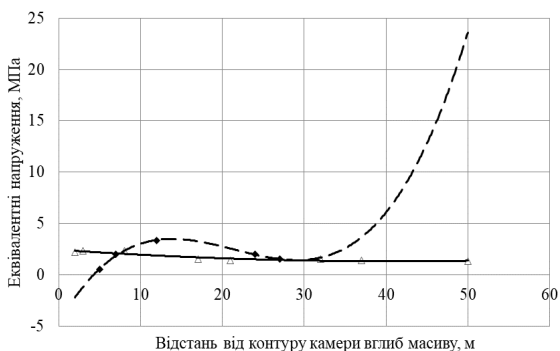


Рисунок 3.5 – Залежності зміни еквівалентних напружень у масиві похилих площин днища камери: — при опуклості контуру у вироблений простір; ---- при опуклості контуру в масив

днища камери коефіцієнт концентрації еквівалентних напружень має невелике значення, незважаючи на досить нерівномірний контур. Це дозволяє прогнозувати стійкість складного контуру високих очисних камер, що знаходяться в оточенні закладного масиву, і формулювати вимоги до міцності закладного масиву.

3.4. ВПЛИВ КОНФІГУРАЦІЇ ПОКРІВЛІ КАМЕРИ НА ЇЇ СТІЙКІСТЬ

При вдосконаленні параметрів системи розробки залізних руд з твердішим закладенням виробленого простору в силу різноманітних конструктивних рішень на різних перехідних етапах конфігурація покрівлі камери може складатися з декількох похилих площин (Рис. 3.3) і представленою однією прямолінійною площиною. Беручи до уваги можливість зміни конфігурації покрівлі очисної камери, нами була виконана оцінка стійкості масиву до оголення залежно від кута розкриття до вертикальної складової гірського тиску. Вихідними даними для визначення напруженого стану гірського масиву були прийняті ті ж показники фізико-механічних властивостей, які викладені вище.

При моделюванні виділялися окремо горизонтальні σ_{xx} , вертикальні σ_{yy} , дотичні τ_{xy} , еквівалентні $\sigma_{екв}$ напруження, які комплексно характеризують стійкість очисних камер. Отримані результати у вигляді ізоліній напружень наведені на Рисунку 3.6.

Аналіз отриманих результатів розподілу тангенціальних (τ_{xy}) і горизонтальних (σ_{xx}) напружень навколо очисних камер з прямолінійною площиною покрівлі, розташованою перпендикулярно до вертикальної осі камери на глибині закладення 530 м, показав, що ізолінії концентрації спостерігаються на ділянках (Рис. 3.6), що прилягають до вертикальних стінок камер (точки A_1 і A_2).

При зубчатій формі покрівлі концентрація ізоліній приведених напружень зосереджена у середній частині склепіння та в частинах, що виступають за прийняту ширину камери (точки A_1 і A_2 , Рис. 3.3). Характер розподілу еквівалентних напружень у масиві покрівлі очисної камери та їх залежності від складності елементів наведено на Рисунку 3.7.

Взаємозв'язок між еквівалентними нормальними напруженнями та їх поширення у глибину масиву в покрівлі камери апроксимується лінією тренду і виражається поліноміальною залежністю виду:

$$\sigma_{екв} = 0,029b^2 - 0,92b + 7,5 .$$

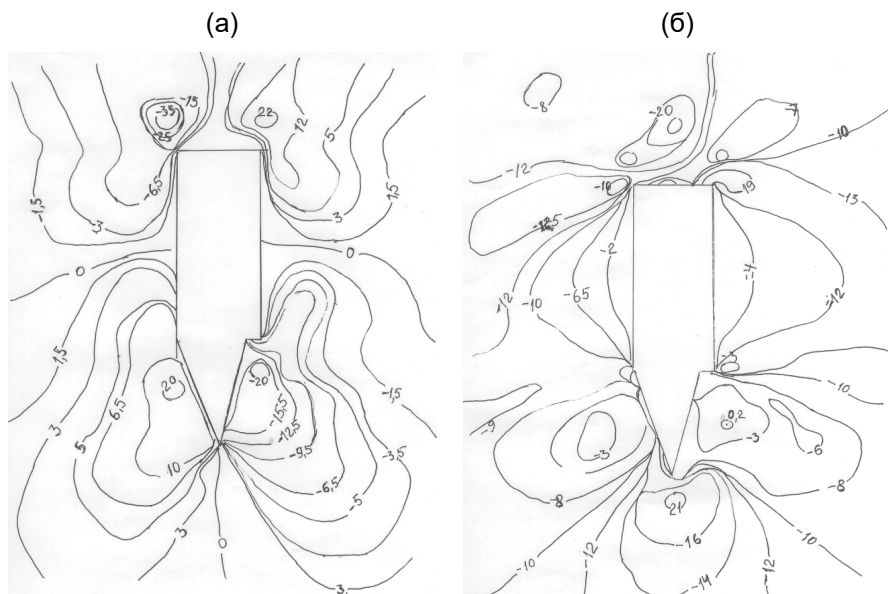


Рисунок 3.6 – Ізолінії напружень навколо очисних камер з прямолінійною площиною покрівлі, розташованою перпендикулярно до вертикальної осі камери, МПа:
(а) тангенціальні (τ_{xy}); (б) горизонтальні (σ_{xx})

Коефіцієнт апроксимації $R^2 = 0,95$ для боків покрівлі, що виступають за ширину камери, та логарифмічною залежністю вигляду $\sigma = 2,8639e^{-0,089b}$ при $R^2 = 0,92$ посередині покрівлі камери.

Розглядаючи розподіл ізоліній горизонтальних (σ_{xx}) і вертикальних (σ_{yy}) напружень (Рис. 3.8) навколо покрівлі зубчатої форми можна відзначити концентрацію ізоліній в місцях опуклості при $E = 0,99 \cdot 10^5$ кг/см²; $\nu = 0,15$; $\sigma_{xx} = 0,15 \cdot 10^2$ кг/см²; $\sigma_{yy} = 0,30 \cdot 10^2$ кг/см² при $H = 530$ м. Особливістю даної форми покрівлі є те, що її розміри перевищують ширину очисної камери. Кути нахилу поверхонь покрівлі направлені у протилежні сторони. Вага порід, що налягають, передається у глибину масиву від боків камери, що робить їх більш стійкими при оголенні.

Порівнюючи отримані результати ізоліній горизонтальних напружень при плоскій покрівлі і з зубчатою формою, стає очевидним вплив ширини покрівлі на величину концентрації напружень.

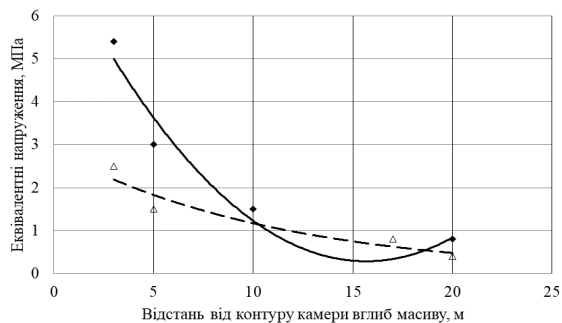


Рисунок 3.7 – Залежності зміни еквівалентних напружень у покрівлі очисної камери: — посередині покрівлі камери; ---- у виступаючому боці покрівлі очисної камери

При перевищенні розмірів покрівлі над шириною камери коефіцієнт концентрації горизонтальних напружень в її боках зменшився на порядок у порівнянні з плоскою покрівлею, коли їх розміри рівні. Ізолінії вертикальних напружень концентруються в місцях переходу лінії покрівлі у боки камери та у вістрі днища.

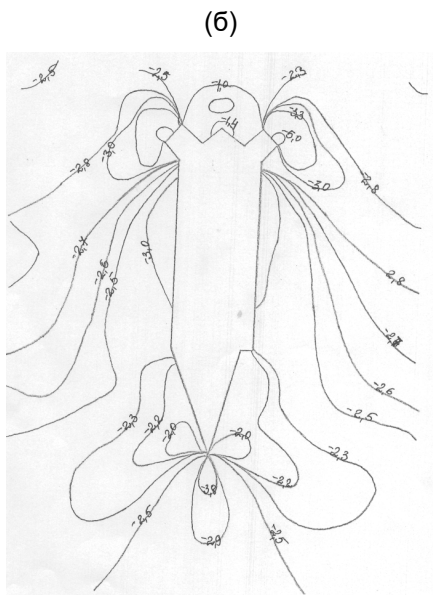
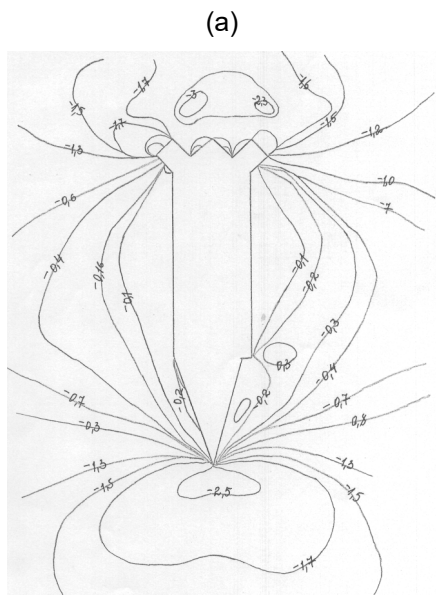


Рисунок 3.8 – Ізолінії напружень навколо очисних камер із зубчастою формою покрівлі, МПа:

(а) горизонтальні (σ_{xx}); (б) вертикальні (σ_{yy})

Перевага похилих площин покрівлі до вертикальної осі камери над її прямолінійною формою підтверджується епюрами еквівалентних напружень, наведених на Рисунку 3.9. З наведених епюр видно, що еквівалентні напруження у плоскій покрівлі очисної камери більш ніж у 2 рази перевищують значення, які мають місце на опуклостях боків і днища камери, та в 3 – 6 разів у похилих площинах.

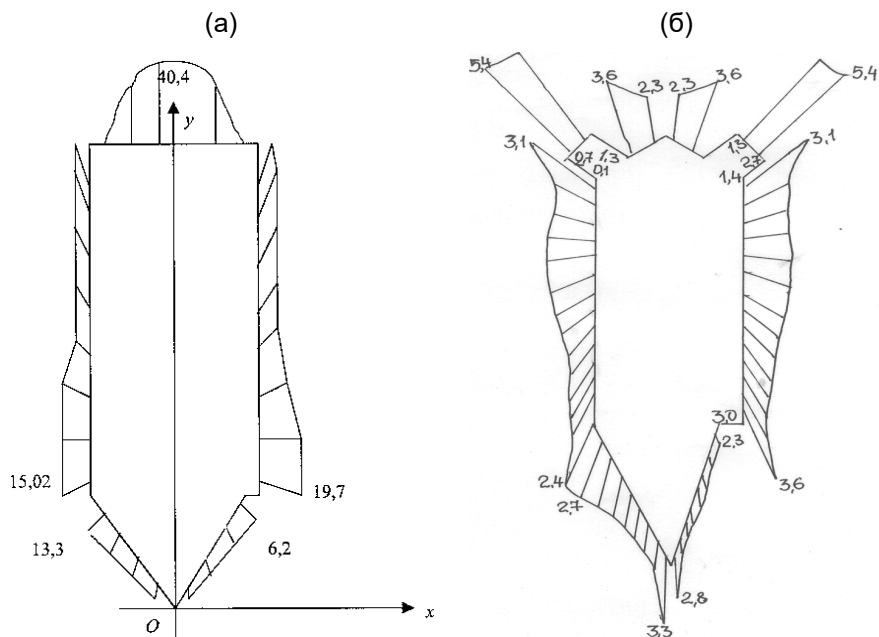


Рисунок 3.9 – Епюри еквівалентних напружень очисних камер другої черги у гірському масиві

Для очисних камер із зубчатою стелиною, зображених на Рисунку 3.3, при однакових фізико-механічних властивостях і конструктивних показниках системи розробки максимальне значення еквівалентних напружень ($\max \sigma_{\text{екв}} = 5,4$ Па) значно нижче. Це при тому, що максимальні напруження мають місце в похилих площинах, що виходять за межі ширини камери. В іншій частині покрівлі напруження на порядок нижчі. Змінюється характер епюр і величина напружень.

Якщо у плоскій покрівлі напруження зростають до її центру, то в зубчатій покрівлі напруження концентруються у крайовій частині, роз-

вантажуючи центр. Аналогічна ситуація спостерігається й біля днища камери, де епюри напружень мають значення у 3 – 6 разів менші, й це при тому, що форма днища не змінюється.

Зубчасту форму покрівлі створюють обставини, викликані зміною параметрів і форми камери. У подальшому очисній камері надається шестигранна форма, де покрівля і днище мають похилі площини, тобто покрівля набуває шатроподібну форму. Знаючи вплив похилої площини на розподіл напружень при зубчатій формі покрівлі, визначений раціональний кут нахилу площин шатрової покрівлі.

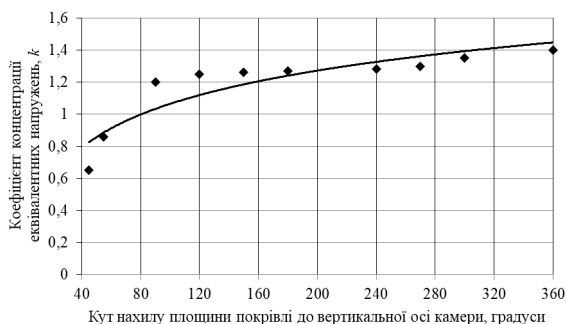


Рисунок 3.10 – Залежність коефіцієнта концентрації еквівалентних напружень від кута нахилу площини покрівлі до вертикальної осі камери

вищують межу міцності на стиск. Подальше розкриття похилих площин покрівлі не сприяє істотному зростанню коефіцієнта напружень. Проте їх значення є достатніми для руйнування порід на контакті покрівлі та утворення вивалів.

Приведені на Рисунок 3.10 показники зміни коефіцієнта концентрації еквівалентних напружень від кута нахилу площини покрівлі до вертикальної осі камери апроксимовані й виражені емпіричною логарифмічною залежністю виду $k = 0,3 \ln(2\varphi) - 0,3$ з коефіцієнтом регресії $R^2 = 0,82$.

Математичним моделюванням встановлено вплив конфігурації форми очисної камери на розподіл напружень у гірському масиві. Уточнені закономірності впливу кривизни покрівлі очисної камери, складеної з конгломерату закладного матеріалу, руди і порід, на розподіл коефіцієнта напружень залежно від кута розкриття відслонених поверхонь.

На Рисунок 3.10 приведені значення коефіцієнта концентрації еквівалентних напружень $\frac{\max \sigma_{екв}}{(\sigma_c)_2}$ за-

лежно від відношення $\frac{k \gamma H}{(\sigma_c)} = 0,43$ і кута на-

хилу (2φ) площин шатрової покрівлі. Як видно з графіку, для кутів $2\varphi > 65^\circ$ напруження у покрівлі виробки пере-

Відомо, що з глибиною розробки родовища корисних копалини збільшується величина гірського тиску. Для ефективного управління станом масиву гірських порід і забезпечення стійкості гірничих виробок закладний масив повинен володіти відповідними фізико-механічними властивостями. Міцнісні властивості закладення є вихідними передумовами до формування напруженого стану в штучно створеній покрівлі.

Враховуючи дані обставини, були проаналізовані отримані результати математичного моделювання напруженого стану гірського масиву залежно від глибини ведення гірничих робіт та зміни властивостей вміщуючих порід і закладного масиву. Обробка даних математичного моделювання методом найменших квадратів дозволила отримати залежність максимальних еквівалентних напружень у покрівлі очисної камери від глибини розробки і фізико-механічних характеристик закладного матеріалу.

$$\max \sigma_{\text{екв}} = 8,73 \left(\frac{k\gamma H}{(\sigma_c)_2} \right)^{1,02} (12,9 - \nu_2), \quad (3.12)$$

де:

$$\frac{k\gamma H}{(\sigma_c)_2} \in [0,35; 0,53]; \quad \nu_2 \in [0,11; 0,33]. \quad (3.13)$$

З виразу (3.12) можна зробити висновок, що фізико-механічні властивості вміщуючих порід і закладного масиву не чинять досить суттєвого впливу на величину еквівалентних напружень у порівнянні з глибиною розробки, значення якої у вихідній постановці задачі більше.

3.5. РЕЗУЛЬТАТИ МОДЕЛЮВАННЯ НА ФОТОПРУЖНИХ МАТЕРІАЛАХ НАПРУЖЕНОГО СТАНУ ГІРСЬКОГО МАСИВУ ПРИ ВІДПРАЦЮВАННІ РУДНИХ ЗАПАСІВ СИСТЕМАМИ РОЗРОБКИ З ТВЕРДІЮЧИМ ЗАКЛАДЕННЯМ

У зв'язку з високою трудомісткістю розробки математичної моделі для складного багатоконтурного об'єкту для конкретних випадків був прийнятий метод поляризаційно-оптичного моделювання, що дозволяє при дотриманні геометричної подібності вирішувати часткову задачу розподілу напружень. Вивчення напруженого стану гірського масиву при різних порядках відпрацювання рудного покладу за простя-

ганням проводилося поляризаційно-оптичним методом. Для цього були виготовлені 2 моделі з ігдантину. Склад ігдантину для моделі рудного масиву складався з 20 – 25% фотожелатину, 30% гліцерину, 45 – 50% води. Склад ігдантину для закладного масиву мав модуль пружності в 5 – 6 разів нижче модуля пружності матеріалу моделі. Висота моделі – 580 мм, ширина – 615 мм, товщина – 20 мм.

Було виконано 2 плоскі моделі з ігдантину для різних гірничо-геологічних умов. Моделі з ігдантину навантажувалися у рамці силами власної ваги в умовах плоского напруженого стану. Розмір виробленого простору не перевищував 250 мм за висотою і 70 мм за шириною, що дозволило забезпечити коректні граничні умови. Для дотримання ідентичності полів напружень в моделі та натурі, що визначається рівністю коефіцієнта бічного розпору $\lambda = 0,5 - 0,6$, в модель з боків введені вкладиші, що дозволяють підвищити розпір моделі з $\lambda = 0,44$ до $\lambda = 0,55$. Модуль пружності матеріалу моделі склав $E = 1,15 - 1,30 \text{ кг/см}^2$, об'ємна вага ігдантину $\gamma = 1,1 \text{ г/см}^3$. Моделювання проводилося на поляризаційній установці ІМАШ-КБ-2 із використанням білого кольору. Визначення ціни смуги матеріалу моделі проводилося по чутливому забарвленню на зразках, вирізаних з моделі, й навантажених власною вагою.

Дослідження напруженого стану системи «рудний масив – твердіюче закладення», що підробляється очисними камерами, виконані з послідовним відтворенням повної історії ведення очисних і закладних робіт на родовищі. Цим врахований непружний механізм процесу формування поля напружень як необхідна умова дотримання подібності деформації псевдопластичних середовищ. У моделях №1, 2 до гор. 640 м відтворено послідовне відпрацювання й закладання камер у поверхах 340 – 480 і 480 – 640 м вертикальними камерами. Нижче гор. 640 м і вище гор. 340 м відпрацювання проводилося згідно з проектом експериментальної технології. Ділянка покладу вище гор. 340 м відпрацьовувалася низькими горизонтальними камерами, а нижче гор. 640 м у моделях №1 і 2 – похилими камерами. Визначення ціни смуги кожного кольору проводилося за чутливим забарвленням, для чого звільнена від бічної відсічі модель просвічувалася поляризованим світлом.

Оскільки напруження в оптичних моделях представлені інтерференційним забарвленням переважно першого порядку, тарирування моделі виконане за чутливим забарвленням. Звільнена від бічного опору тарирувальна модель просвічувалася поляризаційним світлом. Закладення імітоване заливкою вспіненого ігдантину при навантаже-

ній моделі. Модуль пружності ігдантину закладення після повного твердіння прийнятий у 5 – 6 разів нижче, ніж матеріалу моделі. Відпрацювання нижніх камер починали при співвідношенні модулів пружності 1:10 та 1:15. Відпрацювання поверхів – при $E_3:E_M = 1:6$, що дозволило приблизно відобразити взаємодію закладення й масиву з урахуванням процесу її твердіння.

За висотою моделі відмічали забарвлення й порядок інтерференційних смуг, за якими потім будувалися тарирувальні прямі. Згідно з ними, забарвлення інтерпретується в головних нормальних σ_1 і σ_2 та головних дотичних напруженнях $\tau = (\sigma_1 - \sigma_2)/2$. На кожній стадії розробки фіксували (зарисовували й фотографували) картини ізохром (області рівних $\sigma_1 - \sigma_2$ і $\tau_{\max}$) та ізоклин (області рівних кутів нахилу). Їх положення відмічали через 10° від 0 до 90° . По картині ізоклин вирисовували картину ізостат, а по поєднаним картинкам ізоклин, ізохром та ізостат визначали методом різниці дотичні напруження τ_{xy} , σ_x , σ_y , $\sigma_{\min}$, $\sigma_{\max}$ і коефіцієнт концентрації напружень $k\sigma_{\max}$ за спеціально розробленою програмою, наведеною у роботі [107].

При моделюванні враховувалися можливі варіанти конфігурації очисних камер, їх розташування у рудному покладі та порядок відпрацювання запасів як у поверсі, так і в суміжних поверхах. Першочергово було імітовано виймання рудного покладу в межах гор. 325 – 480 м, далі виймання первинних камер проводилося в поверсі 480 – 580 м. Після закладки камер №2, 3 і 4 вийнята була вторинна камера №5 між камерами №3 і 4, яка також була закладена. Після цього була здійснена чергова обробка й закладення камер №6, 7 і 8 у поверсі 548 – 640 м, потім була вийнята й закладена вторинна камера №9 у поверсі 480 – 580 м між камерами №2 і 3. Графіки ізохром, напружень та їх коефіцієнтів концентрації приведені на Рисунках 3.11 – 3.13.

Аналізуючи розподіл ізохром напружень в масиві навколо очисних камер із зубчатою формою покрівлі (Рис. 3.11), слід зазначити, що найбільше значення цей показник має біля похилих площин рудного масиву. В першу чергу це позначається на похилих площинах днища камер нижнього ряду, де коефіцієнт концентрації дорівнює 8. Відпрацьована очисна камера, що знаходиться в оточенні закладного масиву, практично не відчуває дотичних напружень. Дані напруження знаходиться за межами закладених камер у рудному масиві, особливо, в рудному цілику між закладеними камерами. За глибиною відпрацювання запасів рудний поклад на контакті із закладним масивом знаходиться у розвантажувальному стані, що сприятливо впливає на стійкість боків закладених камер і формування міцного шару на контакті.

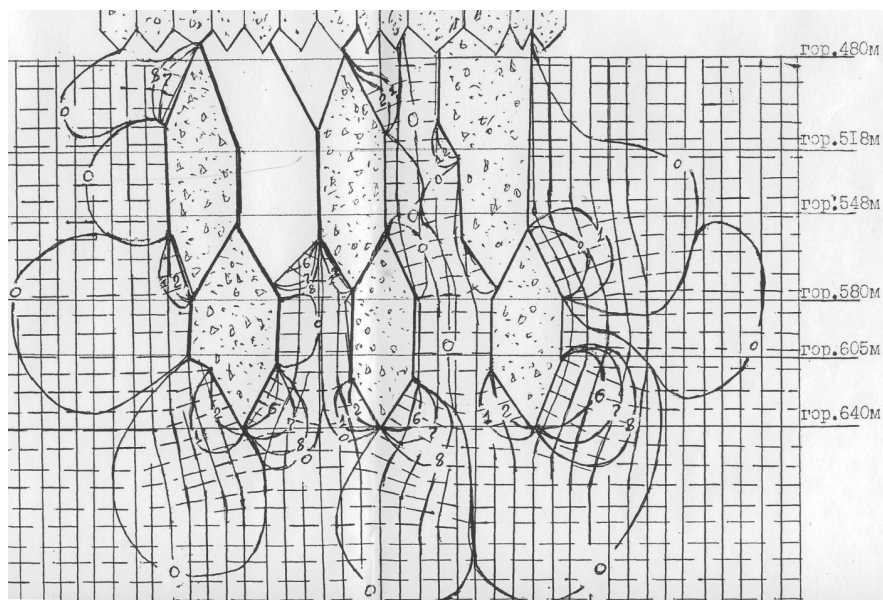


Рисунок 3.11 – Розподіл ізохром напружень у гірському масиві навколо очисних камер із зубчатою формою покрівлі

Підтвердженням вище викладеному аналізу зміни ізохром у складній конфігурації фронту гірничих робіт у вертикальному розрізі рудного покладу є розподіл нормальних напружень у гірському масиві навколо очисних камер із зубчатою формою покрівлі (Рис. 3.12).

Тут очисна камера знаходиться в оточенні закладного масиву, маючи одну похилу площину днища з рудного масиву. Форма покрівлі має зубчасту форму і розміри камери, які були закладені при математичному моделюванні. Рудний цілик, що знаходиться у нижньому ряду між закладеними камерами, має досить високі напруження. Вони зростають від його боків до центру на прямолінійній ділянці боку камери і навпаки – мають найвищі значення на вістрі днища нижнього ряду камер. На цьому прикладі бачимо, що нахил площини відслонення камери рудного масиву, що володіє більш високими міцнісними характеристиками, ніж закладний масив, на контакті має зони опорного тиску й сприймає більшу частину навантаження від вище лежачих літологічних різниць. Вплив порядку відпрацювання камер та їх конфігурації на розподіл коефіцієнта концентрації напружень у гірському масиві приведений на Рисунках 3.13 і 3.14.

На Рисунку 3.13 наведені результати розподілу концентрацій напружень при моделюванні, коли очисна камера другої черги відпрацьовувалась спільно з камерою третьою. На Рисунку 3.14 камера мала більшу висоту, ніж на Рисунку 3.13, і покрівля мала форму у вигляді зубців, якою створили випускні отвори днища вище відпрацьованих камер.

Як видно з епюр напружень, конфігурація розвантаження рудного покладу впливає на розподіл коефіцієнта напружень у гірському масиві. У прямолинійній частині боку очисної камери коефіцієнт напружень менше одного, тоді як у похилій площині має значення, рівне двом. З наведених графіків видно, що зони опорного тиску розташовані на північному фланзі поблизу камери №6.

Максимальний коефіцієнт концентрації становить 2, а південніше від камери №8 знаходиться зона навантаження, де коефіцієнт рівний 0,65. Максимальний коефіцієнт концентрації склав 1,3 у міжкамерних ціликах.

При порядку відпрацювання камер за другим варіантом, як і за першим, спочатку було імітовано відпрацювання камер у межах гор. 340 – 480 м. Далі була відпрацьована та закладена камера №1 у поверсі 548 – 640 м. Потім у цьому ж поверсі були відпрацьовані камери №2 і 3.

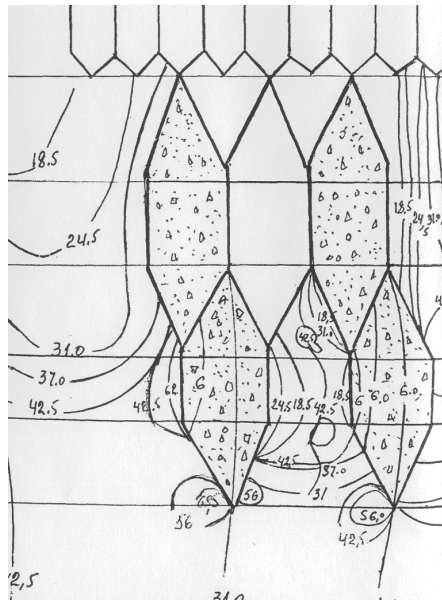


Рисунок 3.12 – Розподіл напружень у гірському масиві навколо очисних камер із зубчатою формою покрівлі

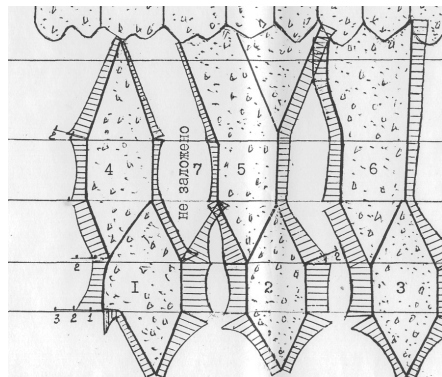


Рисунок 3.13 – Епюри концентрації напружень навколо очисних камер у гірському масиві при незакладеній подовженій криволінійній камері

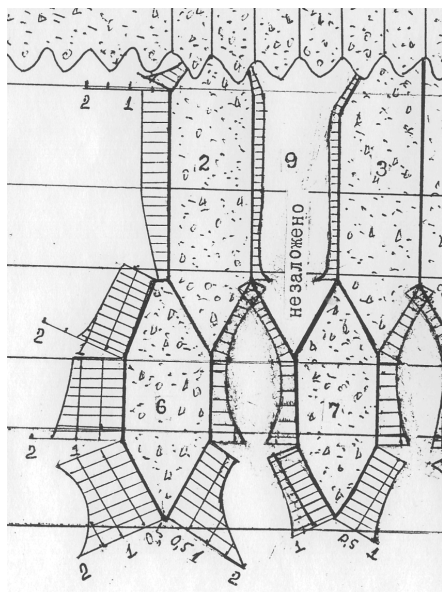


Рисунок 3.14 – Епюри концентрації напружень навколо очисних камер у гірському масиві при незакладеній камері із зубчатою стелею

отворів усіх камер на горизонті. З виконаного аналізу випливає, що більш безпечно проводити відпрацювання камер під завантаженням масивом, ніж під незаляганням.

Максимальні величини концентрації нормальних стискаючих напружень приурочені до відкотного гор. 640-го метра й залишених ціликів між камерами №1, 2 і 3. Причому, області підвищеного тиску розташовуються на рівні випускних отворів усіх камер гор. 640 м. У покрівлі камер поверху 480 – 580 м стискаючі та дотичні напруження в результаті захисного ефекту закладення не перевищують межу пружності руди. Отже, порядок відпрацювання камер у поперсі та за глибиною рудного покладу, а також черговість їх закладення, визначають розподіл напружень і формування опорного тиску біля дна й покрівлі камери.

Узагальнюючи результати моделювання на еквівалентних матеріалах поляризаційно-оптичним методом, можна зробити висновок, що напружений стан гірського масиву має пряму залежність як від конфігурації очисної камери і фронту очисних робіт, так і від глибини розробки та фізико-механічних властивостей закладення й руди.

Причому камера №2 не була закладена до відпрацювання камери №3. Між камерами №2 і 3 був залишений цілик. Далі були по черзі відпрацьовані й закладені камери №4, 5 і 6, між гор. 480 – 580 м, а після твердіння закладення у камерах №4 і 5 – камера №8.

Порівнюючи графіки напружень і коефіцієнтів концентрації, що представлені на Рисунках 3.11 – 3.14, можна помітити, що коефіцієнти концентрації при другому варіанті вище, ніж при першому. Максимальні коефіцієнти концентрації мали місце в районі відкотного горизонту. У ціликах між камерами №1 і 2 коефіцієнти концентрації рівні двом. Це в 1,5 рази вище, ніж у першому варіанті. При другому варіанті зона опорного тиску дорівнює 40 м у районі випускних

3.6. ВИСНОВКИ

В результаті виконаного математичного моделювання та моделювання поляризаційно-оптичним методом на фотопружних еквівалентних матеріалах напруженого стану гірського масиву навколо камери складної форми у перехідний період зміни параметрів системи розробки та отриманих залежностей встановлено, що:

- розподіл напружень навколо високих очисних камер систем розробки рудних запасів із твердіючим закладенням виробленого простору на великих глибинах відрізняється тим, що їх концентрація залежить від нахилу елементів камери до вертикальної осі, фізико-механічних властивостей конгломерату масиву в покрівлі, послідовності відпрацювання очисних камер у поверсі та за глибиною рудного покладу. Це дозволяє визначати стійку площу до відслонення контуру високої камери, послідовність відпрацювання й закладення у поверсі, а також технологічні параметри;

- коефіцієнт концентрації еквівалентних напружень змінюється за логарифмічною залежності від кута нахилу площин покрівлі до вертикальної осі очисної камери (2φ). Це дозволяє підвищити стійкість відслонення виробленого простору, не змінюючи міцнісні властивості закладного масиву, збільшити коефіцієнт вилучення руди та знизити засмічення рудної маси.

Уточнена модель розрахунку напружень у гірському масиві при відпрацюванні камер в оточенні пружних бічних порід за рахунок введення коефіцієнта розвантаження міцним шаром кварциту.

Фізико-механічні властивості вміщуючих порід і закладного масиву не чинять досить суттєвого впливу на величину еквівалентних напружень у порівнянні з глибиною розробки, значення якої у вихідній постановці завдання є незрівнянно більшим.

Встановлено, що безпечніше проводити відпрацювання камер під завантаженням масивом, ніж під незайманим. Області підвищеного тиску розташовується на рівні випускних отворів усіх камер гор. 640 м.

Порядок відпрацювання очисних камер у поверсі та за глибиною рудного покладу, а також черговість їх закладення визначають розподіл напружень і формування опорного тиску біля днища й покрівлі камери.

4.1. РЕЗУЛЬТАТИ ІНСТРУМЕНТАЛЬНИХ ШАХТНИХ СПОСТЕРЕЖЕНЬ ЗА ВИВАЛАМИ В ОЧИСНИХ КАМЕРАХ

З виконаного аналізу гірничо-геологічних умов розробки Південно-Білозерського родовища залізних руд слідує, що стійкість відслонених поверхонь очисних камер залежить від міцності руди та вміщуючих порід, а також від масових вибухів. Фізико-механічні властивості гірського масиву значно відрізняються за горизонтальною площею рудного покладу та володіють різними коефіцієнтами міцності за шкалою професора М.М. Протод'яконова. З фізико-механічних властивостей руди і бічних порід особливої уваги заслуговує вплив міцності. На Південно-Білозерському родовищі міцність порід непостійна і зменшується в напрямку з півночі на південь, маючи коефіцієнт міцності f від 2 – 3 до 15. Оскільки міцність порід є визначальною при розробці родовища, то можна припустити, що зі зміною цього показника буде змінюватися і кількість вивалів в очисній камері.

Стійкість вертикальних боків камери визначалася за об'ємами вивалів як руди, так і закладного масиву, та документувалася маркшейдерською службою шахти.

При виконанні інструментальних шахтних спостережень за стійкістю очисних камер використовувалась лазерна рулетка типу «DISTO». Вона дозволяє вимірювати конфігурацію відслонень з високою точністю на відстані до 70 м. Дослідження проводилися у відповідності до методики, що викладена в розділі 2. У міру відпрацювання камерних запасів у поверхах 480 – 580 і 548 – 640 м проводилася оцінка стану контурів покрівлі та боків камер, а також інтенсивності вивалоутворень.

Протягом відпрацювання камерних запасів у поверхах 480 – 640 м при відбиванні руди свердловинними зарядами було відзначено зміну вивалів залежно від зміни коефіцієнта міцності руди. При відпрацюванні камери №1/12 у поверсі 480 – 580 м відмічено обвалення північного борту в об'ємі близько 50 тис. тон. Руда камери гематит-мартитова, слабкої тріщинуватості, середньої стійкості з коефіцієнтом міцності руди f від 3 до 10 – 12. У поверсі 480 – 580 м прошарки гематит-мартитової руди потужністю до 11 м з коефіцієнтом міцності $f = 2 - 3$. В цьому місці руда тріщинувата і нестійка. У лежачому боці залягають сланці середньої тріщинуватості та стійкості з коефіцієнтом міцності $f = 7 - 9$. Всячий бік представлений кварцитами середньої тріщинуватості та стійкості, коефіцієнт міцності $f = 15 - 16$. Середньозважений коефіцієнт міцності руди загалом по камері $f = 5,4$, за горизонтами наступний: гор. 480 м – 4,8; гор. 518 м – 6,1; гор. 548 м – 4,9.

У камері 1/19ю гор. 465 – 580 м сталося обвалення покрівлі та закладного масиву північного борту камери в об'ємі близько 50 – 70 тис. т гірської маси (руда, сланці, закладення). Руда в цій камері була гематит-мартитова з коефіцієнтом міцності f від 3 – 5 до 8 – 10 з окремими ділянками, де $f = 10 – 12$. На гор. 480 м зустрічаються прошарки потужністю 3 – 5 м гематитової, тріщинуватої, нестійкої руди з коефіцієнтом міцності $f = 3$. У лежачому боці залягають сланці з коефіцієнтом міцності $f = 7 – 9$, середньої тріщинуватості, стійкість від середньої до нижче середньої. У висячому боці покладу розташований кварцит середньої тріщинуватості та стійкості з коефіцієнтом міцності $f = 14 – 16$.

Збільшення параметрів очисної камери на 20% і більше від проектних значень були відзначені на гор. 480 – 580 м: камери 2/15ю, 1/11ю, 1/7ю, 1/4ю, 3/13ю, 1/2ю, 3/15ю, 5/13ю, 1/14ю, 3/1с, 2/8с. У камері 1/20ю на гор. 465 – 580 м сталося обвалення породи і днища камери на контакті із закладним масивом. Обвалення відбувається як порід, руди, так і закладного масиву при відпрацюванні камер другої черги. Аналогічно поводять себе різномодульні масиви й відпрацювання рудних запасів на гор. 548 – 640 м, де відбувалося самообвалення, в основному, порід висячого боку покладу та штучно зведеного масиву – камери 4/13ю, 2/6ю, 4/5ю, 2/18ю, 4/9ю, 2/14ю, 2/22ю і 4/21ю.

Для встановлення впливу технологічних параметрів розробки, фізико-механічних властивостей руди, вміщуючих порід і закладного масиву було виконано аналіз відхилень проектних геометричних розмірів згідно з фактичними показниками шахтної документації. Об'єми обвалення руди на гор. 480 – 580 м приведені на Рисунках 4.1 і 4.2.

З наведених графіків на Рисунках 4.1 і 4.2 чітко простежується залежність відхилення параметрів камери від міцності руди за простяганням родовища. На півночі родовища, де коефіцієнт міцності руди f досягає значення 15, вивалів з боків і покрівлі камери майже не спостерігається. Протилежно цьому на південному крилі, де коефіцієнт міцності руди f досягає 2 – 3, відбувається значна кількість вивалів. До цього слід додати той факт, що тріщинуватість масиву також сприяє обваленню навіть більшою мірою, ніж міцність порід. При значній тріщинуватості гірського масиву руйнуються боки і стеліни камер, навіть при значній міцності руди.

Камери, що розташовані у поверсі 480 – 580 м, були більш нестійкими, ніж камери, що знаходяться у поверсі 580 – 640 м.

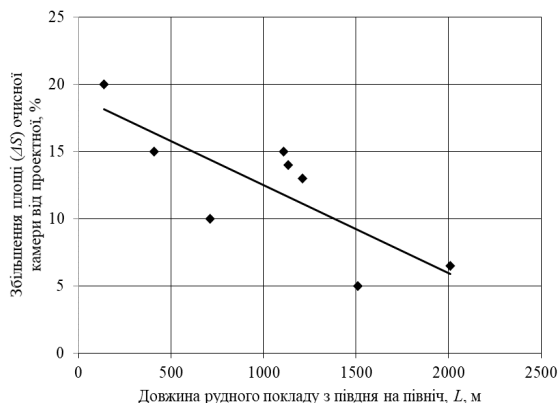


Рисунок 4.1 – Площі вивалів у очисних камерах поверху 480 – 580 м у проекції на лежачий бік рудного покладу

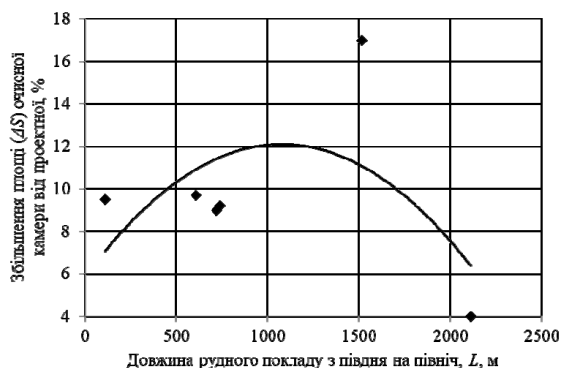


Рисунок 4.2 – Площі вивалів у очисних камерах поверху 480 – 580 м у проекції на висячий бік рудного покладу

роксиміація даних описана поліноміальним рівнянням регресії виду:

$$\Delta S = -5E - 0,6L^2 + 0,11L + 5,883,$$

при $R^2 = 0,315$, що не є представницьким з тієї ж причини, що і для лежачого боку покладу.

Незадовільні статистичні дані, отримані в результаті спостережень, а також необхідність підвищення економічної ефективності відпрацювання вторинних камер третьої черги, зумовили необхідність

Наведені дані щодо площі вивалів в очисних камерах поверху 480 – 580 м у проекції на лежачий бік рудного покладу, розташованих з півдня на північ покладу, апроксимуються лінійним рівнянням регресії виду:

$$\Delta S = -0,006L + 19,03,$$

при $R^2 = 0,634$.

Стверджувати про закономірності вивалотворення від напрямку розвитку гірничих робіт складно через багаточинність причин геологічного і технічного характеру, що впливають на процес розробки, оскільки коефіцієнт регресії недостатній для цього, однак така тенденція простежується. Це можна спостерігати і у проекції площі вивалів на висячий бік, де дані розкидані, але мають велику щільність на півдні покладу. Апроксиміація даних описана поліноміальним рівнянням регресії виду:

зміни їх форми з урахуванням стійкості та напруженого стану відслонень верхньої частини камер, складених конгломератом із твердіючим закладенням та втраченою рудою. Втрачена руда в об'ємі 8% запасів камери зосереджена в покрівлі нище лежачої камери.

Фізико-механічні властивості руди поряд з умовами залягання та геометричними розмірами камер визначають величину тиску і напружень у рудному масиві, а також несучу здатність опорних елементів в очисному просторі. Вони визначають зону впливу камери і на допустимі відслонення рудного масиву. Зона загального впливу камери на напружений стан масиву ділиться на зону можливого знеміцнення масиву й зону інтенсивного впливу камери. У зоні можливого знеміцнення масиву спостерігаються вивали й руйнування гірського масиву. В основному це відбувається при перевищенні площі відслонення поверхні камери, коли її розміри більше допустимих значень, та фізико-механічні властивості нижче, ніж були задані під час розрахунків для даних гірничо-геологічних умов.

Параметри зони впливу камери визначають відстань, на якій допускається розташування другої камери, що одночасно відпрацьовується. Цілик між цими камерами повинен перевищувати параметри зони загального впливу очисної камери. Невиконання даної умови сприяє інтенсивному деформуванню й руйнуванню цілика, в результаті чого погіршується стійкість камери.

Стосовно до Південно-Білозерського родовища, можна констатувати, що фізико-механічні характеристики руди і вміщуючих порід непостійні, що обумовлено генезисом утворення й тектонічною порушеністю покладу. У цих гірничо-геологічних умовах стає очевидним, що необхідно приймати технологічні параметри камер другої черги для відпрацювання рудного покладу, виходячи з конкретних фізико-механічних характеристик руди і штучного масиву, що зводиться в очисних камерах першої черги.

4.2. РЕКОМЕНДАЦІЇ ПО ТЕХНОЛОГІЇ ВІДПРАЦЮВАННЯ РУДНИХ ЗАПАСІВ ВИСОКИМИ КАМЕРАМИ СКЛАДНОЇ ФОРМИ ДРУГОЇ ЧЕРГИ З ТВЕРДІЮЧИМ ЗАКЛАДЕННЯМ

Отримані результати моделювання щодо розподілу напружень навколо високих камер та їх залежність від форми покрівлі, глибини й фізико-механічних властивостей руди і закладного масиву, а також різні гірничо-геологічні умови залягання по горизонтальній площі рудного покладу, свідчать про те, що технологічні параметри можуть від-

різнятися в системах розробки. Даний факт підтверджується результатами інструментальних спостережень за стійкістю контурів очисного простору камер на південному і північному крилах.

Для збереження на досягнутому рівні показників вилучення руди (втрати – 8%, засмічення – 1,26%), а також необхідності зниження трудомісткості підготовки днищ і підвищення ефективності видобутку була розроблена технологія підготовки запасів подвоєних поверхів 480 – 640 м камерами шестикутної форми перетину, висотою 92 – 100 м і шириною 30 м.

В основу цієї технології було покладено роздільне відпрацювання запасів у поверхах 480 – 548, 548 – 640 м і підповерхі 465 – 518 м ромбовидними камерами при камерно-ціликовій схемі їх виймання у три стадії за висотою (Рис. 4.3).

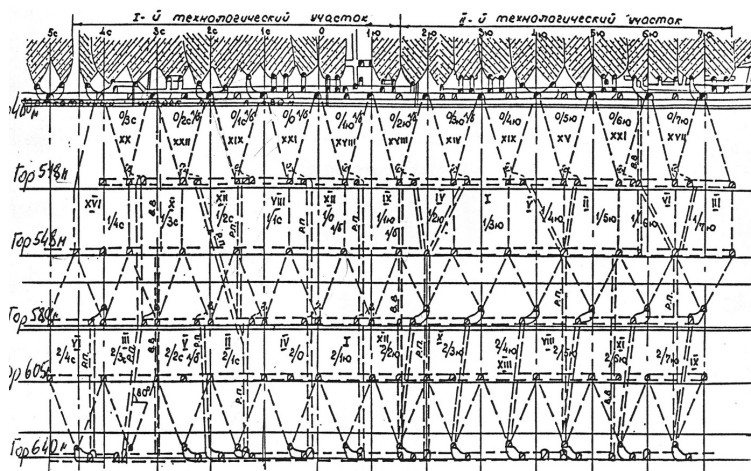


Рисунок 4.3 – Порядок відпрацювання камер у маркшейдерських осях 5с – 7ю поверхів 480 – 580 і 548 – 640 м

На першому етапі впровадження даної технології передбачалася підготовка та відпрацювання ділянки шахтного поля в осях 5с – 7ю, розділеного на дві відокремлені технологічні ділянки по осі 1ю. Кожна технологічна ділянка у здвоєному поверсі 480 – 640 м ділиться за висотою на три стадії відпрацювання, відповідно, в поверхах 548 – 640, 480 – 580 і 465 – 518 м. На першій стадії в осях 1ю – 7ю відпрацьовувалися камери в поверсі 480 – 580 м з перепуском руди на концентраційний горизонт – низхідний порядок.

В осях 5с – 1ю відпрацювання камер здійснювалось у висхідному порядку, тобто відпрацьовувалися камери в поверсі 548 – 640 м, а потім у поверсі 480 – 580 м. При цьому параметри камер не перевищували за шириною 30 м, висотою – 85 – 100 м, довжиною – 60 – 65 м.

Беручи до уваги фізико-механічні властивості руди і вміщуючих порід, а також тріщинуватість масиву й отримані закономірності його стійкості, покрівлям очисних камер надавали короноподібну форму на північному крилі рудного покладу, тобто об'єднували камери другої черги з двома камерами третьої черги. Підготовка запасів і камер третьої черги та їх відпрацювання показано на прикладі камери, яка знаходилася у лежачому боці покладу біля камери 3/2ю (Рис. 4.4).

Висота камери, що розглядалася, становила 35 м, ширина, відповідно, – 50 м. Одночасно із відбиванням руди запасів камер третьої черги передбачалося відбивати руду, залишену у міжтраншейних ціликах днищ камер гор. 480 м.

У даному випадку склепіння камери набувало арочної форми. Відпрацювання камер третьої черги у підповерхах 460 – 518 м проводилося з перепуском руди з гор. 518 м за підняттявим лежачого боку на відкаточний гор. 640 м, що наглядно представлено на приведеному схематичному Рисунок 4.5.

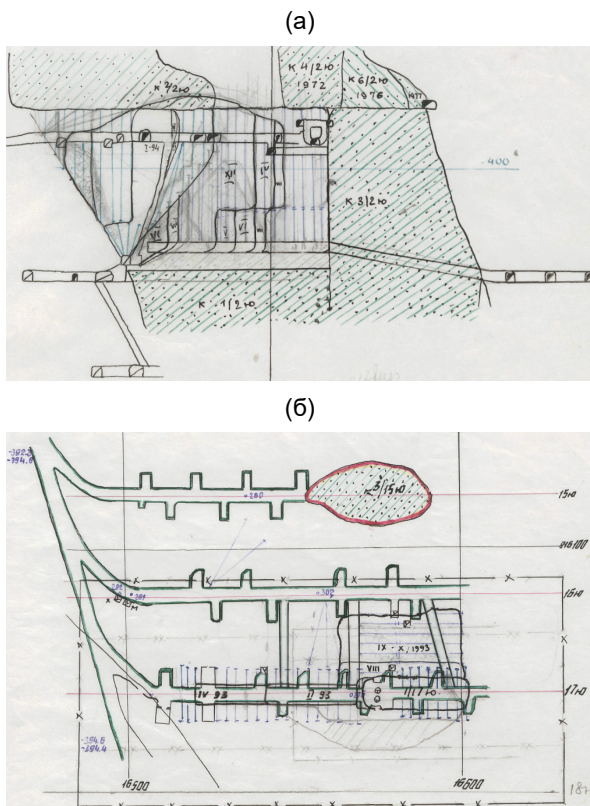
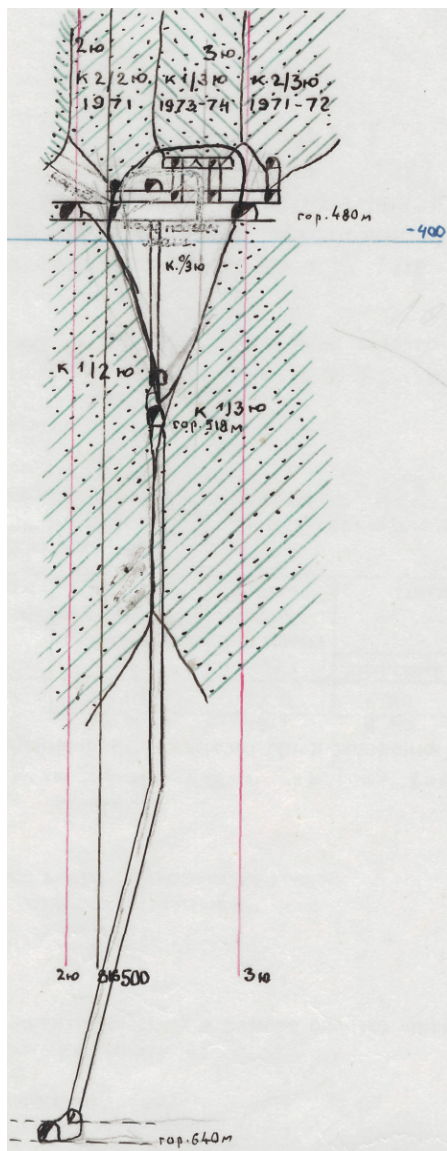


Рисунок 4.4 – Підготовка запасів камер третьої черги: (а) вертикальна проекція камери; (б) розташування підготовчих ортів



**Рисунок 4.5 – Схема перепуску
руди з камер третьої черги
на горизонті 640 м**

На південному крилі рудного покладу, де породи і руда мають менші показники міцності, запропоновано об'єднати камеру другої черги відпрацювання запасів з однією камерою третьої черги північного схилення. Таким чином зменшується площа відслоненої покрівлі камери й підвищується стійкість при її складній формі.

Вторинні камери передбачалося відпрацьовувати з організацією горизонту випуску й доставки на позначці 510 м, зв'язавши його похилами з гор. 518 м. Черговість відпрацювання камер на кожній технологічній ділянці показана на Рисунку 4.3. В подальшому дана технологія була прийнята до відпрацювання всього шахтного поля у поверсі 480 – 640 м.

Підготовка та відпрацювання запасів камер другої черги дещо відрізняється порядком проведення нарізних робіт на підповерхах. На відміну від камер першої черги, проводиться один буровий орт замість двох. Далі проводяться відрізні орти й бурові штреки для розділення компенсаційної щілини.

Порядок підготовки й відбивання запасів показаний для камер 3/15ю і 3/17ю (Рис. 4.4б і 4.5). Відбивання запасів руди камер третьої черги проводиться одночасно з відбиванням камер другої черги 3/17ю з двох бурових штреків.

Протяжність штреків – 17 м, пройдені по північній стороні на її межі у верхній частині горизонту. При цьому враховується північно-східне схилення рудного тіла, що дозволяє досягати більш стійкого відслонення форми очисного простору.

Параметри очисного простору камери перед здачею її до закладення склали: ширина – 30 м, висота – 115 м, довжина – 51 м. Площа горизонтального відслонення на гор. 480 м становила 1015 м², що майже у два рази менше дозволеної інститутом НДГРІ.

При одночасному відпрацюванні камер другої та третьої черги протяжність горизонтальних і вертикальних виробок склала 57 м проти 280 м порівняно з роздільним відпрацюванням запасів послідовно по черзі.

Виходячи з результатів моделювання і шахтних спостережень за стійкими формами відслонення (Рис. 4.6), а також, використовуючи позитивний досвід відпрацювання камер третьої черги у підповерсі 465 – 518 м, було запропоновано відмовитися від шатрової форми стелени очисних камер і перейти до прямокутної форми при підготовці поверхів 640 – 740 і 740 – 840 м (Рис. 4.7).

Відпрацювання запасів руди у трикутниках між добувними ортами гор. 640 м і гор. 605 м планувалося здійснити, підриваючи віялові комплекти глибоких свердловин площинних віял. Їх буріння повинно вестися зі спеціальних бурових камер, пройдених у лежачому і висячому боках покладу вище гор. 640 м.

Фактичний стан стійких контурів камер після їх відпрацювання у поверсі 640 – 740 м в осях 3ю – 5ю наведений на Рисунку 4.6.

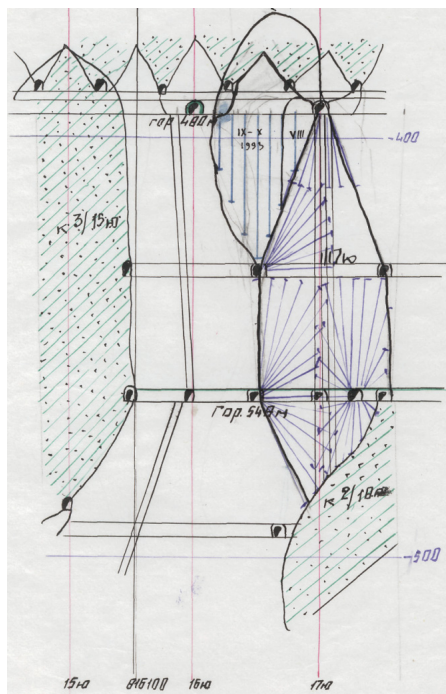


Рисунок 4.5 – Технологічна схема відпрацювання запасів камер другої та третьої черги

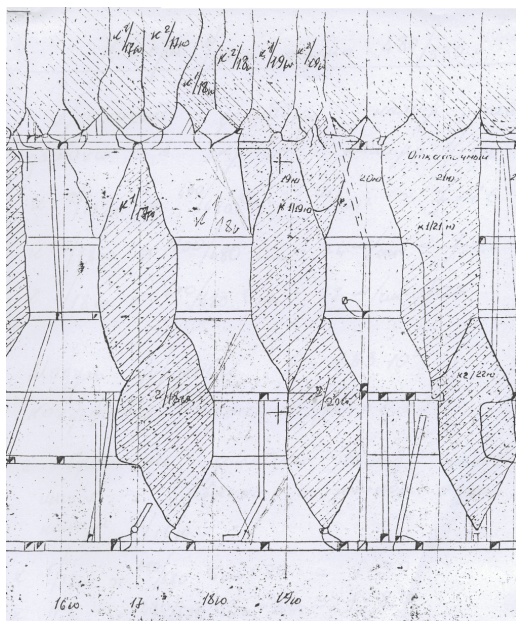


Рисунок 4.6 – Контури камер після їх відпрацювання у поверхсі 480 – 580 м

елементів, прийнятих проектом відпрацювання експериментальної ділянки поверхово-камерної системи розробки з похилим днищем у маркшейдерських осях 5ю – 4с, гор. 640 – 740 м (Рис. 4.7).

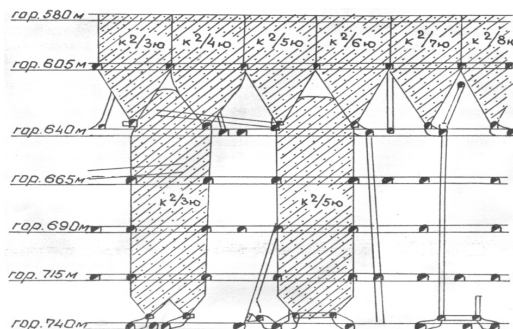


Рисунок 4.7 – Вертикальна проекція камери за лежачим боком рудного покладу в поверхсі 640 – 740 м

Незадовільні статистичні дані, отримані в результаті спостережень, а також необхідність підвищення економічної ефективності відпрацювання вторинних камер третьої черги, зумовили необхідність зміни їх форми з урахуванням стійкості та напруженого стану відслонених верхніх частин камер, складених конгломератом із твердіючого закладення та втраченої руди. Втрачена руда в об'ємі 8% запасів вище лежачої камери зосереджена у покрівлі нижче лежачої.

При переході до відпрацювання запасів руди у поверхсах 640 – 740 і 740 – 840 м слід було визначити стійкість конструктивних

Питомі витрати нарізних робіт з цього підваріанту камерної системи розробки становлять 2,5 м на 1000 тон руди, а у поверхсах 480 – 640 м система розробки з ромбовидними камерами за простяганням мала питомі витрати нарізних робіт 3,3 м на 1000 тон руди.

Запропонований новий підваріант камерної систе-

ми з похилим днищем економічніше, ніж раніше застосовуваний, оскільки запаси руди у первинних камерах 2/3ю і 2/5ю поверху 740 – 840 м становлять близько 350 тис. тон.

4.3. ПРИЧИНИ ЗБІДНЕННЯ РУДИ ПРИ ВІДПРАЦЮВАННІ КАМЕР ДРУГОЇ ЧЕРГИ

При відпрацюванні камер другої черги збіднення руди відбувається за рахунок потрапляння закладення від обвалення закладного масиву. Причиною обвалення є буропідривні роботи, а також великі площі відслонень масиву, які не володіють необхідною міцністю і стійкістю. При відбиванні камерних запасів руди у первинних камерах масив покладу набуває звивисту поверхню з глибиною виступів 0,5 – 0,8 м. Подібна форма поверхні утворюється і при неповному відбиванні руди між віялами. Після закладання камер масив набуває такої ж звивистої форми, що є причиною втрат і збіднення руди при відпрацюванні камер вторинної черги.

Шахтними спостереженнями встановлено, що на збіднення руди закладенням камер другої черги впливають такі чинники:

- кут нахилу віял свердловин до закладення;
- глибина перебуру свердловин у закладний масив;
- лінія найменшого опору;
- число одночасно підриваємих свердловин.

Найбільший вплив на збіднення руди чинить глибина перебуру у штучний масив. В даному випадку заряди вибухових речовин руйнують безпосередньо закладний масив, досягаючи, таким чином, максимального забруднення руди закладним матеріалом.

Кут нахилу свердловин до закладного масиву так само має велике значення при збідненні руди. Найбільше збіднення спостерігається при розташуванні свердловин під кутом 80° до закладного масиву. У цьому випадку після вибуху у штучному цілику утворювалися конуси глибиною 0,3 – 0,4 м. Від зменшення кута напрямку свердловини до закладного масиву відбувається зменшення порушеності штучного масиву, відповідно, і збіднення руди. При розташуванні свердловин паралельно до штучного масиву збіднення є мінімальним. В цьому випадку штучний масив підпадає під вплив вибуху останнього віяла. Фактично відбивання запасів здійснюється з утворенням «рудної кірки».

Кількість одночасно підриwnих віял сприймається як одночасне підривання вибухових речовин та його сейсмічна дія на гірничі виробки і штучні відслонення поверхонь очисних камер. Під дією вибуху

штучний масив руйнується. Вважається, що нормальні напруження, що виникають внаслідок вибухової хвилі та діючі на масив, не повинні перевищувати нормативної міцності закладного масиву. Площина відслонення буде стійкою в тому випадку, коли динамічна межа міцності на розрив буде більшою, ніж напруження, що виникають під час вибуху вибухової речовини [118 – 120].

Однією з причин нестійкості штучно створеного масиву до відслонення є відсутність монолітності структури. У процесі закладання виробленого простору камери закладною сумішшю відбувається її розшарування як при транспортуванні, так і при заповненні камери. В результаті утворюється рівноміцний закладний масив з істотними коливаннями властивостей закладання за висотою камери або шару. За даними практики та інструментальних вимірювань встановлено, що коливання між максимальною і мінімальною величинами міцності закладання в масиві досягає 25 – 30% [107].

В даному випадку при розрахунку допустимих напружень та відслонень очисного простору може бути допущена помилка, в результаті якої фактичні допустимі напруження й відслонення можуть бути меншими розрахункових, що призведе до руйнування штучного масиву і збіднення руди. Відпрацювання руди проводиться камерною системою розробки із твердіючим закладенням. Від конструктивних елементів очисного виймання залежить безпека ведення гірничих робіт, рівень втрат і засмічення руди.

На стійкість боків і стелін камер впливають такі чинники:

- розміри відслонених боків камери в очисному просторі;
- гірничо-геологічні умови залягання рудного покладу;
- фізико-механічні властивості руди і бічних порід;
- тріщинуватість гірського масиву.

Виходячи з викладених факторів, технологія відпрацювання камер другої черги враховує різні підваріанти систем розробки з твердіючим закладенням, а також технологічні особливості відпрацювання покладу й вдосконалення параметрів ведення гірничих робіт за горизонтами і сортами руди.

4.4. ОБҐРУНТУВАННЯ СПОСОБУ ПРОВЕДЕННЯ ПІДНЯТТЄВИХ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК ПРИ СИСТЕМАХ РОЗРОБКИ З ВИСОКИМИ КАМЕРАМИ

В даний час шахта «Експлуатаційна» ЗЗРК здійснює розробку родовища на глибині 740 м, застосовуючи камерну систему з твердію-

чим закладенням і буропідривним відбиванням руди з підповерхових виробок. Камери мають шестигранну форму з похилими площинами по покрівлі та біля днища камери. Висота камер досягає 100 м при ширині 30 м. Відпрацювання камер ведеться у дві черги. Камери другої черги відпрацьовуються після того, як закладення у камерах першої черги набере необхідної міцності до відслонення й сейсмічного впливу. При підготовці запасів камери до виймання виконується великий комплекс підготовчих і нарізних виробок. Проведення підняттевих виробок є найбільш трудомістким і дорогим видом гірничопрохідницьких робіт. Щорічно на ЗЗРК припадає близько 3 км підняттевих виробок. Для їх проведення використовують три способи: буріння, дрібношпурове та секційне підривання глибоких свердловин.

Проведення підняттевих виробок різного призначення здійснюється бурінням за допомогою комбайнів 2 KB і «Robbins 73 RM» у породах з коефіцієнтом міцності $f = 10 - 12$. Цей спосіб відповідає світовим тенденціям проведення підняттевих виробок, збільшує область застосування на робочих горизонтах шахти і витісняє інші способи, які раніше застосовувалися при виконанні даного виду робіт. Використання підняттевих як рудоперепускних виробок сприяє поліпшенню випуску скельної гірської маси, в якості вентиляційних – дозволяє значно зменшити їх депресію, а в якості ходових – спрощує виконання монтажних робіт і дозволяє використовувати при монтажі уніфіковані деталі та обладнання цих підняттевих, що виготовлені в ремонтно-механічному цеху комбінату.

Проведення підняттевих способом буріння здійснюється у два етапи. Спочатку бурять пілотну свердловину зверху вниз діаметром 210 – 279 мм за допомогою шарошкового долота. Буровий шлам видаляється з вибою у вигляді водоповітряної суміші по кільцевому зазору між штангою і стінкою свердловини. На другому етапі виконують розширення пілотної свердловини до діаметра підняттевого. Свердловину розширюють знизу вгору при зворотному ході бурового става. Розбурювач приєднується до бурового ставу замість від'єданого шарошечного долота. Буровий шлам під дією власної ваги падає в камеру нижнього горизонту, де вантажиться у вагони.

В даний час при підготовці до відпрацювання глибоких горизонтів у поверххах 640 – 740 і 740 – 840 м проходка відрізних, рудоперепускних і вентиляційних підняттевих проводиться за допомогою бурового комбайну «Robbins 73 RM». Він складається з бурового агрегату, гідроблоку, електроблоку, сполучних кабелів і рукавів високого тиску, комплекту бурових штанг і допоміжного обладнання. На проведення

підняттявого глибиною 80 м по породам з середньозваженими коефіцієнтом міцності $f = 9,5$ за шкалою проф. М.М. Протод'яконова комбайном 2КВ з монтажно-демонтажними роботами було витрачено 31 робочий день. З них 12 діб пішло на монтаж і 2 доби – на демонтаж комбайну. Час на виконання основного процесу буріння при проведенні виробки склав 16 діб. Буріння пілотної свердловини діаметром 210 мм здійснювалося протягом 7,5 діб, а розбурювання підняттявого до діаметру 1500 мм зайняло 8,5 діб. Середня швидкість проведення підняттявого склала 5 м/доб. Решта часу пішла на демонтаж стабілізатора і спуск розбурювача. Час на проведення підняттявого глибиною 100 м по породам з середньозваженими коефіцієнтом міцності $f = 11$ за допомогою комбайна «Robbins 73 RM» склав 35 діб. З них п'ять діб витрачено на незаплановані простої. Пілотно свердловина діаметром 210 мм бурилася протягом двох діб, а розбурювання підняттявого до діаметра 1800 мм зайняло 16 діб. Середня швидкість проведення підняттявого склала 5,5 м/доб. Решта часу пішла на монтажно-демонтажні роботи.

Порівнюючи об'єктивні показники роботи цих двох комбайнів з проведення підняттявих, перевагу необхідно віддати комбайну «Robbins 73 RM». При великій середній швидкості проведення підняттявого об'єм руйнування порід перевищував на 5,6 м³/добу при більшому значенні коефіцієнта міцності. Тут велике значення має та обставина, що часу на буріння пілотної свердловини витрачається менше, ніж у три рази. Свердловина провітрюється, і велика частина робочого часу йде на прибирання породи, яка падає в камеру нижнього горизонту. Скорочується час на виконання монтажно-демонтажних робіт. Однак підняттяві виробки доводиться проводити й у більш м'яких породах і більшого перетину, ніж дозволяють технічні можливості бурових комбайнів, а також в умовах, де їх застосування є ускладненим та економічно недоцільним.

При висоті підняттявого до 10 – 15 м застосовують дрібношпуровий спосіб у два відділення. Цей спосіб досить трудомісткий і область його застосування незначна. Застосування дрібношпурового способу й прохідницьких комплексів типу КПВ, КПРС і КПН робить його більш привабливим. Проведення підняттявих набагато легше, продуктивніше й безпечніше, ніж проведення на розпір, але все одно має ряд істотних недоліків. На монтаж і демонтаж комплексів йде багато часу. Ці роботи навіть із застосуванням тягових лебідок типу ЛПТ-3 або ШВ-1800 залишаються важкими і надто небезпечними, так само як і процес проведення підняттявих виробок. Санітарно-гігієнічні умови

праці можна оцінити як незадовільні. Цим способом проходиться близько 10% від загального підняттявих виробок. Наприклад, підняттяві, призначені для утворення «воронок» при розділенні підсікання видобувних камер. Застосування прохідницьких комплексів є економічно доцільним при висоті підняттявої виробки не менше 40 м.

Враховуючи вдосконалення систем розробки на перехідному періоді, де вимагається проведення підняттявих різного призначення з перетином $S = 4 - 6 \text{ м}^2$, основним способом прийнято секційне підривання глибоких свердловин. Даний спосіб безпечніше дрібношпурового способу проведення підняттявих виробок на розпори, продуктивніше, дешевше й ефективніше, а також поліпшуються умови праці. Основний об'єм робіт (буріння свердловин) виконується до підготовки нижчого горизонту, що має велике значення з точки зору концентрації та інтенсифікації гірничих робіт. У цього способу також є недоліки: наявність двох підходів (зверху і знизу), довільне викривлення свердловин при бурінні, відхилення їх від заданого напрямку. При бурінні комплексу паралельних свердловин їх викривлення й відхилення від заданого напрямку є одним з негативних явищ, що важко усунути.

В даний час при проведенні підняттявого застосовують станки типу НКР-100м. При перетині підняттявого $S = 6 \text{ м}^2$ буриться в середньому до 15 – 16 свердловин, а при $S = 4 \text{ м}^2$ – 12 – 13. Через неточну установку станка, а також через довільне викривлення свердловин у зв'язку з анізотропією гірських порід, свердловини «схрещуються» і «розкидаються» за довжиною підняттявого й зміщуються по всьому перетину. Щоб відновити напрямок, іноді, доводиться робити повторну зйомку, що дуже небезпечно. Бувають випадки, коли повторну зйомку зробити неможливо (підняттявий розташовується над камерою, відсутні підходи на нижньому горизонті і т.д.).

Число свердловин у комплекті визначається з умов мінімальних витрат на бурові роботи з урахуванням можливих відхилень свердловин від заданого напрямку. Відхилення залежить як від висоти підняттявого, так і від кута падіння порід або руди. Великий розкид міцності по рудній площі та в бічних породах вимагає вибірково підходити до визначення числа свердловин, оскільки від нього залежать витрати й ефективність виконання підготовчих і нарізних гірничих робіт.

На шахті «Експлуатаційна» Запорізького залізничного комбінату для проведення підняттявих способом секційного підривання застосовують свердловини діаметром 90 мм і вибухові речовини типу Гелекса 600 виробництва Павлоградського хімічного заводу. Виходячи з досвіду проведення підняттявих, число свердловин для проведення

підняттявого визначається за емпіричною формулою:

$$N = K \cdot f \cdot j, \quad (4.1)$$

де:

K – емпіричний коефіцієнт, який характеризує руйнування порід при їх анізотропії;

f – коефіцієнт міцності порід і руди за М.М. Протод'яконовим;

j – коефіцієнт пористості руди і порід.

Найбільшу вагу у формулі має коефіцієнт міцності руди і порід. Його значення збільшується пропорційно міцності порід. При $f = 3 - 7$ коефіцієнт $K = 0,1$; при $f = 8 - 13$ коефіцієнт $K = 0,15$; при $f = 14 - 17$ коефіцієнт $K = 0,3$. Зі зменшенням коефіцієнта міцності f відстань між свердловинами збільшується, а їх кількість зменшується.

Залежно від міцності порід та їх пористості висота секції підривання знаходиться в межах двох – трьох метрів, а для штучного масиву вона становить один метр. Обов'язковою є верхня забійка свердловин на відстань не менше одного метра, яка виконується з метою збереження свердловин для подальшого використання.

Важливою обставиною, що визначає позитивний результат вибуху, є інтервал уповільнення між вибухами зарядів. В умовах шахти «Експлуатаційна» Запорізького залізничного комбінату інтервал уповільнення безпосередньо залежить від коефіцієнта пористості заряду масиву, що вибухає. Він повинен забезпечити своєчасне видалення гірської маси з утвореної порожнини.

На шахті із застосуванням способу секційного підривання свердловин проводять близько 66% підняттявих виробок. Цей спосіб покращує умови праці, забезпечує виконання основного об'єму робіт з підготовки нижнього горизонту, що важливо з точки зору концентрації та інтенсифікації гірничих робіт. При бурінні свердловин для проходки підняттявого перетином 6 м^2 використовується в середньому до 15 – 16 свердловин і 12 – 13 свердловин при перетині 4 м^2 . Висота секцій підривання залежить від міцності порід та їх пористості.

Даний спосіб залишається основним, незважаючи на недоліки, які мають місце. Однак найбільш ефективним способом проведення підняттявих гірничих виробок є спосіб буріння. Приконтурна частина масиву не порушується, що призводить до зменшення витрат на кріплення. Підвищується безпека експлуатації підняттявих, спрощуються монтажні роботи, знижується їх трудомісткість. Швидкість проведення виробки методом буріння значно вище, ніж при проходці за допомогою інших способів.

4.5. АНАЛІЗ ЕКОНОМІЧНОЇ ЕФЕКТИВНОСТІ ЗАПРОПОНОВАНИХ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПАРАМЕТРІВ ВІДПРАЦЮВАННЯ РУДНОГО ПОКЛАДУ З ТВЕРДІЮЧИМ ЗАКЛАДЕННЯМ В УМОВАХ ЗАПОРІЗЬКОГО ЗАЛІЗОРУДНОГО КОМБІНАТУ

Виконані дослідження, на основі яких були запропоновані рекомендації щодо спільного відпрацювання запасів камер другої і третьої черг на гор. 465 – 518 м, підтвердили їх ефективність, незважаючи на ті обставини, що обрис очисного простору приймає неправильну форму. Порядок спільного відпрацювання запасів викладено в підрозділі 4.1.

Економічна ефективність застосування камер неправильної форми при відпрацюванні камерних запасів камер третьої черги у поверсі 465 – 518 м визначалася на підставі порівняння двох варіантів – з роздільним вийманням запасів у камерах другої і третьої черги (базовий варіант) та при їх спільному вийманні (рекомендований).

У базовому варіанті довжина очисних камер третьої черги становила 47 м, ширина – 14 м і висота – до 40 м. Витрата нарізних виробок на 1000 тон видобутку становить 2,69 м. Продуктивність камери – 5 – 6 тис. т/міс. Запаси руди в камері – 104 тис. т.

Камери другої черги мали наступні параметри: довжина – 47 м, ширина – 16,5 м, висота – 100 м; витрата нарізних виробок на 1000 тон видобутку – 1,82 м; продуктивність камери – 30 – 35 тис. т/міс; запаси руди в камері – 481 тис. т.

Сумарна витрата нарізних виробок на 2 камери становить 1,97 м/тис. т. Час відпрацювання камерних запасів – 6 років.

У рекомендованому варіанті камер другої і третьої черги відпрацювання запаси об'єднані. При цьому отримані наступні технологічні параметри: довжина – 47 м, ширина – 30 м, висота – 100 м; витрата нарізних виробок на 1000 тон видобутку – 1,9 м; продуктивність камери – 30 – 35 тис. т/міс; запаси руди в камері – 585 тис. т. Час відпрацювання камери – 2 роки.

Основним критерієм економічної ефективності розглянутих підваріантів камерної системи розробки прийняті витрати гірничо-нарізних робіт на 1000 т.

Варіант №1. Камера третьої черги 0/3ю в поверсі 465 – 518 м готується і відпрацьовується самостійно. Відповідно до проекту були пройдені наступні гірничо-нарізні виробки ПКО ЗЗРК ПРО-17 до 0/3ю в/б з 5:

1. Виробки горизонту доставки:

а) 120 п.м. видобувного орта перетином 10,8 м²:

$$120 \cdot 10,8 = 1296 \text{ м}^3;$$

б) 30 п.м. доставочного штреку перетином 10,8 м²:

$$30 \cdot 10,8 = 324 \text{ м}^3.$$

2. Ходок на камеру 55 п.м. перетином 3,7 м²:

$$55 \cdot 3,7 = 203,5 \text{ м}^3.$$

3. Буровий орт 35 п.м. перетином 6,7 м²:

$$35 \cdot 6,7 = 234,5 \text{ м}^3.$$

4. Рудоперепускний підняттявий 40 п.м. перетином 4 м²:

$$40 \cdot 4 = 160 \text{ м}^3.$$

Видобуток камерних запасів руди при відпрацюванні камери 0/3ю у поверсі 465 – 518 м склав 104 тис. т. Усього за першим варіантом підготовки камери до роботи було пройдено 280 п.м. гірничих виробок і відбито 2218 м³ скельної гірської маси.

Витрата погонних метрів підготовчих виробок склала 2,69 м на 1000 т видобутку або в кубічному вираженні 21,32 м гірської маси на 1000 т видобутку.

Варіант №2. За даним варіантом була підготовлена до відпрацювання й відпрацьована камера першої черги 1/17ю поверху 480 – 580 м. Потім на очисний простір камери 1/17ю з північної сторони були підготовлені й відбиті камерні запаси камери 0/17ю поверху 465 – 518 м.

Для цього по горизонту 480 м було пройдено два бурових орта загальною довжиною 57 п.м. перетином 6,7 м², з яких були розбурені виялові комплекти свердловин за відбійкою камерних запасів до 0/17ю поверху 465 – 518 м. При цьому об'єм гірничих робіт склав 381,9 м³ скельної гірської маси, а всього з камери 0/17ю було видобуто 105,8 тис. тон руди. Питома витрата кубічних метрів гірничих робіт склала:

$$381,9 : 105,8 = 3,6 \text{ м}^3/\text{тис. т.}$$

Для розрахунку економічного ефекту собівартість відбивання 1 м³ скельної гірської маси з прохідницьких вибоїв у 2005 році по шахті «Експлуатаційна» склала 150,56 грн/м³.

Економічна ефективність визначається за формулою:

$$E = (V_2 - V_1) \cdot C \cdot A, \text{ тис. грн}, \quad (4.2)$$

де:

$V_2 - V_1$ – відповідно питома витрата метрів кубічних гірничих робіт до і після впровадження;

C – собівартість 1 м гірської маси з прохідницьких робіт;

A – кількість руди, добутої згідно запропонованого варіанту з камери 0/17ю.

$$E = (21,32 - 3,6) \cdot 150,56 \cdot 105,8 = 282,266, \text{ тис. грн.}$$

При впровадженні розроблених технологічних рекомендацій щодо відпрацювання камер третьої черги економічний ефект може досягти декількох мільйонів гривень.

4.6. ВИСНОВКИ

У перехідний період від одних параметрів підсистеми розробки з твердіючим закладенням очисного простору до інших, коли утворилися камери третьої черги виймання, раціональним напрямом в удосконаленні підготовки та відпрацювання запасів у поверсі 465 – 518 м стало їх об'єднання в єдине ціле. Технологічне об'єднання камер другої і третьої черги дозволяє скоротити об'єми гірничо-нарізних робіт на 3,6 м на 1000 тон видобутої руди.

В подальшому застосування високих камер шестигранної форми дозволило скоротити втрати руди та її збіднення до прийнятних величин, а застосування самохідного високопродуктивного гірничошахтного обладнання – підвищити продуктивність системи розробки та скоротити об'єми досить трудомістких нарізних робіт.

Питомі витрати нарізних робіт за цим підваріантом камерної системи розробки становлять 2,5 м на 1000 тон руди, а у поверсі 480 – 640 м система розробки з ромбовидними камерами за простяганням мала питомі витрати нарізних робіт 3,3 м на 1000 тон руди.

Експериментальними спостереженнями й завдяки обробці існуючих даних маркшейдерської документації щодо площ вивалів в очисних камерах поверху 480 – 580 м у проекції на лежачий бік рудного покладу, розташовані з півдня на північ поклади, апроксимуються лінійним рівнянням регресії. Проте стверджувати про закономірності вивалоутворення залежно від напрямку розвитку гірничих робіт скла-

дно через багатofакторність впливаючих причин геологічного та технічного характеру.

Встановлено, що фізико-механічні властивості руди поряд з умовами залягання й геометричними розмірами камер визначають величину тиску і напружень у рудному масиві, а також несучу здатність опорних елементів в очисному просторі. Вони також визначають зону впливу камери й на допустимі відслонення рудного масиву.

Оскільки міцність порід є визначальною при розробці родовища, то можна припустити, що зі зміною цього показника буде змінюватися і кількість вивалів в очисній камері.

Технологія відпрацювання камер другої черги враховує різні підваріанти систем розробки з твердіючим закладенням, а також технологічні особливості відпрацювання покладу й вдосконалення параметрів ведення гірничих робіт на горизонтах та за сортами руди.

Економічний ефект від впровадження запропонованих рекомендацій щодо спільного відпрацювання камер другої і третьої черги склав понад 282 тис. грн на одну одиницю їх об'єднання.

ВИСНОВКИ

У монографії вирішено актуальне завдання щодо визначення технологічних параметрів високих очисних камер систем розробки рудних запасів із твердіючим закладенням виробленого простору на великих глибинах на основі отриманих закономірностей розподілу напруженого стану. Це дозволяє визначати стійку площу до відслонення контуру високої камери, не змінюючи властивості та міцність закладного масиву, послідовність відпрацювання та закладення у поверсі, а також технологічні параметри, дає змогу збільшити коефіцієнт вилучення руди й зменшити засмічення рудної маси.

Наведено аналіз гірничотехнічних умов розробки Південно-Білозерського родовища залізних руд, а також ефективності застосування систем розробки з твердіючим закладенням і шахтних досліджень вивалів руди та закладного масиву залежно від форми камери й глибини розробки, що дозволило визначити основні впливові фактори.

Обґрунтовано геомеханічну модель розрахунку напруженого стану масиву навколо високих очисних камер другої черги відпрацювання запасів з урахуванням коефіцієнта захисної дії потужного й міцного шару кварциту, що залягає у висячому боці рудного покладу.

Математичним моделюванням встановлено, що напружений стан масиву залежить від форми камери другої черги відпрацювання запасів і опуклості в масив або вироблений простір. Найбільша концентрація еквівалентних напружень (0,71) спостерігається при опуклості контуру в масив, збільшуючись від відслоненої площі з подальшим монотонним загасанням, а при опуклості убік виробленого простору напруження концентруються біля боків камери.

Зниження величини еквівалентних напружень відбувається на короткому відрізку в глибині масиву і до вертикальної осі камери у покрівлі. Об'єднання камер другої черги і камер третьої черги відпрацювання рудних запасів у поверсі робить верхню частину ширше за ширину камери й розвантажує закладний масив з боків.

Фізичним моделюванням встановлено, що максимальні величини напружень приурочені до відкатного горизонту 640 м і міжкамерним рудним ціликам. Область підвищеного гірського тиску знаходиться на рівні випускних отворів, а у покрівлі камер поверху 480 – 580 м стискаючі нормальні й дотичні напруження не перевищують межу пружності руди за рахунок захисного ефекту закладення.

Встановлено, що геометричні розміри та конфігурація очисної камери другої черги систем розробки і технологічні параметри блоку залежать від порядку відпрацювання запасів у поверсі й закладення камер.

ПЕРЕЛІК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Колосов, В.А., & Дядечкин, Н.И. (2005). Состояние и перспективы развития сырьевой базы горно-металлургического комплекса Украины. *Горный журнал*, (5), 10-13.
2. Козырев, В.С. (2004). Состояние горно-металлургического комплекса стран СНГ (обзор за 2000-2003 гг.). *Горный журнал*, (8), 11-16.
3. Peregudov, V.V., Gritsina, A.E., & Dragun, B.T. (2010). Current state and future development of iron-ore industry in Ukraine. *Metallurgical and Mining Industry*, 2(2), 145-151.
4. Каплунов, Д.Р., & Ломоносов, Г.Г. (1999). Основные проблемы освоения недр при подземной разработке рудных месторождений. *Горный журнал*, (1), 42-45.
5. Гулий, В.М., Милкин, Л.В., & Джансугуров, СИ. (1967). *Опыт борьбы с подземными эндогенными пожарами и внедрение камерной системы разработки с твердеющей закладкой на Текелийском руднике*. Москва, Россия: ЦИИНекмет, 35 с.
6. Сергеев, Н.Н., & Ельнинский, А.И. (1969). Создание и внедрение новой технологии добычи руды с применением систем с твердеющей закладкой. *Горный журнал*, (3), 20-23.
7. Бронников, Д.М., Замесов, Н.Ф., & Кириченко, Г.С. (1973). *Основы технологии подземной разработки рудных месторождений с закладкой*. Москва, Россия: Наука, 275 с.
8. Требуков, А.П. (1981). *Применение твердеющей закладки при подземной добыче руд*. Москва, Россия: Недра, 172 с.
9. Кузьменко, А.М., & Петлёваный, М.В. (2013). Состояние и перспективы развития закладочных работ на подземных рудниках Украины. *Геотехнічна механіка*, (110), 89-97.
10. Khomenko, O., Kononenko, M., & Myronova, I. (2017). Ecological and technological aspects of iron-ore underground mining. *Mining of Mineral Deposits*, 11(2), 59-67. <https://doi.org/10.15407/mining11.02.059>
11. Kuz'menko, A., Furman, A., & Usatyy, V. (2010). Improvement of mining methods with consolidating stowing of iron-ore deposits on big depths. *New Techniques and Technologies in Mining – Proceedings of the School of Underground Mining*, 131-136. <https://doi.org/10.1201/b11329-22>
12. Письменный, С.В. (2014). Отработка сложноструктурных залежей богатых руд камерными системами разработки. *Гірничий вісник*, (97), 3-6.
13. Basarir, H., Bin, H., Fourie, A., Karrech, A., & Elchalakani, M. (2018). An adaptive neuro fuzzy inference system to model the uniaxial

compressive strength of cemented hydraulic backfill. *Mining of Mineral Deposits*, 12(2), 1-12. <https://doi.org/10.15407/mining12.02.001>

14. Emad, M.Z., Mitri, H., & Kelly, C. (2014). State-of-the-art review of backfill practices for sublevel stoping system. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 29(6), 544-556.

15. Битимбаев, М.Ж., Крупник, Л.А., & Шапошник, Ю.Н. (2012). *Теория и практика закладочных работ при разработке месторождений полезных ископаемых*. Алматы, Казахстан: Издательство Ассоциации ВУЗов РК.

16. Кузьменко, А.М., & Петлёванный, М.В. (2014). Влияние структуры горного массива и порядка отработки камерных запасов на разубоживание руды. *Геотехнічна механіка*, (118), 37-45.

17. Chistyakov, E., Ruskhi, V., & Zubko, S. (2012). Investigation of the geomechanical processes while mining thick ore deposits by room systems with backfill of worked-out area. *Geomechanical Processes during Underground Mining – Proceedings of the School of Underground Mining*, 127-132.

18. Xue, D., Wang, J., Tu, H., Wang, F., & Zhao, J. (2013). Deformation failure mechanism and application of the backfill along the goaf-side retained roadway. *International Journal of Mining Science and Technology*, 23(3), 329-335.

19. Petlovanyi, M.V., Ruskykh, V.V., & Sai, K.S. (2018). Challenges of underground mining of steeply pitching deposits with stowing in anomalous geological environment. In *Innovative Development of Resource-Saving Technologies of Mineral Mining and Processing* (pp. 56-60). Petrosani, Romania: University of Petrosani.

20. Зубко, С.А., Кононенко, М.М., & Петльованый, М.В. (2015). Обґрунтування раціональних параметрів камер третьої черги відпрацювання при підземному видобутку залізної руди. *Металургическая и горнорудная промышленность*, (2), 93-98.

21. Khomenko, O., Kononenko, M., & Petlyovanyy, M. (2014). Investigation of stress-strain state of rock massif around the secondary chambers. *Progressive Technologies of Coal, Coalbed Methane, and Ores Mining*, 241-245. <https://doi.org/10.1201/b17547-43>

22. Petlovanyi, M., Lozynskyi, V., Zubko, S., Saik, P., & Sai, K. (2019). The influence of geology and ore deposit occurrence conditions on dilution indicators of extracted reserves. *Rudarsko Geolosko Naftni Zbornik*, 34(1), 83-91. <https://doi.org/10.17794/rgn.2019.1.8>

23. Кузьменко, А.М., Петлёванный, М.В., & Усатый, В.Ю. (2015). *Твердеющая закладка при отработке рудных крутых залежей в*

сложных горно-геологических условиях. Днепропетровск, Украина: Национальный горный университет.

24. Urli, V., & Esmaili, K. (2016). A stability-economic model for an open stope to prevent dilution using the ore-skin design. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, (82), 71-82. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2015.12.001>

25. Кузьменко, А.М., Усатый, В.Ю., & Усатый, В.В. (2011). Влияние формы высокой очистной камеры на распределение напряжений в массиве при системах разработки с закладкой. В *Матеріалах V Міжнародної науково-практичної конференції «Школа підземної розробки»* (с. 126-131). Дніпропетровськ, Україна: Національний гірничий університет.

26. Petlovanyi, M. (2016). Influence of configuration chambers on the formation of stress in multi-modulus mass. *Mining of Mineral Deposits*, 10(2), 48-54. <https://doi.org/10.15407/mining10.02.048>

27. Бронников, Д.М., & Цыгалов, М.Н. (1989). *Закладочные работы в шахтах: справочник*. Москва, Россия: Недра, 400 с.

28. Агошков, М.И. (1983). *Разработка рудных месторождений*. Москва, Россия: Недра, 424 с.

29. Цариковский, В.В., Булат, А.Ф., & Приходченко, В.П. (1998). Контроль процессов разрушения руд Кривбасса геофизическими методами для повышения эффективности их обработки. *Сборник научных трудов*, 21-24.

30. Лавриненко, В.Ф., & Лысак, В.И. (1989). Расчет параметров систем подэтажного обрушения в условиях проявления горного давления. *Разработка рудных месторождений*, (48), 37-44.

31. Кравченко, В.П., & Куликов, В.В. (1974). *Применение твердеющей закладки при разработке рудных месторождений*. Москва, Россия: Недра, 200 с.

32. Корж, В.А. (1975). *Исследование влияния горного давления на физико-механические свойства обрушенной руды и выбор оптимальных параметров систем разработки с обрушением (на примере шахт Криворожского бассейна)*. Диссертация на соискание степени кандидата технических наук по специальности 05.15.02. Кривой Рог, Украина: Криворожский национальный технический университет.

33. Балута, А.М., Ривкин, И.Д., & Тохтуев, Г.В. (1980). *Ожидаемые горно-геологические условия и формы проявления горного давления на глубоких горизонтах шахт Криворожского бассейна*. Киев, Украина: Наукова думка, 360 с.

34. Бронников, Д.М., Замесов, Н.Ф., & Богданов, Г.И. (1982). *Разработка руд на больших глубинах*. Москва, Россия: Недра, 292 с.
35. Вяткин, А.П., Горбачев, В.Г., & Рубцов, В.А. (1983). *Твердеющая закладка на рудниках*. Москва, Россия: Недра, 166 с.
36. Хоменко, О.Е. (2002). Аналитическое моделирование влияния выработанного пространства на вмещающий массив. *Сборник научных трудов НГА Украины*, (13), 18-21.
37. Хоменко, О.Е. (2002). Влияние пространственного ориентирования выработанного пространства на напряженность вмещающего массива. *Науковий вісник Національної гірничої академії України*, (5), 54-57.
38. Хоменко, О.Е. (2002). Технология отработки руд в зонах влияния выработанного пространства. *Проблемы механики горно-металлургического комплекса*, 59-60.
39. Усатый, В.Ю., Фурман, А.И., & Усатый, В.В. (2004). Совершенствование камерной системы разработки с закладкой выработанного пространства в условиях Запорожского железорудного комбината. *Науковий вісник Національного гірничого університету*, (2), 7-10.
40. Калиниченко, В.А., Жуков, С.А., & Калиниченко, Е.В. (2007). *Тенденции в развитии горнодобывающего комплекса и проблемы технического перевооружения подземных рудников*. Кривой Рог, Украина: Издательский дом, 172 с.
41. Kuzmenko, O., & Petlovanyi, M. (2015). Substantiation the expediency of fine gridding of cementing material during backfill works. *Mining of Mineral Deposits*, 9(2), 183-190. <https://doi.org/10.15407/mining09.02.183>
42. Kuzmenko, O., Petlyovanyu, M., & Heylo, A. (2014). Application of fine-grained binding materials in technology of hardening backfill construction. *Progressive Technologies of Coal, Coalbed Methane, and Ores Mining*, 465-469. <https://doi.org/10.1201/b17547-79>
43. Зубко, С.А., & Петлёванный, М.В. (2018). Экономическая целесообразность оптимизации параметров системы разработки рудной залежи в неустойчивых вмещающих породах. *Збірник наукових праць Національного гірничого університету*, (55), 39-52.
44. Усатый, В.Ю., & Усатый, В.В. (2003). Оработка вторичных камер третьей очереди в условиях Запорожского железорудного комбината. *Сборник научных трудов ГНИГРИ*, 66-73.
45. Хоменко, О.Е., Кононенко, М.Н., & Мальцев, Д.В. (2006). Эффективность учета разгруженности массива в креплении нарезных выработок на шахтах ЗАО «Запорожский железорудный комбинат». *Розробка рудних родовищ*, (90), 58-61.

46. Владыко, А.Б., Хоменко, О.Е., & Козлов, С.А. (2007). Прогнозирование устойчивости очистных камер в условиях фильтрации для ЗАО «Запорожский железорудный комбинат». *Науковий вісник Національного гірничого університету*, (2), 13-15.

47. Khomenko, O., Kononenko, M., & Petlovanyi, M. (2015). Analytical modeling of the backfill massif deformations around the chamber with mining depth increase. *New Developments in Mining Engineering 2015: Theoretical and Practical Solutions of Mineral Resources Mining*, 265-269. <https://doi.org/10.1201/b19901-47>

48. Байконуров, О.А., Мельников, В.А., & Магауянов, М.М. (1979). Исследование влияния неоднородности закладочного массива на его деформируемость. *Разработка месторождений полезных ископаемых*, 3-10.

49. Байконуров, О.А., Крупник, Л.А., Петухов, В.Н. (1979). *Технология добычи руд с твердеющей закладкой*. Москва, Россия: Недра, 151 с.

50. Бублик, Ф.П., & Иванов, Г.А. (1965). Исследования прочности неоднородных целиков. *Тепловые и механические процессы при разработке полезных ископаемых*, 132-137.

51. Бублик, Ф.П., Палий, В.Д., & Орлов, Ю.Д. (1966). К вопросу о прочности неоднородных целиков. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*, (2), 12-14.

52. Кузнецов, Г.Н., Бублик, Ф.П., & Кузнецов, С.Т. (1962). Прочность неоднородных междукammerных целиков. *Труды по вопросам горного давления, сдвига горных пород и методики маркшейдерских работ*, (45), 230-237.

53. Кузнецов, Г.Н., & Бублик, Ф.П. (1972). *Методические указания по определению несущей способности целиков*. Ленинград, Россия: Наука, 89 с.

54. Камчугов, В.А., & Волощенко, В.П. (1973). Исследование и выбор рационального порядка отработки этажа при камерной системе с твердеющей закладкой. *Материалы отраслевой научно-технической конференции «Совершенствование техники и технологии разработки железорудных месторождений»*, 24-26.

55. Кузьменко, А.М., & Петлёваный, М.В. (2017). Влияние природных и технологических факторов на устойчивость пород и закладочного массива при их обнажении в очистных камерах. *Геотехнічна механіка*, (132), 62-73.

56. Кузьменко, О.М., & Петльованый, М.В. (2017). Стійкість штучного масиву при підземній розробці потужного рудного покладу на

великій глибині. *Збірник наукових праць Національного гірничого університету*, (50), 56-62.

57. Кузьменко, А.М., & Петлёваный, М.В. (2017). Взаимосвязь структурных изменений окружающего массива с устойчивостью контура очистных камер при разработке крутых залежей железной руды. *Вісті Донецького гірничого інституту*, 2(41), 56-62.

58. Паненков, Ю.М. (1964). Исследование на моделях прочности и устойчивости межукамерных бетонных опор. *Записки ЛГИ*, 49(1), 51-59.

59. Требуков, А.Л. (1968). Внедрение новой технологии разработки месторождений цветных металлов с применением твердеющей закладки. *ЦНИИцветмет*, 51-59.

60. Хомяков, В.И. (1984). *Зарубежный опыт закладки на рудниках*. Москва, Россия: Недра, 224 с.

61. Цыгалов, М.Н. (1985). *Подземная разработка с высокой полнотой извлечения руд*. Москва, Россия: Недра, 272 с.

62. Малый, А.Н., Шендрик, В.К., & Кущенко, Г.Н. (1977). Определение разубоживания руды твердеющей закладкой при отработке железнорудных месторождений. *Горный журнал*, (5), 34-36.

63. Малый, А.П., Шендрик, В.К., & Клепиков, Г.П. (1976). Способы уменьшения разубоживания руды закладкой при отработке вторичных камер. *Горный журнал*, (2), 53-55.

64. Emad, M.Z., Mitri, H., & Kelly, C. (2014). Effect of blast-induced vibrations on fill failure in vertical block mining with delayed backfill. *Canadian Geotechnical Journal*, 51(9), 975-983. <https://doi.org/10.1139/cgj-2013-0305>

65. Aubertin, M., Li, L., Arnoldi, S., Belem, T., Bussière, B., Benzaazoua, M., & Simon, R. (2003). Interaction between backfill and rock mass in narrow stopes. *Soil and rock America*, (1), 1157-1164.

66. Sivakugan, N., Rankine, R.M., Rankine, K.J., & Rankine, K.S. (2006). Geotechnical considerations in mine backfilling in Australia. *Journal of Cleaner Production*, 14(12-13), 1168-1175. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2004.06.007>

67. Kabwe, E. (2017). Mining sequence deformation and failure behaviour analysis in the hanging wall and orebody rock formations; A continuum approach. *Geotechnical and Geological Engineering*, 35(4), 1453-1473. <https://doi.org/10.1007/s10706-017-0187-y>

68. Henning, J.G., & Mitri, H.S. (2007). Numerical modelling of ore dilution in blasthole stoping. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 44(5), 692-703. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2006.11.002>

69. Liu, G., Li, L., Yang, X., & Guo, L. (2017). Numerical analysis of stress distribution in back-filled stopes considering interfaces between the backfill and rock walls. *International Journal of Geomechanics*, 17(2), 06016014. [https://doi.org/10.1061/\(asce\)gm.1943-5622.0000702](https://doi.org/10.1061/(asce)gm.1943-5622.0000702)

70. Капленко, Ю.П., & Калиниченко, В.А. (2006). Повышение показателей извлечения руды при подземной добыче магнетитовых кварцитов. *Вісник Криворізького технічного університету*, (13), 25-28.

71. Определение и контроль допустимых размеров конструктивных элементов систем разработки на рудниках Кривбасса. (1987). Кривой Рог, Украина: Издательство НИГРИ, 123 с.

72. Инструктивные указания по определению параметров эластично-камерных систем разработки по условиям проявления горного давления с увеличением глубины ведения работ на шахтах Кривбасса. (1965). Кривой Рог, Украина: Издательство НИГРИ, 65 с.

73. Перепелиця, В.Г. (2006). *Системи гірничодобувних технологій*. Донецьк, Україна: Донецький державний університет управління, 272.

74. Перепелиця, В.Г., Коломиец, А.Н., & Шматовский, Л.Д. (2006). Решение задачи о напряженно-деформированном состоянии горного массива при его гидроразрыве. *Доповіді НАН України*, (12), 44-51.

75. Протождьяконов, М.М. (1933). *Давление горных пород и рудничное крепление*. Новосибирск, Россия: Государственное объединенное научно-техническое издательство Народного комиссариата тяжелой промышленности, 234 с.

76. Ritter, W. (1979). *Die statik der tunnelgewölbe*. Berlin, Germany: Berlin Springer, 342 p.

77. Тарасютин, В.М. (1983). *Исследование и учет влияния структурной неоднородности породного массива на устойчивость обнажений в камерах при разработке мощных крутопадающих рудных залежей*. Автореферат диссертации на соискание степени кандидата технических наук по специальности 05.15.02. Кривой Рог, Украина: Криворожский горнорудный институт, 21 с.

78. Борисов, А.А. (1980). *Механика горных пород и массивов*. Москва, Россия: Недра, 360 с.

79. Ветров, С.В. (1975). *Допустимые размеры обнажений горных пород при подземной разработке руд*. Москва, Россия: Наука, 232 с.

80. Галаев, Н.З. (1979). *Управление состоянием массива горных пород при подземной разработке рудных месторождений*. Ленинград, Россия: Наука, 321 с.

81. Глушко, В.Т., & Широков, А.З. (1967). *Механика горных пород и охрана выработок*. Киев, Украина: Наукова думка, 153 с.

82. Иофис, М.А., & Шмелев, А.И. (1985). *Инженерная геомеханика при подземных разработках*. Москва, Россия: Недра, 248 с.

83. Турчанинов, И.А., Иофис, М.А., & Каспарьян, Э.В. (1989). *Основы механики горных пород*. Москва, Россия: Недра, 488 с.

84. Слесарев, В.Д. (1948). *Механика горных пород*. Москва, Россия: Углетехиздат, 237 с.

85. Капленко, Ю.П., & Цариковский, В.В. (2005). Влияние напряженного состояния горного массива горногеологических условий на параметры обнажений и форму очистных камер. *Разработка рудных месторождений*, (88), 21-24.

86. Кузьменко, А.М. (2007). Состояние массива горных пород вокруг очистного забоя в зонах интенсивной трещиноватости. *Науковий вісник Національного гірничого університету*, (6), 22-24.

87. Кузьменко, А.М., Уланова, Н.Н., & Приходько, В.В. (2006). Влияние геологических нарушений на напряженное состояние вокруг выработок в массиве, ослабленном трещинами. *Вісник Криворізького технічного університету*, (11), 196-204.

88. Кузьменко, А.М., Усатый, В.Ю., & Усатый, В.В. (2011). Моделирование устойчивости формы высоких очистных камер при системах разработки железорудных месторождений с твердеющей закладкой. В *Матеріалах V Міжнародної науково-практичної конференції «Школа підземної розробки»* (с. 30-38). Дніпропетровськ, Україна: Національний гірничий університет.

89. Кузьменко, А.М., Усатый, В.Ю., & Усатый, В.В. (2004). Исследование напряженно-деформированного состояния массива вокруг наклонной поверхности высоких камер с твердеющей закладкой. *Міжвідомчий збірник наукових праць Інституту геотехнічної механіки НАН України*, (49), 129-133.

90. Волощенко, В.П. (1985). *Геомеханические основы разработки мощных железорудных месторождений системами с закладкой*. Диссертация на соискание степени доктора технических наук по специальности 05.15.02. Днепропетровск, Украина: Днепропетровский горный институт.

91. Трумбачев, В.Ф., & Мельников, Е.А. (1959). *Исследование распределения напряжений вокруг горных выработок*. Москва, Россия: Углетехиздат.

92. Цариковский, В.В., Сакович, В.В., Недзвецкий, А.В., & Аремко, А.Ф. (1987). *Определение и контроль допустимых размеров конструктивных элементов систем разработки на рудниках Кривбаса*. Кривой Рог, Украина: Издательство НИГРИ, 75 с.

93. Цариковский, В.В., Сакович, В.В., Кишкин, П.И., Арменко, А.Ф., & Мигуль, А.Ф. (1994). *Определение геометрических параметров камерных систем разработки в Кривбассе со сводообразной и шатровой формами обнажения потолочин*. Инструкция. Кривой Рог, Украина: Издательство НИГРИ, 17 с.

94. Байкануров, О.А. (1969). *Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений*. Алма-Ата, Казахстан: Наука, 342 с.

95. Цымбаревич, П.М. (1948). *Механика горных пород*. Москва, Россия: Углетехиздат, 184 с.

96. Крауч, С., & Старфилд, А. (1987). *Методы граничных элементов в механике твердого тела*. Москва, Россия: Мир, 328 с.

97. Парчевский, Л.Я., & Шашенко, А.Н. (1981). О величине внутреннего трения в задачах предельного состояния. *Горное давление в капитальных и подготовительных выработках*, 32-35.

98. Кузьменко, А.М., Уланова, Н.П., Приходько, В.В., Усатый, В.Ю., & Усатый, В.В. (2004). Устойчивость высоких вторичных камер в окружении разномодульного массива при разработке железорудного месторождения. *Міжвідомчий збірник наукових праць Інституту геотехнічної механіки НАН України*, (48), 82-86.

99. Насонов, И.Д. (1978). *Моделирование горных процессов*. Москва, Россия: Недра, 256 с.

100. Кирпичев, М.В. (1953). *Теория подобия*. Москва, Россия: Издательство АН СССР, 321 с.

101. Глушихин, Ф.П. (1991). *Моделирование в геомеханике*. Москва, Россия: Недра, 240 с.

102. Кузнецов, Г.Н., Будько, М.Н., Васильев, Ю.И., Шклярский, М.Ф., & Юревич, Г.Г. (1968). *Моделирование проявлений горного давления*. Москва, Россия: Недра, 279 с.

103. Адлер, Ю.П., Маркова, Е.В., & Грамовский, Ю.В. (1976). *Планирование эксперимента при поиске оптимальных условий*. Москва, Россия: Наука, 279 с.

104. Сухов, А.Н. (1982). *Математическая обработка результатов измерений*. Москва, Россия: Московский инженерно-строительный институт, 90 с.

105. Рыжков, В.В., Диманштейн, А.С., & Мельников, В.Л. (1974). Имитация закладочного массива в моделях из эквивалентных материалов. *Научные сообщения института горного дела им. А.А. Сковородинского*, (125), 128-131.

106. Баблюк, Г.В. (2004). Методика подбора состава эквивалентного материала с учетом прочностных и деформационных свойств пород. *Горный журнал*, (6), 112-116.

107. Хоменко, О.Є., Кононенко, М.Н., & Русских, В.В. (2004). Моделирование на эквивалентных материалах выработанного пространства рудных шахт. *Науковий вісник Національного гірничого університету*, (8), 23-25.

108. Кононенко, М.Н. (2007). Моделирование влияния очистных камер на устойчивость нарезных выработок с понижением глубины горных работ. *Науковий вісник Національного гірничого університету*, (9), 17-19.

109. Кононенко, М.М. (2010). Дослідження напружено-деформованого стану масиву навколо очисних камер. *Науковий вісник Національного гірничого університету*, (4), 51-53.

110. Хаилова-Малькова, Р.И. (1970). *Методика исследования напряжений поляризациино-оптическим методом*. Москва, Россия: Наука, 116 с.

111. Фрохт, М. (1948). *Фотоупругость*. Ленинград, Россия: Объединение государственных книжно-журнальных издательств, 432 с.

112. Цариковский, В.В., & Сакович, В.В. (1989). *Исследование и разработка геомеханического обоснования технологических схем отработки богатых руд с повышенной устойчивостью конструктивных элементов*. Отчет НИГРИ № ГР018800522136. Кривой Рог, Украина: Издательство НИГРИ, 74 с.

113. *Прогноз проявления горного давления в этажах 640 – 840 м и разработка технических решений, обеспечивающих устойчивость конструктивных элементов*. (1998). Отчет о НИР № ГР 019701311. Кривой Рог, Украина: Издательство ГНИГРИ, 66 с.

114. Рудаков, Д.В., Хоменко, О.Є., & Владыко, О.Б. (2008). Повторная отработка запасов Южно-Белозерского месторождения в сложных гидрогеологических условиях. В *Матеріалах II Міжнародної науково-практичної конференції «Школа підземної розробки»* (с. 193-198). Дніпропетровськ, Україна: Національний гірничий університет.

115. Фурман, А.И., Усатый, В.Ю., & Кузьменко, А.М. (2004). Совершенствование камерной системы разработки с закладкой выработанного пространства в условиях Запорожского железорудного комбината. В *Матеріалах Українсько-Польського форуму гірників* (с. 627-633). Дніпропетровськ, Україна: Національний гірничий університет.

116. *Методика определения и нормирования потерь и разубоживания руды при разработке урановых месторождений, отрабо-*

- тываемых ВостГОКом системой подэтажных штреков (ортвов).* (1995). Документ А-765Я. Желтые Воды, Украина: Фонды ВостГОКа, 20 с.
117. Кулиш, В.А., Зубко, А.И., & Усатый, В.Ю. (2006). Отработка камер с наклонным днищем в условиях Запорожского железорудного комбината в этаже 640 – 740 м. В *Матеріалах Форуму гірників* (с. 99-105). Дніпропетровськ, Україна: Національний гірничий університет.
118. Беркалиев, Б.Т. (1988). *Параметры разработки и извлечения руды*. Москва, Россия: Недра, 144 с.
119. Ляшенко, В.И., & Голик, В.И. (2004). Научные основы управления состоянием горных массивов подготовкой рудных тел к добыче. *Сталий розвиток гірничо-металургійної промисловості*, (1), 39-44.
120. Попов, С.Щ., Фаустов, Г.Е., & Моргун, А.В. (2004). Определение нормативных значений показателей извлечения железных руд по экономическим показателям разработки. *Сталий розвиток гірничо-металургійної промисловості*, (1), 56-60.

ЗМІСТ

ВСТУП	3
РОЗДІЛ 1. СТАН ПИТАННЯ.	
МЕТА І ЗАВДАННЯ ДОСЛІДЖЕНЬ	3
1.1 Аналіз гірничо-геологічних умов застосування камерних систем розробки рудних родовищ з твердіючим закладенням	5
1.2 Гірничотехнічні умови розробки Південно- Білозерського родовища залізних руд	11
1.3 Вплив параметрів відбивання руди на стійкість покрівлі та боків камери	16
1.4 Вплив фізико-механічних властивостей вміщуючих порід і руди на стійкість форми камери	17
1.5 Вплив форми очисної камери на стійкість масиву	22
1.6 Висновки	25
РОЗДІЛ 2. ДОСЛІДЖЕННЯ СТІЙКОСТІ ВИСОКОЇ ОЧИСНОЇ КАМЕРИ СКЛАДНОЇ ФОРМИ ПРИ РОЗРОБЦІ РУДНИХ РОДОВИЩ	
2.1 Обґрунтування методів дослідження стійкості масиву в системах розробки з твердіючим закладенням	27
2.2 Методика математичного моделювання стійкості високої очисної камери	28
2.3 Методика дослідження напруженого стану гірського масиву поляризаційно- оптичним методом	38
2.4 Методика шахтних спостережень за стійкістю відслонених поверхонь очисної камери при відпрацюванні рудного покладу	44
2.5 Висновки	46

РОЗДІЛ 3. РЕЗУЛЬТАТИ ДОСЛІДЖЕНЬ	
НАПРУЖЕНОГО СТАНУ МАСИВУ ПРИ	
СКЛАДНІЙ ФОРМІ ВИСОКОЇ ОЧИСНОЇ КАМЕРИ..... 47	
3.1	Обґрунтування форми очисної камери при зміні параметрів системи розробки..... 47
3.2	Математичне моделювання напруженого стану гірського масиву навколо складної форми очисної камери другої черги..... 49
3.3	Розподіл напружень в масиві навколо високих камер із зубчатою формою покрівлі..... 52
3.4	Вплив конфігурації покрівлі камери на її стійкість..... 56
3.5	Результати моделювання на фотопружних матеріалах напруженого стану гірського масиву при відпрацюванні рудних запасів системами розробки з твердіючим закладенням..... 61
3.6	Висновки..... 67
РОЗДІЛ 4. РЕЗУЛЬТАТИ ДОСЛІДЖЕНЬ	
НАПРУЖЕНОГО СТАНУ МАСИВУ ПРИ	
СКЛАДНІЙ ФОРМІ ВИСОКОЇ ОЧИСНОЇ КАМЕРИ..... 68	
4.1	Результати інструментальних шахтних спостережень за вивалами в очисних камерах..... 68
4.2	Рекомендації по технології відпрацювання рудних запасів високими камерами складної форми другої черги з твердіючим закладенням..... 71
4.3	Причини збіднення руди при відпрацюванні камер другої черги..... 77
4.4	Обґрунтування способу проведення підняттяєвих гірничих виробок при системах розробки з високими камерами..... 78

4.5	Аналіз економічної ефективності запропонованих технологічних параметрів відпрацювання рудного покладу з твердіючим закладенням в умовах Запорізького залізорудного комбінату.....	83
4.6	Висновки.....	85
	ВИСНОВКИ.....	87
	ПЕРЕЛІК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ.....	89

Наукове видання

Кузьменко Олександр Михайлович
Петльований Михайло Володимирович

**РОЗРОБКА КРУТОСПАДНИХ РУДНИХ ПОКЛАДІВ
ІЗ ЗАСТОСУВАННЯМ ТВЕРДІЮЧОГО ЗАКЛАДЕННЯ
В УМОВАХ ПІВДЕННО-БІЛОЗЕРСЬКОГО РОДОВИЩА**

Монографія
(Українською мовою)

Редактор: Федорченко О.М.

Підп. до друку 13.03.2020. Формат 60х84/16. Папір
офсетний. Ризографія. Ум. друк. арк. 6,0. Обл.-вид.
арк. 6,0. Тираж 50 пр. Зам. № 0420_15

Підготовлено до друку у НТУ «Дніпровська політехніка»
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК № 1842
від 11.06.2004

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