

Міністерство освіти і науки України
Криворізький національний університет
Кафедра підземної розробки родовищ корисних копалин

На правах рукопису

ФОРМАНЧУК ДАНІІЛ СЕРГІЙОВИЧ

УДК 622.27

**ДОСЛІДЖЕННЯ ТА УДОСКОНАЛЕННЯ ПРОЦЕСУ БУРОПІДРИВНИХ
РОБІТ ПРИ РУЙНУВАННІ ГІРСЬКИХ ПОРІД СЕРЕДНЬОЇ МІЦНОСТІ
ДЛЯ УМОВ КРИВОРІЗЬКОГО ЗАЛІЗОРУДНОГО БАСЕЙНУ**

Галузь знань 18 «Виробництво та технології»

Спеціальність 184 «Гірництво»

Освітньо-професійна програма «Підземна розробка родовищ корисних копалин»

Випускна робота
на здобуття наукового ступеню магістра

Науковий керівник
ПИСЬМЕННИЙ Сергій Васильович
кандидат технічних наук, доцент

Кривий Ріг

2025

РЕФЕРАТ

Магістерська робота на тему «Дослідження та удосконалення процесу буропідричних робіт при руйнуванні гірських порід середньої міцності для умов Криворізького залізрудного басейну» викладена на 75 сторінках і включає 20 рис., 3 табл., 1 додаток та 33 літературних джерела.

Для зменшення собівартості видобутку руди та покращити показники випуску руди в даній роботі запропоновано удосконалений варіант камерної системи розробки з подальшим обваленням ціликів.

В результаті досліджень було удосконалено спосіб руйнування гірського масиву шляхом утворення провздожно-поперечної компенсаційної камери та застосування глибоких свердловин збільшеного діаметру.

У першому розділі виконано аналіз гірничо-геологічних умов при відпрацюванні середньої міцності.

У другому розділі наведені методики для визначення стійких параметрів конструктивних елементів камерних систем розробки та методика по визначенню параметрів буропідричних робіт.

У третьому розділі розроблено удосконалений варіант системи підповерхового обвалення руди з застосуванням компенсаційної камери повздожно-поперечної форми, з її розташуванням однією стороною біля міжкамерного цілика.

Ключові слова: система розробки, камера, цілик, діаметр свердловини, компенсаційна камера.

ЗМІСТ

ВСТУП	4
РОЗДІЛ 1 АНАЛІЗ ЛІТЕРАТУРНИХ ДЖЕРЕЛ.....	6
1.1. Коротка гірничо-геологічна характеристика Криворізького залізорудного басейну	6
1.2. Стан гірничих робіт на рудниках Криворізького басейну	11
1.3. Закордонний досвід відпрацювання родовищ зі застосуванням комплексної механізації	14
1.4. Висновки	36
РОЗДІЛ 2 МЕТОДИКА ДОСЛІДЖЕНЬ	37
2.1. Загальні відомості	37
2.2. Методика по визначенню стійких параметрів камер	38
2.2.1. <i>Визначення значень граничних розрахункових функціональних характеристик.</i>	40
2.2.2. <i>Визначення геометричних параметрів системи розробки при плоских оголеннях ціликів.</i>	41
2.3. Методика по визначенню параметрів буропідливних робіт	43
2.3.1. <i>Визначення параметрів БПР при утворенні компенсаційної камери.</i>	43
2.3.2. <i>Методика по визначенню параметрів БПР при масовому обваленню руди в умовах прояву гірського тиску.</i>	45
2.4. Висновки	48
РОЗДІЛ 3 РЕЗУЛЬТАТИ ДОСЛІДЖЕНЬ ТА РОЗРОБКА ТЕХНОЛОГІЇ ФОРМУВАННЯ ВІДРІЗНОЇ ЦІЛИНИ.....	49
3.1. Визначення стійких параметрів повздовжно-поперечної компенсаційної камери.....	49
3.2. Удосконалення варіанту камерної системи розробки з обваленням ціликів	52
3.3. Розрахунок параметрів буропідливних робіт	54
3.4. Висновки	61
ЗАКЛЮЧЕННЯ.....	62
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ.....	63
ДОДАТОК.....	67

ВСТУП

В Криворізькому залізорудному басейні під час військового стану різко підвищилась собівартість видобутку залізної руди, що зробило її не конкуренто-спроможною на світовому ринку. В результаті бойових дій різко зменшився обсяг видобутку на всіх підприємствах. Для зменшення собівартість видобутку залізної руди необхідно підвищити ефективність відпрацювання родовища за рахунок модернізації основних процесів при видобутку корисних копалин підземним способом: підготовки виймальних блоків, руйнування масиву, випуск, доставка та транспортування відбитої руди й системи розробки.

Одним зі способів підвищення ефективності процесу видобутку корисних копалин є застосування імпоротної потужної самохідної техніки. Досвід показав, що її застосування на основних технологічних процесах дозволяє суттєво збільшити продуктивність праці. Однак, в наслідок її високої вартості необхідно удосконалювати систему розробки, що в цілому при збільшенні капітальних вкладень дозволить зменшити собівартість видобутку корисної копалини та зробити її конкурентно-спроможною на світовому ринку.

При видобутку залізної руди в Криворізькому залізорудному басейні застосовують системи з масовим обваленням руди та камерні системи розробки з обваленням ціликів. З метою підвищення ефективності підприємства намагаються удосконалити процес буропідливних робіт шляхом застосування високо-продуктивної імпоротної самохідної техніки та вибухової речовини вітчизняного виробництва («Україніт ПП-1»). Для ефективного застосування емульсійної вибухової речовини доцільно глибокі свердловини бурити низхідні при цьому великого діаметру 150-250 мм.

Досвід зарубіжних гірничорудних підприємств показав, що буріння глибоких низхідних свердловин великого діаметра при відбійці руди в камерах, а також при обваленні міжкамерних ціликів з діаметром 160-200 мм, дозволяє значно підвищити ефективність відпрацювання блоку за рахунок збільшення

висоти поверху і, як наслідок спростити конструкцію днища та знизити обсяг трудомістких підготовчих та нарізних робіт. Однак, при відбійці рудного масиву в приконтурній зоні камера-цілик значна кількість вибухівки може пошкодити цілісність міжкамерного цілика.

Збереження міжкамерного цілика особливо важливо при відпрацюванні залізних руд Криворізького залізорудного басейну камерними системами розробки. Для зменшення негативного впливу вибухівки на міжкамерний цілик, на підприємствах збільшують лінію найменшого опору, використовують екрановані цілини.

З метою зменшення негативного впливу на міжкамерні цілики нами пропонується у камерах другої черги відпрацювання зі сторони цілика який межує з відпрацьованим раніше виймальним блоком формувати повздовжно-поперечну компенсаційну камеру.

Повздовжню сторону камери розташовують паралельно міжкамерному цілику шириною 5 м, а поперечну частину камер розташовують перпендикулярно цілику шириною 8-15 м в залежності від об'єму гірничої маси, яка руйнується для забезпечення коефіцієнту первинного розрихлення руди 1,3-1,5. Масове руйнування виймального блоку здійснюється віялами глибокими у напрямку поперечного розташування компенсаційної камери з метою зменшення вибухової хвилі на міжкамерний цілик, при цьому кінці свердловин розташовуються біля повздовжньої частини компенсаційної камери.

Віяла глибоких свердловин можна бурити як висхідними при використанні вибухової речовини «Грамоніт 79/21» так й низхідними – «Україніт ПП-1».

Таким чином, застосування повздовжно-поперечної компенсаційної камери дозволить зменшити негативний вплив на міжкамерний цілик, а за рахунок збільшення її об'єму покращити випуск обваленої руди, зменшити витрати на вторинне подрібнення, а також використовувати емульсійні вибухові речовини при підземному видобутку залізної руди середньої міцності.

РОЗДІЛ 1

АНАЛІЗ ЛІТЕРАТУРНИХ ДЖЕРЕЛ

1.1. Коротка гірничо-геологічна характеристика Криворізького залізорудного басейну

Криворізький залізорудний басейн розташований у центральній частині Українського щита вузькою смугою метаморфічних порід, витягнутих у субмеридіальному напрямку з півдня на північ довжиною 140 км. Породи за стратиграфічними ознаками поділяються на три світи [1]:

- нижня, яка складена аркозовими пісковиками, конгломератами та філітами, горизонтальною від 100 до 250 м;

- середня (залізорудна) є основною продуктивною товщею та складається з семи залізистих горизонтів, що чергуються із сланцевими. Залізисті горизонти складені мартитовими, гетит-гематитовими, мартит-магнетитовими та іншими різновидами метаморфічних порід, з вмістом заліза (16-66%) потужністю від 30 до 200 м. Сланцеві горизонти, що чергуються із залізистими, складені хлоритовими, кварц-серицитовими, кварц-серицит-біотитовими та іншими сланцями з прошарками кварцитів з вмістом заліза від 8-15 до 20-30.

- верхня, представлена вуглистими, охристими та слюдистими сланцями, пісковиками, доломітами, конгломератами, кварцитами, кварц-карбокатними та іншими породами, потужністю понад 2,5 км. Горизонтально на кристалічних породах залягають пухкі відкладення, які представлені суглинками, вапняками, осадовими глинами, пісковиками, ґрунтовим шаром, потужністю до 70 м.

У тектонічному відношенні Криворізький басейн має форму тонкого синклінорію та поділені на три основні структури, роз'єднані великими порушеннями (надвиг): Тарапако-Лихмановська антикліналь та синкліналь, Основна синкліналь, Саксаганська антикліналь та синкліналь, рис.1.1.

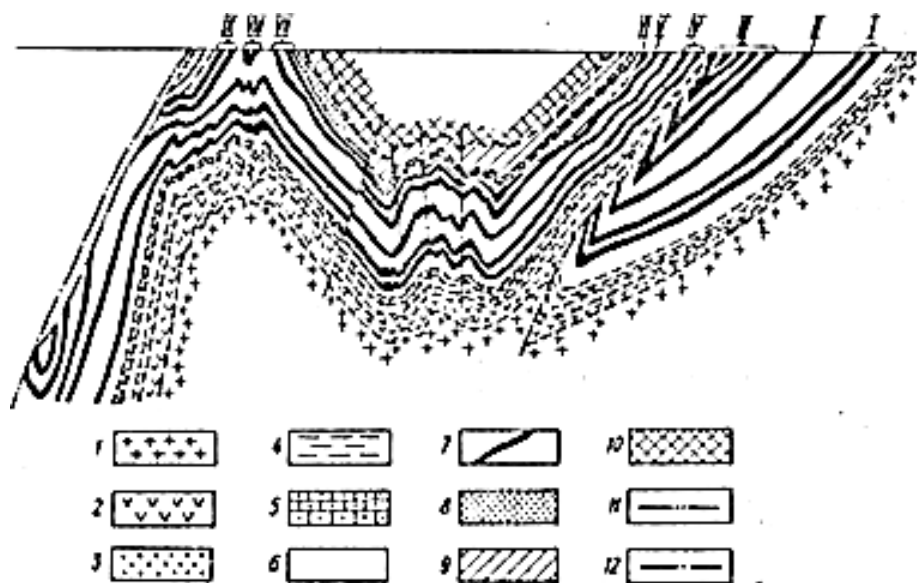


Рис. 1.1. Розріз Криворізької залізорудної формації []:

I-IX – пласти відповідно: Саксаганський, Нольовий, Саксаганський, Червоно-Компанейський, Глєсватський, Червоний, Тарапановський, Кандибінський, Лихманівський;

1 – граніти та мигматити, 2 – амфіболіти, 3 – аркози, 4 – філіти, 5 – тальки, 6 – сланцеві горизонти, 7 – залізисті горизонти; сланці: 8 – кварц-серицитові, 9 – вуглеподібно-графітові, 10 – слюдисто-біотитові; 11 – лінія стратиграфічної незгоди; 12 – лінія тектонічних порушень.

Основні запаси багатих залізних руд у Криворізькому басейні (близько 90%) зосереджені у східному крилі Саксаганської синкліналі четвертого, п'ятого та шостого залізистих горизонтів [2].

Поклади багатих руд, представлені залізистими кварцитами, які в результаті мокрого магнітного збагачення є гарною сировиною для гірничо-збагачувальних комбінатів для отримання високоякісного концентрату. Слід зауважити, що ГЗК Криворізького басейну видобувають і збагачують лише магнетитові кварцити, а окислені кварцити лише складають. Винятком є ЦГЗК – де даний тип руд після відновлення їх магнітних властивостей у спеціальних випалювальних печах частково спрямовуються на збагачення.

Всі родовища залізистих кварцитів представлені пластоподібними рудними тілами та мають витриману потужність. Як правило, потужність покладів змінюється плавно та закономірно. Різкі зміни можливі лише у місцях тектонічних розривів.

Магнетитові кварцити, які підлягають відпрацюванню підземним способом, у межах родовищ підземним способом знаходяться у лежачому та висячому боках багатих руд покладів, які на теперішній час відпрацьовані до глибини 1200-1400 м. Шахти Криворізького басейну відпрацьовують залізні руди які приурочені до I, II IV, V та VI залізистих горизонтів Саксаганської синкліналі та антикліналі. Поклади магнетитових кварцитів залягають як у полях діючих шахт, так і між ними, в так званих міжрудничних ділянках, рис. 1.2.

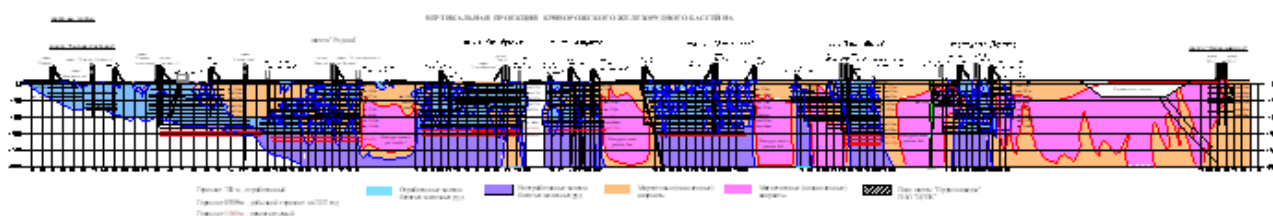


Рис. 1.2. Вертикальна проекція відпрацювання покладів Криворізького залізорудного басейну підземним способом

Майже на всіх шахтах магнетитові кварцити з поверхні до глибин 200-500 м окислені і тому відпрацьовувати їх відкритим способом нині недоцільно.

Магнетитові кварцити мають тонко- та середньо-смугову текстури, обумовлені чергуванням рудних та безрудних прошарків. Кількість рудних шарів становить 20%, нерудних 40% та змішаних 40%. Мінеральний склад: кварц, магнетит, гематит, сидерит. Структура гетеро-грано-бластова та грано-бластова у вигляді пошарово-комплексного поєднання [3].

У районі шахт «Гігант-Глибока», ШУ «АрселорМітал Кривий Ріг» та «Криворізька» магнетитові кварцити, що становлять промисловий інтерес, приурочені в основному до I та II залізистих горизонтів Саксаганської синкліналі та розташовані у лежачому боці від покладів багатих руд. Породи цих горизонтів

простягаються на 12-15 км і йдуть на глибину понад 1500 м. Падіння західних порід під кутом 40-50° з горизонтальною потужністю від 10-15 до 140 м.

Магнетитові кварцити IV-VI залізистих горизонтів Саксаганської синкліналі та I, II, IV та V залізистих горизонтів Саксаганської антикліналі залягають у висячому боці покладів багатих руд шахт «Гігант-Глибока», ШУ «АрселорМітал Кривий Ріг» та «Криворізька» та частково потрапили в зону обвалення при відпрацюванні багатих залізних руд [4].

У гірничому відводі шахти «Покровська» магнетитові кварцити I залізистого горизонту простежуються лише у південній частині та представлені двома малопотужними пластами обмеженого простягання. Практичний інтерес на цій шахті представляють поклади магнетитових кварцитів, присвячені I, II і IV залізистих горизонтів антиклінальної структури та є сировинною базою ПрАТ «ЦГЗК», що відпрацьовуються кар'єром №1.

Магнетитові кварцити I та VI залізистих горизонтів Саксаганської синкліналі представлені окремими рудними тілами. Їх довжина за простяганням змінюється від 700 до 2300 м, а горизонтальна потужність - від 20-30 до 240 м. Падіння порід західне під кутом 70-80°. Найбільші тіла магнетитових кварцитів залягають між гірськими відводами шахт:

- «Криворізька» та «Покровська» (міжруднична ділянка № 1);
- ім. Фрунзе та «Суха Балка» (міжруднична ділянка № 2);
- «Суха Балка» та Козацька (міжруднична ділянка № 3);
- Козацька та Тернівська (міжруднична ділянка №4);
- Тернівська та Першотравневим кар'єром (міжруднична ділянка № 5).

Поклади магнетитових кварцитів цих шахт характеризуються нескладним заляганням порід, невеликою кількістю розривних порушень, витриманим кутом падіння та простяганням.

Першотравневе родовище магнетитових кварцитів має складну тектоніку. У структурному відношенні воно складчастої будови з численними порушеннями. Основною структурною формою є флексуроподібна складка,

перекинута на захід-південний захід й ускладнена поздовжніми, діагональними та поперечними порушеннями. Ці порушення поділяють родовище на ряд структурних блоків зміщених у горизонтальному та вертикальному напрямках один до одного від десятків до кількох сотень метрів. Умовно їх можна виділити як окремі рудні тіла, рис. 1.3.

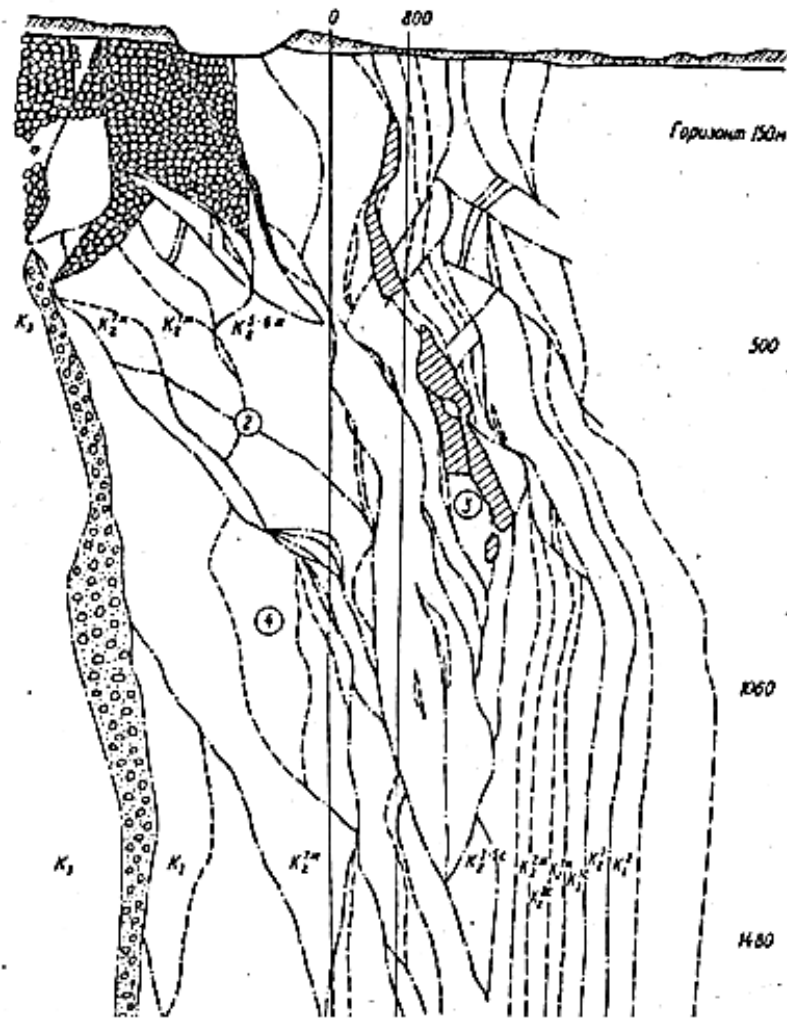


Рис. 1.3. Геологічний розріз Первомайського родовища

Магнетитові кварцити присвячені V і VI залізистих горизонтів, що утворюють вище горизонту 360 м східну і західну смуги. Останні у північній та південній частинах роз'єднані головними тектонічними порушеннями та товщею сланців III-V залізистих горизонтів. Нижче горизонту 360 м ці смуги об'єднуються, утворюючи потужну товщу залізистих порід, що розповсюджуються на глибину понад 1500 м [5].

1.2. Стан гірничих робіт на рудниках Криворізького басейну

Поклади багатих залізних руд Криворізького басейну приурочені до залізистих горизонтів середньої, а також до контакту середньої та верхньої світ. Вони різняться за формою, розмірами, вмістом заліза та умовами залягання. Найбільші за запасами та вмістом заліза поклади зосереджені у східному крилі Саксаганській синкліналі у товщі четвертого, п'ятого та шостого залізистих горизонтів. Всі родовища багатих руд Криворізького басейну за сучасними уявленнями утворюють три рудні поля: Південне, Саксаганське та Північне, які мають різну геологічну будову.

Південне рудне поле характеризується малопотужними лінзовидними та пластоподібними покладами мартитових та хлорит-магнетитових руд, приурочених до верхньої частини залізорудної світи. Видобуток даних руд свого часу здійснювали шахти «Валявка» та «Інгулець».

Саксаганське рудне поле розташовується у центральній частині Криворізького басейну і за масштабами оруденіння займає перше місце вміщуючи до 90% запасів багатих руд Криворізького басейну. Особливістю *Саксаганського* рудного поля є інтенсивний розвиток глибинної кори вивітрюючи на глибину понад 2,5 км . Кора вивітрювання зіграла значну роль в окисленні та природному збагаченні магнетитових тіл, за рахунок яких утворилися багаті пористі мартитові руди. З інших різновидів слід вказати гетит-гематитові (фарбові) та гетит-гематит-мартитові руди. Найбільш поширені пластові, стовпо- і штокоподібні поклади.

У межах *Саксаганського* рудного поля виділяються вісім поперечних поясів (вузлів) оруденіння, які на теперішній час розробляються шахтами: ШУ «Арселор-Міталл Кривий Ріг», Криворізька, Покровська, ім. Фрунзе, Ювілейна, Козацька та Тернівська. За винятком шахт Гігант-Глибока та ШУ «Арселор-Міталл Кривий Ріг» де рудний поклад виклинюється на глибинах 900-1500 м. Поклади багатих руд поширюються в межах Саксаганської

синкліналі на північних шахтах до глибин природного замикання ядра (4,0-4,5 км).

Продовженням *Саксаганського* рудного поля є *Північне* рудне поле. Рудні поклади приурочені до складних структур і представлені щільними амфібол-магнетитовими рудами і залізистими кварцитами. Відпрацювання рудних тіл у цьому полі здійснює шахтою Першотравнева.

Вміст заліза у багатих рудах Саксаганського рудного поля Криворізького басейну коливається від 46 до 69%. Потужність рудних покладів 2,0-180 м, довжина їх простягання від 10 до 3000 км. Близько 60% цих руд за хімічним складом належать до мартитових з коефіцієнтом міцності за шкалою Протодяконова від 3 до 12. Видобуток багаті руди підземним способом у Криворізькому басейні ведеться на глибинах понад 1200 м

Рудні поклади розкриті вертикальними та похилими рудопідйомними стволами (27 стволів) до глибини 800-1500 м, а також допоміжними (16 стволів) та вентиляційними (всього 37). Усі стволи пройдені в лежачому боці від рудного покладу. Крім того, існуючі гірничі виробки можна використовувати для транспортування магнетитових кварцитів до стволів шахт, а також для вентиляції.

Відпрацювання рудних покладів свого часу здійснювалось високоефективними системами розробки з обваленням порід, що налягають, і лише на шахті Покровська застосовували систему з закладкою виробленого простору [6].

При розробці потужних родовищ міцних руд застосовують такі системи розробки: блокове примусове обвалення та камерні з обваленням ціликів. Відбійку руди здійснюють колонковими зарядами глибоких свердловин - як одиночних, віялових та пучками з 6-9 свердловин залежно від міцності руди.

Примусове обвалення застосовують у двох варіантах: або з утворенням компенсаційного простору у вигляді вузьких вертикальних камер, або з відбійкою у затиснутому середовищі. Утворення компенсаційного простору, як

відомо, сприяє розрихленню руди при відбійці і, як наслідок, забезпечуються найкращі показники вилучення відбитої руди. Відбійка в затиснутому середовищі краще в умовах гірського тиску, що викликає порушення міцності тимчасових ціликів [7].

Через різноманіття гірничо-геологічних умов – зміни потужності рудних покладів, міцності руди і порід, куту падіння, а також прояви гірського тиску на шахтах застосовують різноманітні варіанти систем розробки, табл. 1.1 [8].

Таблиця 1.1

Системи розробки, які застосовуються на шахтах

Шахта	Робочий горизонт	Система розробки
ім. Фрунзе	1135–1210	камерні з обваленням ціликів, примусове обвалення
Ювілейна	1260–1350	
Покровська	1190–1265	
Тернівська	1275–1350	
Козацька	1270–1350	
ШУ «Арселор-Міталл Кривий Ріг»	1045–1135	примусове обвалення
Криворізька	1315–1390	

З табл.1.1 видно, що майже всі шахти які розташовані в Кривбасі відпрацьовують рудні поклади камерними системами розробки з обваленням ціликів або системами з примусовим обваленням руди та вміщуючих порід.

Відбійка руди здійснюється глибокими свердловинами (79,5%), штанговими шпурами (15,2%), мінними зарядами (3,1%) та дрібними шпурами (2,2%).

Очисні роботи, як правило, ведуться одночасно на двох-трьох горизонтах з висотою поверху рівною 75-90 м. Термін служби одного горизонту становить 4-6 років.

Характеризуючи сучасний стан технології видобутку багатих руд у Криворізькому басейні, слід зазначити, що застосовувані системи розробок

мають три-сім підповерхів у поперсі, що відпрацьовується. Вони пов'язані між собою ходовими, рудозвалювальними та господарськими підняттями. Матеріали, обладнання з поверху на поверх і по виробках поверху переміщують в основному вручну.

Особливо трудомістким процесом залишається розсікання підповерхових виробок (обладнання полків і очищення виробок до встановлення скреперної лебідки). У зв'язку з посиленням прояву гірничого тиску щорічно зростають обсяги кріплення перекріплення гірничих виробок.

Зауважимо, що поліпшення техніко-економічних показників при видобутку багатих руд застосовуваними системами розробки без їхньої кардинальної зміни практично вичерпані. Доставка та бурова техніка, а також способи кріплення не дозволяють ліквідувати недоліки варіантів систем розробки, що застосовуються. Тому на шахтах низький рівень механізації 60-75% на основних процесах, відсутня комплексна механізація, низка процесів виконується вручну.

Таким чином, для відпрацювання багатих руд у важких гірничотехнічних умовах необхідно застосовувати конструктивно-складні системи розробки, що вимагають виконання низки робіт, що не піддаються на даному етапі механізації. Це прохідка коротких підняттевих і дучок, розсікання підповерхових виробок, доставка матеріалів та обладнання на підповерхі, прохідка та кріплення підповерхових виробок, бурових камер тощо.

1.3. Закордонний досвід відпрацювання родовищ зі застосуванням комплексної механізації

Протягом останніх років на зарубіжних гірничорудних підприємствах системи розробки міцних руд значно модернізувалися. Стало поширеним буріння глибоких низхідних свердловин великого діаметра при відбійці руди в камерах, а також при обваленні міжкамерних ціликів. При цьому на більшості

шахтах бурилися в основному свердловини з діаметром 200-160 мм, що дозволило значно збільшити висоту поверху і, як наслідок спростити конструкцію днища та знизити обсяг трудомістких підготовчих та нарізних робіт.

На руднику *Крейтон* компанії *Ініо* (Канада) за останні роки було зроблено спроби вдосконалити застосовувані системи розробки з метою підвищення ефективності буропідричних робіт та зменшити обсяг підготовчих та нарізних виробок. З проведених досліджень встановлено, що доцільно перенести досвід відбійки руди свердловинами великого діаметра з кар'єрів на підземні роботи [9].

Застосування відбійки свердловинами великого діаметру на підземних гірничих роботах виявилось значно ефективнішим, ніж відбійка свердловинами діаметром 50,8 мм.

Економію від буріння свердловин діаметром 150 мм досягнуто за рахунок збільшення виходу руди на 1 м свердловини. При підриванні свердловин діаметром 150 мм відбивається до 45 т руди замість 6 т під час підривання свердловин діаметром 50,8 мм.

Глибокі свердловини для відбивання міцних руд на рудниках компанії *Ініо* свердловинами діаметром 50,8 мм було пробурено близько 21 млн. м, за допомогою яких відбито понад 160 млн. т.

Для зниження обсягу підготовчих та нарізних робіт застосовувалася віялова схема розташування свердловин. Відстань між кінцями свердловин приймали 4,5 м, а довжину їх близько 38 м, рис. 1.4.

Подальше удосконалення системи розробки здійснювалось за рахунок збільшення діаметру свердловин до 200 мм при розробці міцних руд з застосуванням верстатами обертального буріння. Всього було вибурено близько 5000 м свердловин та відбито при відпрацюванні камер та ціликів понад 194 тис.т. При цьому виявлено недоліки обертального буріння свердловин. Вони полягали у великій вартості верстатів, необхідності обслуговування бурового верстата двома гірниками і великою вагою верстата і бурових штанг [10].

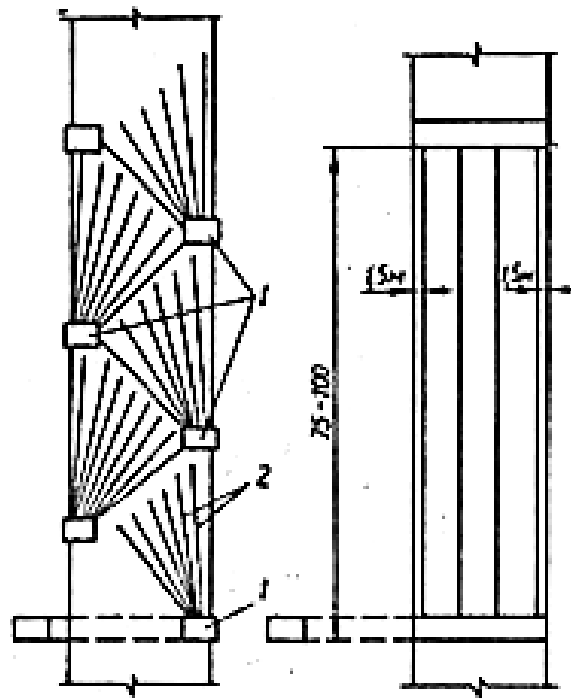


Рис. 1.4. Віялове та паралельне розташування свердловин при відбійці руди на шахті Крейтон:

1 – буровий виробіток, 2 – свердловини діаметром 50,8 мм.

Більш успішним було застосування занурювальних пневмоударників, які бурили свердловини глибиною від 24 до 100 м зі швидкістю 3-4,5 м/год по міцних рудах (межа міцності порід на стискання близько 255 МПа).

Відбійка руди свердловинами великого діаметра, що застосовувалася спочатку в камерах, а згодом успішно використовувалася при виїмці ціликів. У цьому відзначено хороше подріблення руди за значного зниження витрат на ВР.

Рудник *Крейтон* відпрацьовує крутоспадний поклад представлений міцними рудами та вміщуючими породами. Підготовка покладу до очисної виїмки на основному горизонті здійснюється рудними штреками, з яких один пройдений посередині покладу, а інший – на контакті. З центрального штреку на основному горизонті проходять діагональні заходки для випуску і навантаження руди за допомогою вантажно-доставних машин. Формування випускних воронок і спосіб підсікання висотою 18 м показано на рис. 1.5.

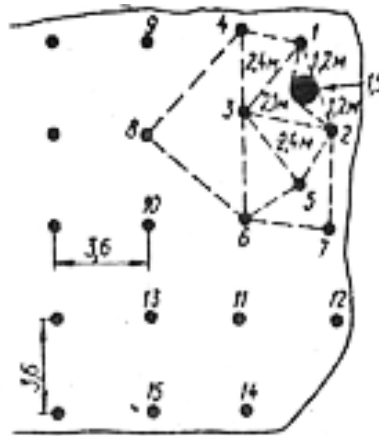


Рис. 1.6. Схема утворення відрізної щілини шляхом підривання глибоких свердловин великого діаметру (фрагмент)

Перша свердловина підривається секціями 7,5-15,0 м знизу нагору, решта свердловин по черзі. Надалі відбійку руди в межах камери проводять з просуванням фронтального вибою та застосуванням коротко-сповільненого внутрішньо-свердловинного підривання. У нижніх і верхніх частинах свердловини розташовувалась набійка довжиною 4,5 м. Тимчасовий опір руди на стискання коливається не більше ніж 200-250 МПа.

Витрати ВР при відбійці склали близько 320 г/т, при утворенні відрізної щілини 400-500 г/т, а на підсічці 600 г/т. При навантаженні та доставці руди використовувалися вантажно-доставні машини фірм ВАГНЕР та ДЖОЙ. Руда транспортується с вибою до концентраційного горизонту [12].

Рудник Кідд Крік (Канада) мідно-цинкових руд відпрацьовує крутоспадний поклад. Потужність рудного тіла місцями досягає 180 м, довжина за простяганням близько 600 м й кутом падіння 70-80°. Головний ствол було поглиблено до глибини 870 м, концентраційний горизонт обладнаний на горизонті 830 м. На глибині 854 м споруджена підземна дробильна установка.

Вся руда, що добувається вище за цей горизонт, за системою рудоспусків перепускається вниз і видається після дроблення скіпами на поверхню. Річний видобуток близько 5,5 млн. т. Збагачення гравітаційне і флотаційне, з розділенням концентрату на цинковий і мідний [13, 14].

Спочатку на руднику застосовувалася система підповерхових штреків з відбійкою руди зарядами віялоподібно розташованих свердловин, що пробурюються з двох підповерхових штреків, рис.1.7.

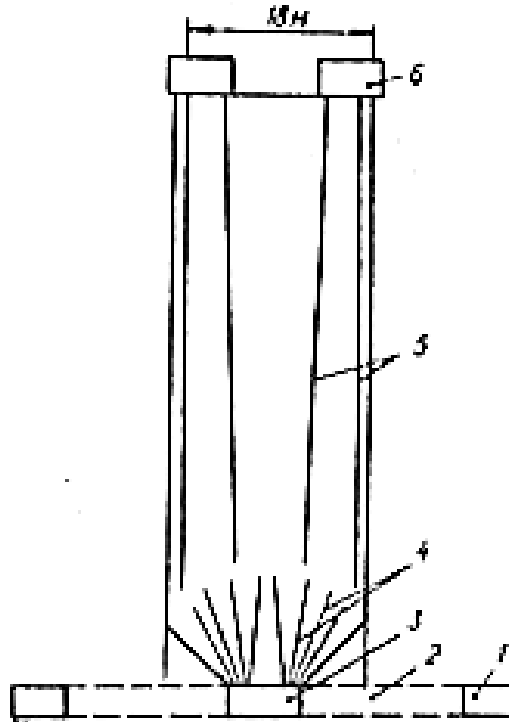


Рис. 1.7. Поверхово-камерна система розробки на копальні Кідд Крик:

1 – транспортна виробка; 2 – орт-заїзд; 3 - бурова виробка для утворення підсічки; 4 – свердловини діаметром 54 мм; 5 – свердловини діаметром 200 мм; 6 – бурова виробка.

На рис. 1.7 показано варіант системи розробки руди з відбійкою свердловин великого діаметра (200 мм), прийнятої після проведення дослідних робіт. Сітка свердловин була прийнята 4,5 x 5,0 м (ЛНО 4,5 м), а потім її збільшили до 6,0 x 5,0 м.

Блок знаходився між поверхами 500-370 м. Ширина камер приймалася 18 м, а довжина 30 м. Таке співвідношення ширини та довжини камери найбільше задовольняє гірничотехнічним умовам розробки у зв'язку зі слабкими контактами гірських порід та наявністю порушених зон у рудному тілі. Ці обставини зумовили необхідність вжиття заходів щодо запобігання порушенням

ціликів. Для цього бурилися так звані свердловини, які заряджалися патронами діаметром 160 мм, а свердловини в центрі блоку повністю заповнювалися вибухівкою.

Однак цих заходів виявилось замало. Внаслідок сейсмічного ефекту під час вибуху свердловин відбувалися вивали руди з покрівлі та стінок камери. Особливо великі вивали у виробках (до 20000 т) були зі стінок ціликів, що створювало додаткові труднощі щодо вторинного дроблення.

Спеціальні дослідження щодо виміру сейсмічного ефекту вибуху довели, що на відстані 15 м максимальна швидкість частинок досягала 125 см/с і лише завдяки застосуванню внутрішньо-свердловинного коротко-уповільненого підривання її вдалося знизити до 12 см/с [14].

Підприємство *Під Рідж (Канада)* здійснює видобуток калійної солі підземним способом. Річний видобуток шахти становить 3 млн. т. [16]. Гірничі роботи проводяться у п'яти поверхах висотою 45 м системою розробки з відкритим виробленим простором при розташуванні камер довгою стороною навхрест простягання, рис. 1.8.

Ширина камер і ціликів була прийнята 12 м. У міжкамерних ціликах та стелинах залишили близько 65% запасів, оскільки камери були розташовані навхрест простягання. З метою вилучення 2,98 млн. т з ціликів, на одній із ділянок, на фланзі шахтного поля здійснили обвал міжкамерних ціликів і стелини використовуючи свердловини великого діаметру. Такому рішенню передували тривалі досвідчені дослідження різних методів буропідривних робіт.

Спочатку на шахті бурили свердловини діаметром 63,5 мм, а потім їх розширили до 127 мм. При цьому продуктивність бурильника за зміну становила 60 т. Застосування обертального буріння вертикальних свердловин діаметром 200 мм дозволило підвищити продуктивність на бурінні до 200-300 т за зміну. Однак виникали труднощі при перестановці верстата та бурінні свердловин (свердловини відхилялись більш ніж на 30° від вертикалі) [16].

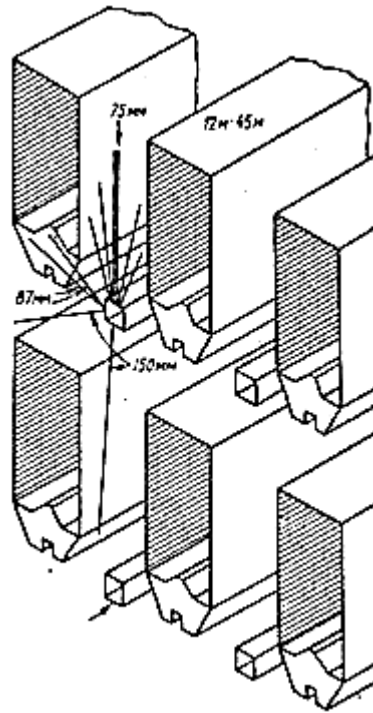


Рис. 1.8. Схема масового обвалення міжкамерних ціликів та стеліни на руднику Пі Рідж (Канада)

Пізніше стали застосовуватися занурювальні перфаторатори для буріння свердловин діаметром 180 мм. За допомогою спеціального компресора тиск стисненого повітря було збільшено до 1,4 МПа, що дало можливість безпосередньо для буріння свердловин підвищити тиск до 1,1 МПа. Однією плоскою коронкою, армованою вставками із твердих оплавів, без заточування пробурювали до 450 м; стільки ж вдавалося пробурити цією коронкою після заточення. За таких умов продуктивність праці бурильника збільшилася до 500 т за зміну.

Масовий вибух здійснювали за допомогою желатинізованого динаміту, при цьому питомі витрати вибухової речовини (ВР) залишили на рівні 160 г/т так як і при відбійці руди в камері.

При розбурюванні ціликів, крім свердловин великого діаметра, використовували шпури діаметром 75-86 мм, які пробурювалися за допомогою бурової каретки фірми ГАРДНЕР-ДЕНВЕР. Вони заряджалися ВР Товекс-100 зі

швидкістю детонації 4,8 м/с у патронах діаметром 37,5 мм і завдовжки 400 мм забезпечуючи щільність заряджання 1,1 г/см.

Для заряджання використовувалися пневматичний зарядник та шланги з антистатичного матеріалу. В 1 м шпурі розміщувалося близько 500 г ВР. Усього було витрачено близько 160 т ВР.

У кожному свердловину, крім особливих випадків, поміщали два ініціюючих заряду вагою 130-200 р. Для масового вибуху було витрачено близько 260 т ВР. Свердловини великого діаметру в процесі заряджання заповнювалися набійкою з дрібного сухого піску. Під час підготовки масового вибуху на чотирьох поверхах було пробурено 3140 свердловин, зроблено 6800 з'єднань. Уся система була ініційована 24 електродетонаторами. Щоб уникнути порушень у виробках внаслідок вибуху, широко застосовувалося мілісекундне уповільнення.

На руднику *Пі Рідж* внаслідок 12 масових вибухів накопичився досвід боротьби з повітряними ударами. Для цього було споруджено перемички з баків із водою, які повністю усували небезпеку повітряного удару. На спорудження дев'яти перемичок було використано близько 840 баків, з яких було зруйновано лише 42.

Внаслідок вибухів досягалося необхідне подріблення руди, що дозволило з успіхом застосовувати вантажно-доставні машини при випуску обваленої руди. Висота шару обваленої руди становила близько 180 м. Витрати ВР на вторинному дробленні становили 20 г/т. Випуск руди здійснювався через орти, пройдені на 12 м нижче основного горизонту.

Відрізна щілина утворювалася шляхом підривання глибоких свердловин навколо відрізного підняття. Відбійка руди в процесі очисного виїмки проводилася підриванням глибоких свердловин ЛНО відстань між свердловинами в ряду становила 3 м.

Рудник Шерегеш (Гірська Шорія) відпрацьовує залізорудне родовище представлено рудами з коефіцієнтом міцності 12-14 та вміщуючих порід – 8-10 (вапняки) й 4-16 (порфірити та сієніти). Руди й породи стійки. Тому більша

частина гірничих виробок пройдена без кріплення [17, 18]. На рис. 1.9. приведено варіант системи примусового блокового обвалення з вертикальними компенсаційними камерами.

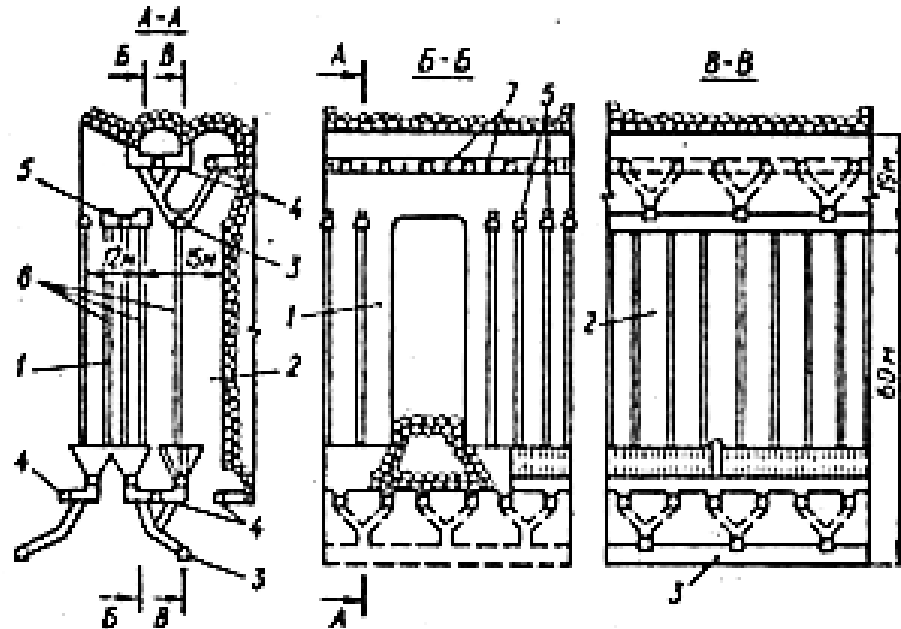


Рис. 1.9. Система поверхового обвалення із відбійкою руди пучками глибоких свердловин:

1 – камера; 2 – міжкамерний цілик; 3 – відкотний орт; 4 – орт гуркотіння; 5 – бурові виробки; 6 – пучки глибоких свердловин; 7 – мінні заряди.

Розміри основних елементів системи мають наступні параметри: ширина компенсаційних камер 12 м, ціликів 15 м, висота масиву 60 м, що обваюється, а з урахуванням днища вищележачого поверху 80 м.

Підсічку камер і ціликів виконують за рахунок утворення воронки, а в подальшому формується траншейний спосіб підсічки. Відрізні камери утворювали секційним підриванням одиночних вертикальних свердловин на раніше пройдений підняттявий. Після утворення підсіки здійснюється відбійка руди пучками свердловин діаметром 105 мм, пробурених буровим верстатом НКР-100М. Свердловини в пучку бурилися по колу діаметром 600-800 мм з відстанню між осями 300-500 мм [18].

Такий спосіб дозволив збільшити ЛНО до 5,0-5,5 м та знизити обсяг підготовчих і нарізних робіт. При обваленні ціликів застосовують коротко-сповільнене підривання з розташуванням пучків свердловин в три ряди. Зарядка свердловин здійснювалась механічним способом гранульованою вибуховою речовиною.

На рис. 1.10 приведено варіант системи розробки безперервного поверхнево-примусового обвалення, що відрізняється від описаного порядком очисної виїмки.

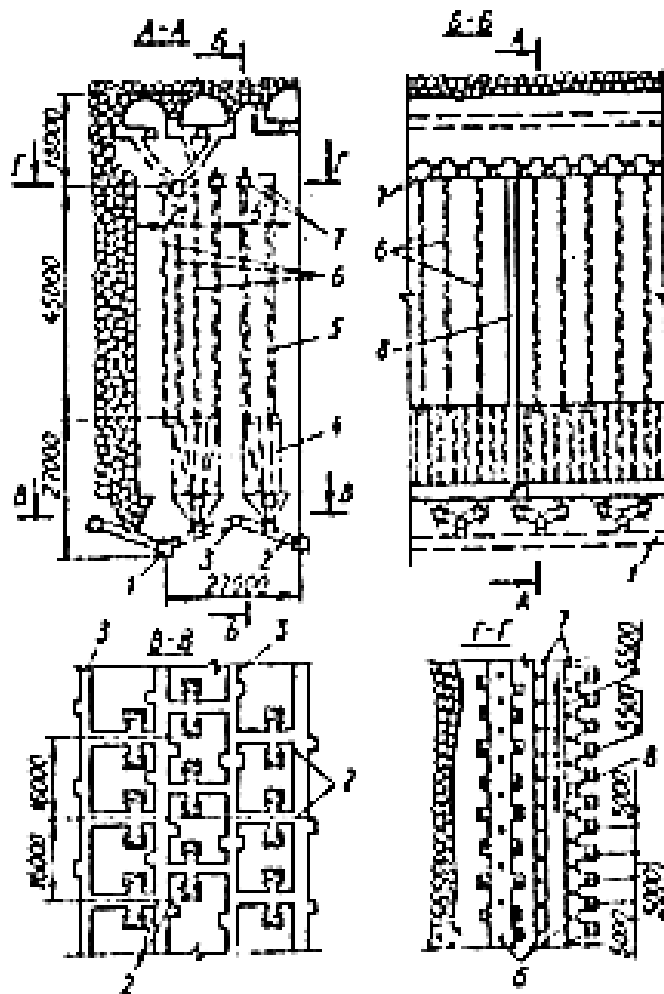


Рис. 1.10. Система безперервного поверхнево-примусового панельного обвалення з вібровипуском руди:

1 – відкотний орт; 2 – камери для установки ВДПУ-4ТМ; 3 – оглядові виробки; 4 – віяло свердловин; 5 – компенсаційна камера; 6 – пучки глибоких свердловин; 7 – бурові виробки; 8 – відрізний підняттявий.

При такому варіанті сусідні блоки послідовно відпрацьовуються один за одним з випуском відбитої руди при двох поверхнях контакту з обваленими породами. Блоки довжиною від 25 до 120 м та шириною 27-65 м відпрацьовувалися панелями 20-22 м при ширині компенсаційної камери 5-6 м. В блоках більшої ширини утворювали дві-три окремі компенсаційні камери. Масове обвалення проводилося вибухами пучків свердловин з ЛНО 4,5-6 м та відстанню між пучками 5-6 м. Число рядів свердловин було 6-7, а в пучку було 7-9 свердловин [17].

При застосуванні даного варіанта було досягнуто такі техніко-економічні показники:

- питома вага підготовчих та нарізних робіт – 2,66 м/тис. т;
- витрати вибухових речовин на відбійку – 0,447 кг/т;
- витрати вибухових речовин на вторинне дроблення – 0,085 кг/т.

Рудник Муфуліра (Замбія) один з найбільших у Замбії з продуктивністю шахти понад 6352 тис. т мідної руди [19]. Для видобутку мідної руди застосовують систему розробки з відбійкою глибокими свердловинами діаметром 165 мм, рис. 1.11.

Дана система розробки застосовувалася на ділянках родовища представлених крутоспадним покладом з кутом падіння понад 55 град. та стійкими бічними породами потужністю 20 м. Висота поверху становила близько 85 м. Підготовка блоку здійснюється шляхом проходки польового штреку розташованого у лежачому боці родовища. Горизонт доставки проходився на 15 м вище від основного відкотного горизонту, а бурові виробки – з польового штреку розташованого на 15 м нижче за відмітку горизонту відкати вищележачого поверху [19, 20].

З бурових ортів буряться нисхідні свердловини з їх розташуванням паралельно лежачому і висячому бокам. Ширина ортів складала 5 м, а відстань між ними 9 м. Підсічка блоку здійснюється віялоподібними шпурами діаметром 51 мм вибурених з двох паралельних штреків пройдених на горизонті доставки.

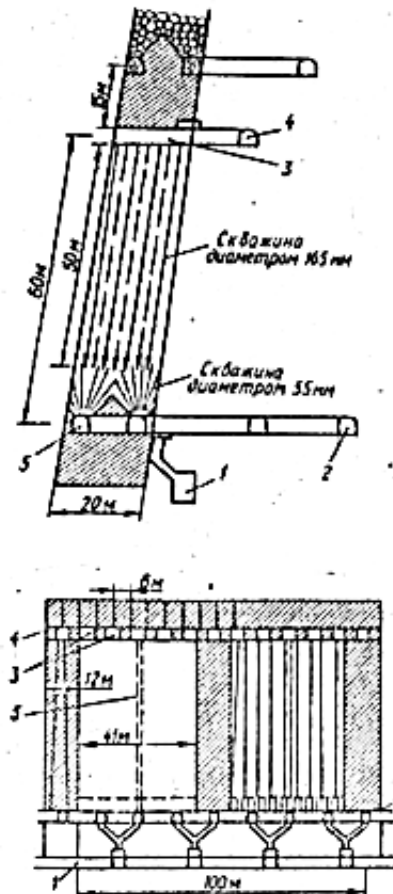


Рис. 1.11. Система розробки з відбійкою руди глибокими свердловинами:
1 – відкотний штрек; 2 – горизонт гуркотіння; 3 – бурові орти; 4 – буровий штрек;
5 – відрізний підняттявий.

Відрізний підняттявий проходиться діаметром 1,8 м біля лежачого боку. Східні свердловини буріли біля обох стінок орта на відстані 1 м від цих стінок, ЛНО приймали 6 і 3 м. Таким чином, ЛНО при вибуху одного ряду свердловин була 6 м, а іншого 3. Найбільш відповідала умовам рудника ЛНО 5 та 7 м.

Свердловини одного орта мали заряд ВР близько 7 т. Вибух проводилося з внутрішньосвердловини з уповільненням в три черги. Дроблення руди під час вибуху було цілком задовільним [19, 20].

На цьому руднику Ріддер при видобутку корисної копалини застосовується система з відбійкою руди глибокими свердловинами блокового обвалення та камерні із закладкою [21]. Характерними особливостями відбійки обох варіантів

є значні вантажопотоки руди. Аналіз основних технологічних процесів на рудниках *Ріддер Сокольського родовища* показав, що найбільш трудомістким було проведення підготовчо-нарізних виробок, а також випуск та доставка руди.

Розподіл трудових витрат за виробничими процесами, %:

- проходка підготовчо-нарізних виробок – 40-45;
- кріплення виробок – 15-20%;
- буріння глибоких свердловин – 10-15;
- масовий вибух, випуск та доставка руди – 25-30.

Основним засобом механізації доставки руди на рудниках *Ріддер* були скреперні лебідки потужністю 55-75 кВт із скреперами ємністю 0,45-1,1 м³. Продуктивність праці скрепериста становила 120-150 т/чол.-зміну, а інтенсивність випуску 2-3 т/міс з 1 м² площі блоку.

З метою модернізації основних процесів було здійснено наступне: концентрування гірничих робіт на мінімальних площах; підвищення продуктивності очисних вибоїв за рахунок покращення якості дроблення руди; зміна схеми доставки руди та застосування високопродуктивного обладнання.

Ділянка, на якій проводилися випробування складена конгломератовими туфами, серицит-мікрокварцитовими породами, мікрокварцитами міцністю 10-14 за шкалою Протоджяконова. Поклад витягнутий у північно-східному напрямку та представляє вертикальне рудне тіло з горизонтальною потужністю 5-12 м та абразивною рудою міцністю 16-18 [21].

По обидва боки ділянки (рис.1.12) розташовуються раніше відпрацьовані камери, одна з яких закладена бетоном, інша - гідравлічною закладкою. Ділянка була підготовлена конвеєрним штреком, пройденим з ходового підняттевого. На горизонті доставки встановлено віброустановку "Сибірячка". Відстань між виробками становила 7 м.

Паралельно конвеєрному штреку на трьох підповерхах пройдено бурові камери, з яких рудний масив розбурювався глибокими свердловинами діаметром 150 мм.

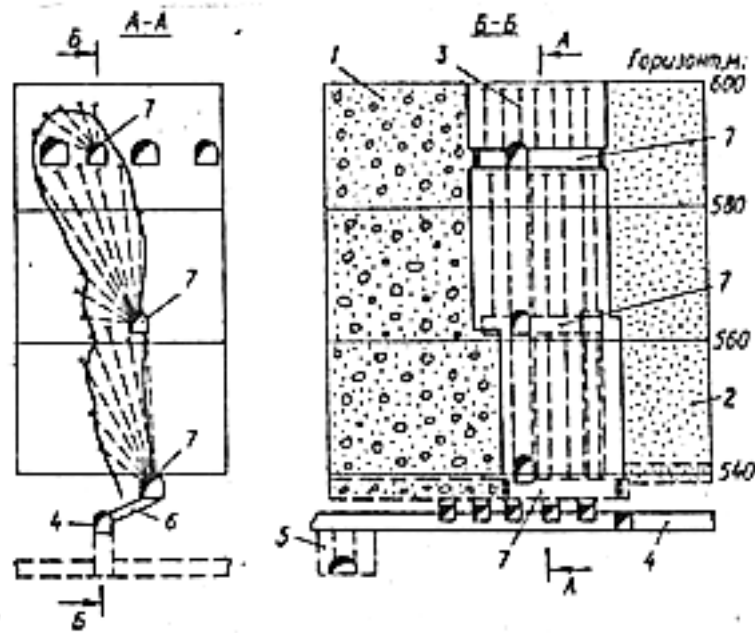


Рис. 1.12. Випуск та доставка руди при відпрацюванні дослідної ділянки:

1, 2 – закладені камери відповідно бетоном та гідравлічною закладкою;
3 – свердловини; 4 – орт скреперування; 5, 6 – перепускні підняття; 7 – бурові
штреки.

Свердловини розташовувалися віялоподібно по сітці 2,5 x 3 м. Загальний обсяг бурових робіт становив 2917 м. Продуктивність конвеєра при випробуваннях змінювалася від 400 до 600 т/зміну. Висота падіння матеріалу під час навантаження на конвеєр становила 500 мм, максимальний розмір шматків 600 мм. За час випробувань комплексом віброживильник – конвеєр було випущено понад 30 тис. т руди.

В свою чергу блок 6/8 Центрального покладу відпрацьовувався камерною системою із закладкою в камері № 7. Руда та вміщуючі породи були стійкими, з незначною тріщинуватістю. Міцність руди за шкалою Протодьяконова складає 16-18, об'ємна маса 3 т/м. По обидва боки ділянки знаходилися відпрацьовані камери, закладені бетоном. Камера №7 довжиною 27 м та шириною, що дорівнює потужності рудного тіла, була підготовлена конвеєрним штреком довжиною близько 70 м, пройденим на рівні 15-го горизонту, рис.1.13.

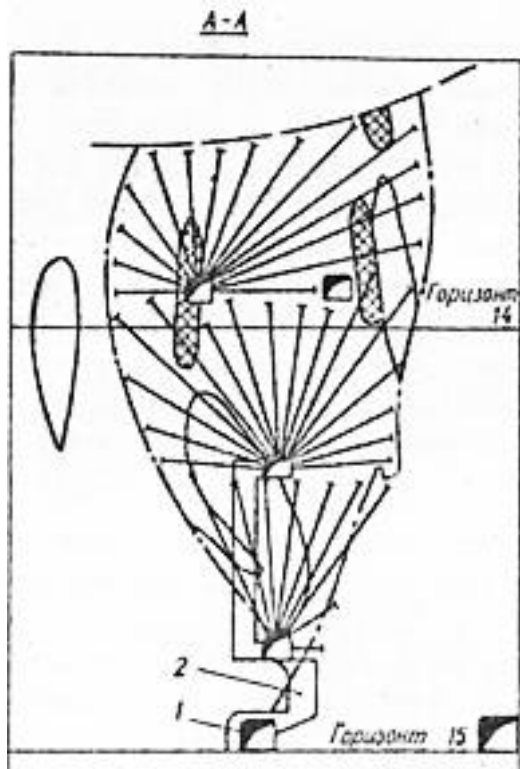


Рис. 1.13. Камера №7 блоку 6/8 Центрального покладу шахти Ріддер:
1 – конвеєрний штрек, 2 – випускні дучки.

З конвеєрного штрєку на висоті 2 м від ґрунту під кутом 15° було пройдено два випускні виробки перетином $2 \times 1,5$ м для розміщення віброустановок ВДПУ-4ТМ. Масив розбурювався з трьох підповерхів свердловинами діаметром 150 мм. Розташування свердловин було також віялоподібним за сіткою $2,5 \times 2,5$ м.

Застосування вібраційних установок для випуску руди знизило кількість зависань і, як наслідок, призвело до зменшення витрат часу на їх ліквідацію до 11-13%, незважаючи на підвищений вихід негабариту. Витрати часу на вторинне дроблення збільшилося до 37%, що стало причиною не тільки збільшення обсягу негабаритної руди, обумовленого зростанням кількості руди, що випускається і доставляється в зміну, і підвищенням виходу негабариту. Це підтверджується витратою ВР на вторинне дроблення, що вдвічі перевищує середній показник по руднику.

Незважаючи на зниження коефіцієнта використання обладнання при новій технології випуску та доставки руди продуктивність комплексу на 1 кВт встановленої потужності підвищилася в 3,8-4,6 рази, а витрати часу на випуск у доставку 1 т руди знизилися в 6-7 разів у порівнянні з технологією, що застосовується на руднику, з використанням скреперного обладнання.

Порівняльною оцінкою з використанням показників загальної трудомісткості (з урахуванням підготовчо-нарізних робіт власне випуску та доставки) та монтажу обладнання встановлено, що при висоті блоку більше 12-15 м випуск у доставку руди за схемою віброживильник - безрамний стрічковий конвеєр - рудоспуск більш ефективний, ніж спуск.

Застосування нової технології випуску та доставки руди дозволило зменшити на 20% собівартість видобутку руди за рахунок зменшення обсягу підготовчо-нарізних робіт та підвищення продуктивності праці.

Микитівський ртутний комбінат відпрацьовує родовище системою поверхнево-примусового обвалення з відбійкою в затиснутому середовищі, рис. 1.14. Поклад складено пісковиками, що містять кіновар. Рудний поклад залягає під кутом 80-90° з горизонтальною потужністю 30 м. Коефіцієнт міцності руди складає 8-12. Вміщуючі породи - глинисті сланці з коефіцієнтом міцності 4-6. Руда тріщинувата та містила прошарки пустих порід [22].

Довжина блоку простягання приймалася 80 м. Днище блоку готувалося з урахуванням використання вантажно-доставних машин.

Підготовчі роботи полягали у проходці діагональних ортів зі штреку на основному відкотному горизонті. Відстань між випускними отворами у плані було прийнято 12 м.

Одночасно проходили два штреки на горизонті підсічки з підповерхового штреку на відстані 32 м по вертикалі. Під час проходження підготовчих виробок використовувалася бурова каретка 2УБН-2П. Глибокі віялоподібні свердловини бурили верстатом НКР-100М зі штреків на горизонті підсічки на підповерхі. Відстань між кінцями свердловин було прийнято 2,5-3 м, а ЛНО 2,5 м, рис. 1.13.

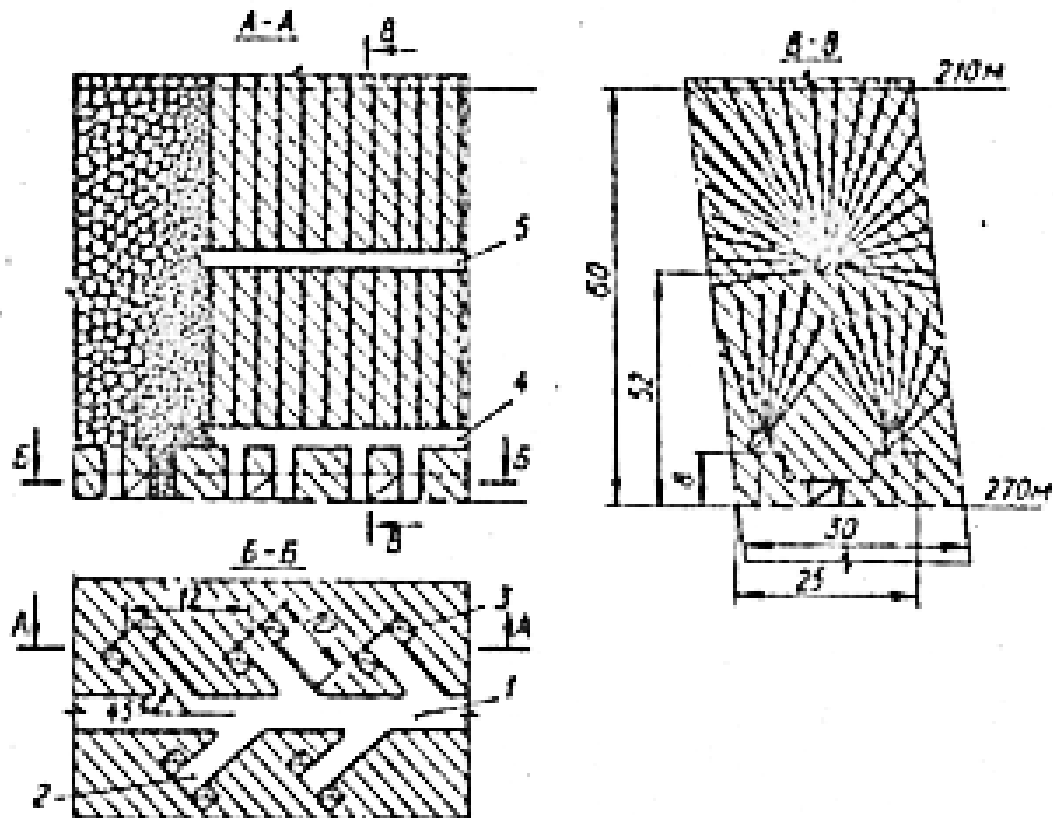


Рис. 1.13. Система розробки поверхово-примусового обвалення із відбійкою руди на затиснуте середовище:

1 – відкотний штрек, 2 – орти-заїзди, 3 – випускні дучки, 4 – підповерховий штрек горизонту підсічки, 5 – буровий штрек.

Випуск відбитої руди з блоку здійснювався через парні дучки на підшву ортів, де руда забиралася навантажувально-доставними машинами.

Застосування цього варіанта системи розробки в порівнянні зі скреперною доставкою на горизонті випуску дозволило підвищити продуктивність навантаження та доставки вдвічі, зменшити обсяг підготовчих та нарізних робіт у чотири рази, спростити схему підготовки блоку, зменшити собівартість 1 т руди більш ніж на 30%, покращити умови праці гірників [23].

На Текелійському руднику застосовували схему потокової видачі руди з камер: випуск і навантаження руди віброживильниками в короткі рудоспуски або вагон та випуск руди віброживильниками з доставкою й завантаженням її у

вагони віброконвеєрами [24].

За першою схемою випуск та навантаження руди віброживильниками відрізнялися простотою та мінімальною кількістю встановленого обладнання; таким чином забезпечувалася висока продуктивність камер незалежно від вологості гірської маси та ступеня її засмічення бетоном. Однак ця схема вимагає підготовки блоків відкатувальними ортами.

Вібромеханізми забезпечують високу продуктивність праці та підвищують інтенсивність відпрацювання камер, але для роботи комплексу KBVM-1 (порівняно зі скреперними установками) необхідні додаткові витрати на доставку, монтаж та демонтаж.

Аналіз результатів промислових випробувань варіантів камерної системи з потоковою видачею руди комплексами вібромеханізмів дозволив зробити такі висновки [25]:

а) комплекс мобільних вібромеханізмів забезпечує високу інтенсивність видачі руди із камер

б) для транспортування вологих руд необхідно вдосконалити конструкцію вібраційного конвеєра та вживати заходи для відведення технічних вод з очисного простору;

в) при застосуванні вібромеханізмів підвищується інтенсивність очисних робіт однак різко знижує тривалість відпрацювання камер та величина вторинного засмічення руди;

г) використання сили вибуху для викиду руди до виробок випуску підвищує стійкість днищ камер (оскільки зменшується його порізаність виробками), в результаті зменшується кількість доставного обладнання;

д) найбільш перспективним є варіант камерної системи розробки з наступною зміцненою закладкою та підготовкою блоків відкотними ортами з випуском та навантаженням руди віброживильниками безпосередньо у вагон.

Таким чином, характерними особливостями систем розробки міцних руд, є:

- руйнування блоків з висотою поверху 100 м;
- застосування короткосповільненого підривання колонкових зарядів для відбивання руди;
- пучкове буріння свердловин дозволяє збільшити ЛНО та скоротити кількості підповерхових виробок;
- застосування віброживильників для випуску руди із блоку;
- поєднання блокового примусового обвалення з потоково-циклічною технологією та успішне застосування конвеєрів для транспортування крупнокускової відбитої руди.

Криштальський комбінат успішно впроваджує потокову технологію видобутку міцних руд підземним способом. Вона заснована на застосуванні свердловинної відбійки руди та комплексів вібромеханізмів КВВ-2 та КНВ-3. За допомогою цієї технології відпрацьовано декілька блоків рудної зони А7 на Центральному руднику. Потужність бідних вкрапленників у верхній частині рудного тіла досягала 60 м, потужність нижньої частини, що називається "рудною зоною", коливалася від 2 до 15 м, кути падіння блоків покладу становили від 45 до 90 ° [26].

Руда була представлена суцільними, інтенсивно-окварцованими пісковиками середньозернистої структури, пронизаними хаотично розташованими тонкими (1-3 см) прожилками кварцу з локалізованими рудними мінералами - каситеритом, халькопіритом, піритом. Руда і породи були рівномірно тріщинуватими, переважно стійкими, а їх маса становила 2,7 т/м [27].

При застосуванні даного варіанту були прийняті наступні параметри очисного блоку: довжина становила 70 м, висота 60-70, ширина 10-15 у нижній частині та 30-60 у верхній.

По мірі відпрацювання блоку в покрівлі заходок проходили рудовипускні дучки до горизонту підсічки. Бурові виробки перетином 9 м² розташовувалися через 20 м за висотою блоку. Обсяг підготовчо-нарізних робіт становив 10 м³/1000 т, що у два-три рази менше, ніж така при застосуванні скреперних

установок для випуску та доставки руди.

Свердловини бурили початковим діаметром 105 мм верстатами НКР-100М. При віяловому розташуванні довжина свердловин змінювалася від 9 до 30 м, відстань між віялами становила 2,6 м, а між торцями свердловин 2,5-3 м.

Свердловини заряджали гранулитом АС-6 за допомогою пневмозарядників. При густині заряджання 1,1-1,15 кг/дм маса заряду в 1 м свердловини склала 8,5-10 кг, коефіцієнт заповнення свердловин 0,8-0,9. Витрати ВР на відбійку становили 410 г/т при виході негабариту (більше 400 мм) 8-10%, а витрати на вторинне дроблення під час випуску руди - 45 г/т [28-29].

Вилучення руди в блоці проводилося трьома уступами по висоті. Відпрацювання верхнього уступу велося з випередженням над середнім, а середнього – з випередженням над нижнім, рис. 1.14.

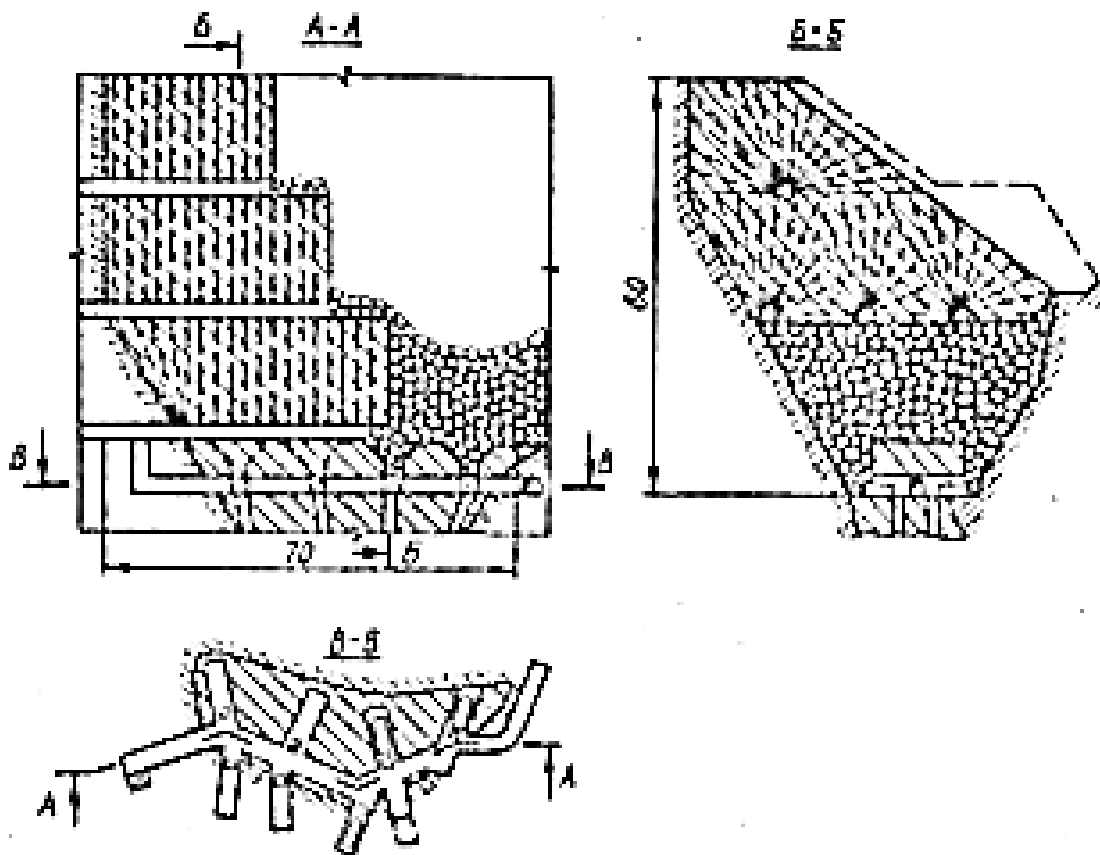


Рис. 1.14. Камерна система розробки з доставкою руди силою вибуху в очисному просторі та випуском вібраційними живильниками

У цьому більшість руди доставлялася силою вибуху до випускним дучкам, кількість яких збільшувалася у міру розвитку очисних робіт. На горизонті випуску під випускними дучками було встановлено вібраційні живильники. Вібраційні живильники видавали руду безпосередньо в рудоспуск або віброконвеєр довжиною 4-6 м, змонтований між живильником і рудоспуском. Частка трудових витрат за встановлення та профілактичні ремонти вібромеханізмів становила 7% загальних трудових витрат [28].

Відмінною особливістю варіанта камерної системи, розробленої на *Текелійському руднику*, була підготовка днища блоку доставними ортами з мінімальною кількістю випускних дучок з нахилом у бік випускних виробок, зменшення кількості бурових поверхів з трьох до двох та використання закладного штреку як вентиляційного (рис. 1.15).

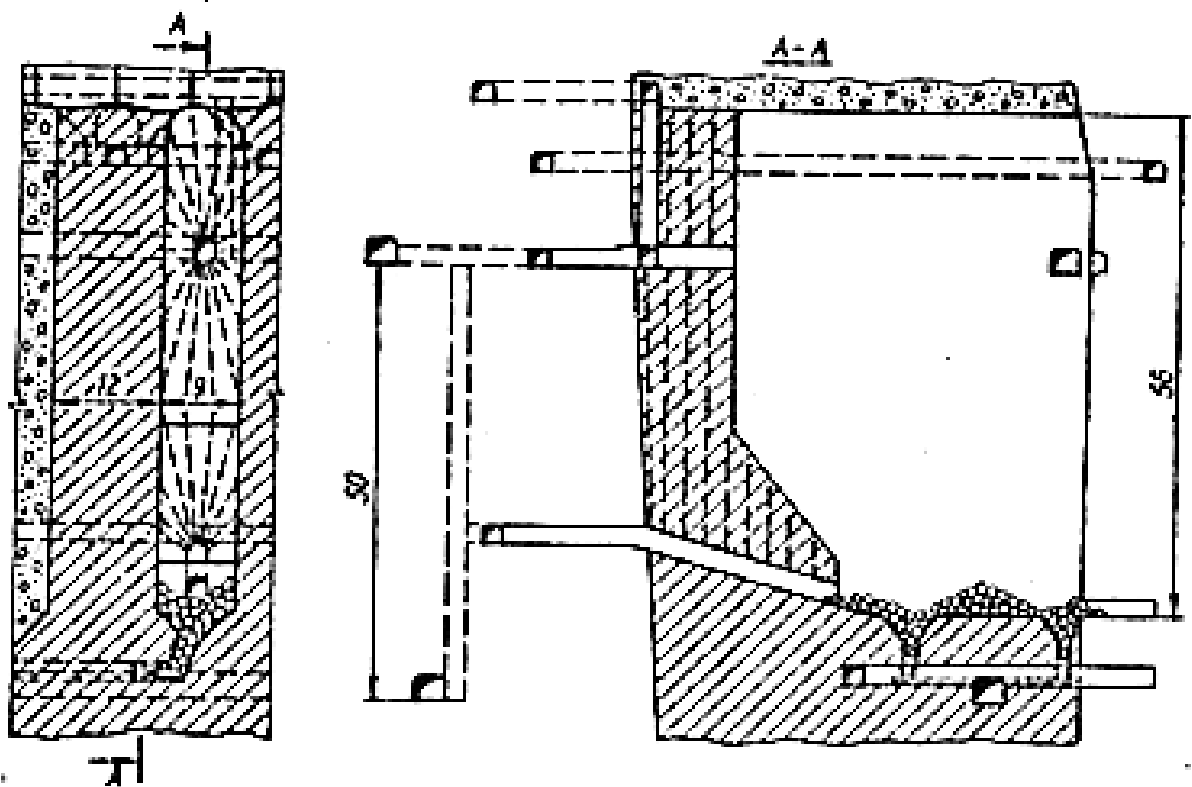


Рис. 1.15. Варіант камерної системи розробки із доставкою руди силою вибуху

За цієї технології руда в межах блоку відбивалася в напрямку від висячого боку до лежачого. Випуск та доставка руди з дучок здійснювалася за допомогою віброживильника та врівноважений доставного віброконвеєр. Розташована за межами зони самоплив руда розбурювалася по згущеній сітці свердловин, відбивалася по одному віялу і доставлялася силою вибуху похилому днищу до випускних дучок [29].

1.4. Висновки

В результаті виконаного аналізу літературних джерел встановлено:

1. Багаті залізні руди Криворізького басейну відпрацьовуються підземним способом системами з масовим обваленням руди та налягаючих порід, а також камерними системами розробки з обваленням ціликів.

2. Відбійка руди здійснюється на компенсаційний простір глибокими свердловинами діаметром 105 мм та застосуванням вибухової речовини «Грамніт 79/21». Дана технологія використовується на шахтах понад 50 років. Тому для підвищення ефективності відпрацювання родовища доцільно удосконалити процес відбійки руди.

3. На шахтах світу при відбійці рудного масиву використовують глибокі свердловини діаметром 150 мм, що дозволяє ефективно здійснювати руйнування гірського масиву.

4. Враховуючи гірничо-геологічні умови Криворізького залізорудного басейну, збільшення діаметра глибоких свердловин понад 105 мм негативно вплине на стійкість міжкамерних ціликів при застосуванні камерних систем розробки.

РОЗДІЛ 2

МЕТОДИКА ДОСЛІДЖЕНЬ

2.1. Загальні відомості

Для виконання досліджень пов'язаних з дослідженням та удосконаленням процесу буропідливних робіт при руйнуванні гірських порід середньої міцності для умов Криворізького залізрудного басейну нами використано існуючі методики по визначенню геометричних параметрів камерної системи розробки та по визначенню параметрів буропідливних робіт яка свого часу була розроблена проф. Капленко Ю.П. для шахт криворізького залізрудного басейну.

Згідно проведеного аналізу при руйнуванні гірського масиву буропідливним способом особливо свердловинами діаметром понад 105 мм негативним наслідком є зниження стійкості ціликів від вибухової хвилі при відпрацюванні блоку камерними системами розробки з подальшим руйнуванням ціликів.

Тому для зменшення наслідків від вибухової хвилі пропонується формувати компенсаційну камеру повздовжно-поперечної форми. Для цього необхідно визначити стійкі параметри компенсаційної камери. Дана камера буде виконувати роль екранованої щілини, яка буде відражати вибухову хвилю. Повздовжня сторона компенсаційної камери розташовується біля міжкамерного цілика суміжного відпрацьованого блоку.

З метою визначення ефективності відбійки руди збільшеного діаметру використовуємо методика Капленко по визначенню параметрів буропідливних робіт, яка застосовується на шахтах Криворізького басейну.

Для удосконалення технології пропонується використовувати свердловини збільшеного діаметру а саме 127 та 150 мм.

2.2. Методика по визначенню стійких параметрів камер

Для визначення геометричних параметрів камерних систем розробки використовуємо методику НДГРІ яка базується на визначенні розрахункових функціональних характеристик [30], рис. 2.1.

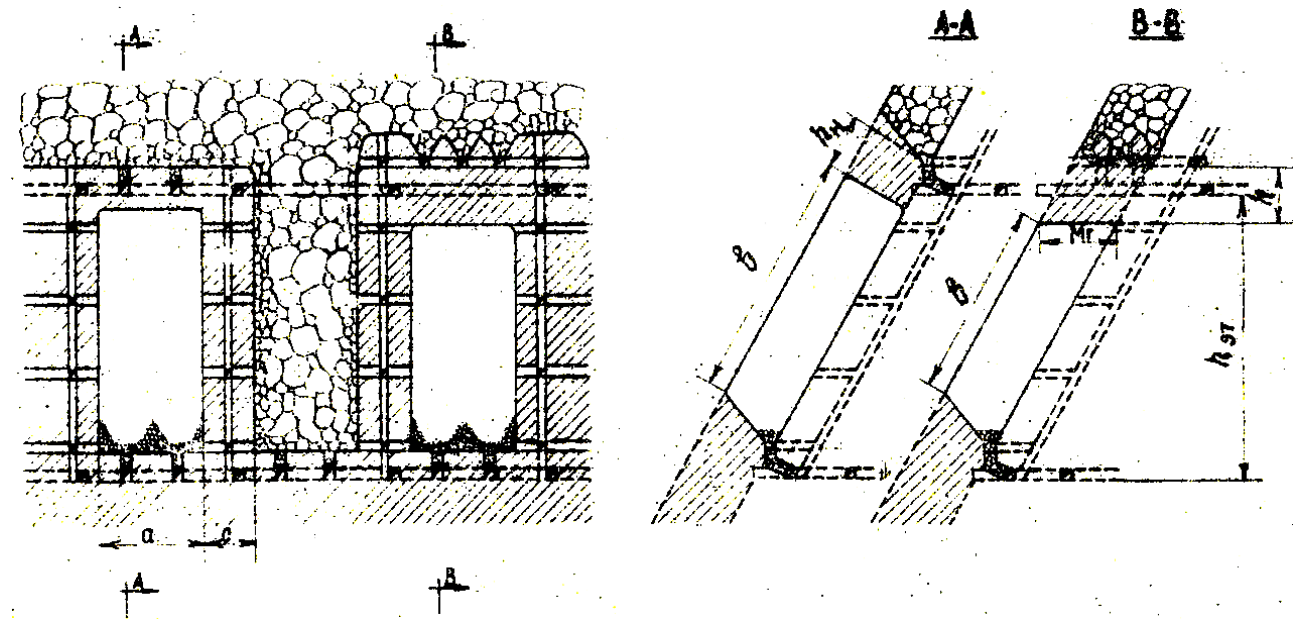


Рис. 2.1. Принципова розрахункова схема параметрів очисних камер для камерної системи з горизонтальною та похилою покрівлями

Слід відмітити, що числові значення залежать від напружено-деформованого стану, фізико-механічних характеристик порід, терміну існування ціликів, форми та інше. Геометричні параметри компенсаційних камер визначаємо використовуючи функціональні характеристики, а саме еквівалентних прогонів оголення та безрозмірних характеристик.

Фактичні значення між геометричними розмірами та еквівалентними прольотами оголення описуються формулами:

- для горизонтального оголення

$$m_z = \frac{a \times M_z}{\sqrt{a^2 + M_z^2}}, \text{ м}; \quad (2.1)$$

- для вертикального оголення

$$m_e = \frac{b \times M_n}{\sqrt{b^2 + M_n^2}}, \text{ м}; \quad (2.2)$$

- для похилого оголення

$$l_n = \frac{a \times b}{\sqrt{a^2 + b^2}}, \text{ м}, \quad (2.3)$$

де a, b – геометричні розміри компенсаційної камери відповідно за простяганням і падінням, м; M_e, M_n – потужність рудного покладу відповідно горизонтальна і нормальна, м.

Розрахункові функціональні характеристики для визначення параметрів міжкамерних ціликів (МКЦ) та стелини визначаються за формулами:

- МКЦ
$$A_{\text{ц}} = \frac{c^2}{m_e \times (l_n + c)} = A_{\text{ц.н}}^o; \quad (2.4)$$

- стелини
$$A_{\text{с.з}} = \frac{h^2}{m_e \times (l_n + c)} = \frac{A_{\text{с.н}}^o}{0,75}, \quad (2.5)$$

де c – ширина міжкамерного цілика, м; l_n – фактичне значення еквівалентного прогону похилого оголення, м; $A_{\text{с.н}}^o$ – граничне значення безрозмірної функціональної характеристики; h – товщина стелини, м.

Вплив напружено-деформований стан масиву суттєво впливає на параметри камер і ціликів який в свою чергу залежить від класифікації покладів та черговості відпрацювання:

I. Зміщення налягаючих порід відсутнє. Поклади не мають виходу під наноси;

II. Зміщення корінних порід всячого боку від глибини розробки до денної поверхні відсутнє. Поклади мають виходи під наноси;

III. Зміщення корінних порід відбувається зі сторони всячого боку від глибини розробки до земної поверхні. Поклади мають виходи під наноси.

Слід відмітити, що при однакових умовах, граничні прольоти оголення в покладах 1, 2, 3 класів співвідносяться між собою як 2:1 або 3:1.

Критеріями стійкості оголень та ціликів є виконання нерівностей:

$$\begin{array}{ll} m_z \leq m_z^o & A_{c.z} \geq A_{c.z}^o \\ m_g \leq m_g^o & A_{c.n} \geq A_{c.n}^o \\ l_n \leq l_n^o & A_y \geq A_y^o \end{array}$$

Граничні значення m_z^o визначаються з графіків які приведені в даній методиці та в додатку даної магістерської роботи.

2.2.1. Визначення значень граничних розрахункових функціональних характеристик.

Граничні значення еквівалентних прольотів рудних оголень в камері визначаються за графіками приведеними на рис. Д.1 (при тривалості існування оголення 6 місяців). При іншій тривалості існування оголення значення еквівалентного прольоту визначаються за формулою:

$$m_z^o = \delta_1 \times m_z^o, \text{ м}, \quad (2.6)$$

де δ_1 – коефіцієнт, що враховує вплив фактору часу та визначається з графіку рис. Д.4, крива 1.

Безрозмірна функціональна характеристика для визначення товщини стелини в залежності від класу покладу визначається за графіками рис. Д.2-Д.3 (при тривалості існування цілика 6 місяців). При іншій тривалості існування цілика значення функціональної характеристики визначається за формулою:

$$A_{c.n}^o, (A_y^o) = \delta_2 \times A_{c.n}^o (A_y^o), \quad (2.7)$$

де δ_2 – коефіцієнт, який враховує вплив фактору часу на стійкість ціликів, визначається з графіка рис. Д.4, крива 2.

Граничне значення еквівалентного прогону вертикального оголення в камері при інших рівних умовах визначається за виразом:

$$m_e^o = \delta_3 \times m_z^o, \text{ м} \quad (2.8)$$

де δ_3 – коефіцієнт, що відображує співвідношення між граничними значеннями еквівалентних прогонів оголення та визначається з графіку рис. Д.5; m_z^o – граничне значення еквівалентного прольоту оголення.

Глибина розташування вертикального оголення визначається за формулою:

$$H_e = H_z + \frac{h_n(h_{n/n})}{2}, \text{ м}, \quad (2.9)$$

де H_z – глибина на якій розташовується оголення, м; $h_n(h_{n/n})$ – висота поверху (підповерху), м.

Граничні значення еквівалентних прольотів рудних оголень визначаються за графіками приведеними на рис. Д.1 з урахуванням глибини розташування оголення для заданих гірничо-геологічних умов визначають за виразом:

$$l_n^o = 1,35 \times m_z^o, \text{ м}. \quad (2.10)$$

Граничне значення безрозмірної функціональної характеристики визначаються:

- для горизонтальної стеліни розраховуємо за формулою (2.5)
- для похилої стеліни граничне значення безрозмірної функціональної характеристики міжкамерного цілика визначаються за графіками рис. Д.2-Д.3.

2.2.2. Визначення геометричних параметрів системи розробки при плоских оголеннях ціликів.

Розмір камери за простяганням визначається з лівої частини номограми рис. Д.7 за відомими значеннями M_z та m_z^o . Якщо $M_z(M_n) \leq m_z^o$, то для подальших

розрахунків замість m_c^o використовуємо величину $M_c (M_n)$, а параметр a визначається з умови стійкості оголення порід висячого боку в камері.

Розмір камери за падінням визначаємо за номограмою (рис. Д.6) та відомим значенням m_g^o та M_n виходячи з умови стійкості оголення в камері. У випадку коли виконується умова $M_n \leq m_g^o$ то для подальших розрахунків замість m_g^o приймаємо M_n , а параметр b визначаємо з умови стійкості оголення порід висячого боку в камері.

Згідно з формулою (2.3) визначаємо величину l_n та порівнюємо її з l_n^o . Якщо $l_n \leq l_n^o$, то параметри a та b залишають без змін. При $M_c (M_n) \leq m_c^o$ або $M_n \leq M_n \leq m_g^o$, тоді допустимо $l_n > l_n^o$. Тоді, задавшись одним з розмірів a або b , інший визначаємо з правої частини номограми рис. Д.7 згідно з параметром l_n^o .

Товщина стелини визначається за функціональною характеристикою блоку з номограми рис. Д.8, $A_c^o, A_{c,n}^o, m_c^o$ та l_n при $M_c (M_n) > m_c^o$, або $M_c (M_n)$ та l_n^o при $M_c (M_n) \leq m_c^o$.

За відомими значеннями товщини стелини та висоти поверху (підповерху) уточнюємо значення розміру камери за падінням (рис. Д.9).

Отримане значення розміру камери за падінням порівнюємо та уточнюємо зі значенням раніше визначеним.

Ширину міжкамерного цілика визначаємо за функціональними характеристиками блока, що проектується A_c^o , еквівалентному прогону оголення порід висячого боку в камері m_g^o при $M_c (M_n) > m_g^o$ або M_n при $M_c (M_n) \leq m_g^o$ (рис. Д.10).

Запас руди, який вилучається з компенсаційної камери розраховується по формулі:

$$Q_{ц} = B_{ц} \times h_{к} \times M_{c} \times \gamma_{p}, \text{ т}, \quad (2.11)$$

де $B_{щ}$ – ширина щілини, м; h_k – висота камери, м; γ_p – об’ємна вага руди, т/м³.

2.3. Методика по визначенню параметрів буропідричних робіт

2.3.1. Визначення параметрів БПР при утворенні компенсаційної камери.

Лінія найменшого опору визначається по формулі [31-33]:

$$W = (0,6...0,8) \times C_0 \times d_{ce} \times k_n, \text{ м}, \quad (2.12)$$

де C_0 – показник вибуховості порід (див. табл. 2.1), долі од.; d_{ce} – діаметр свердловини, м; $k_n = 0,8...1,0$ – коефіцієнт неоднорідності масиву, долі од.

Таблиця 2.1

Приблизне значення C_0 для порід різної міцності

f	6	7	8	9	10	11	12
C_0	36,87	33,81	31,31	29,26	27,58	26,28	25,08

Вихід руди з 1 м свердловин визначають з виразу:

$$\lambda = \frac{Q_{kk}}{\sum L_{ce}}, \text{ т/м}, \quad (2.13)$$

де $\sum L_{ce}$ – загальна довжина свердловин, м.

Загальна вага ВР на утворення компенсаційної камери по кожній із схем визначається за формулою:

$$Q_{BP} = \sum L_{ce} \times K_z \times \delta, \text{ кг}, \quad (2.14)$$

де $K_z = 0,7...0,9$ – коефіцієнт заряджання свердловин, долі од.; δ – місткість ВР в 1 м свердловин (див. табл. 2.2).

Таблиця 2.2

Місткість ВР в 1 м свердловини в залежності від діаметру заряду
(при щільності заряджання 1 г/см³), кг/м.

d_3 , мм	65	85	105
δ , кг/м	3,6	5,7	8,6

При збільшеному діаметру свердловин щільність заряджання також зміниться. Враховуючи, що підприємства України масово не використовують свердловини діаметром більше ніж 105 мм. Тому побудувавши залежність щільності заряджання від діаметру свердловини (рис. 2.2) побудована лінія тренда, яка описується рівнянням (2.15).

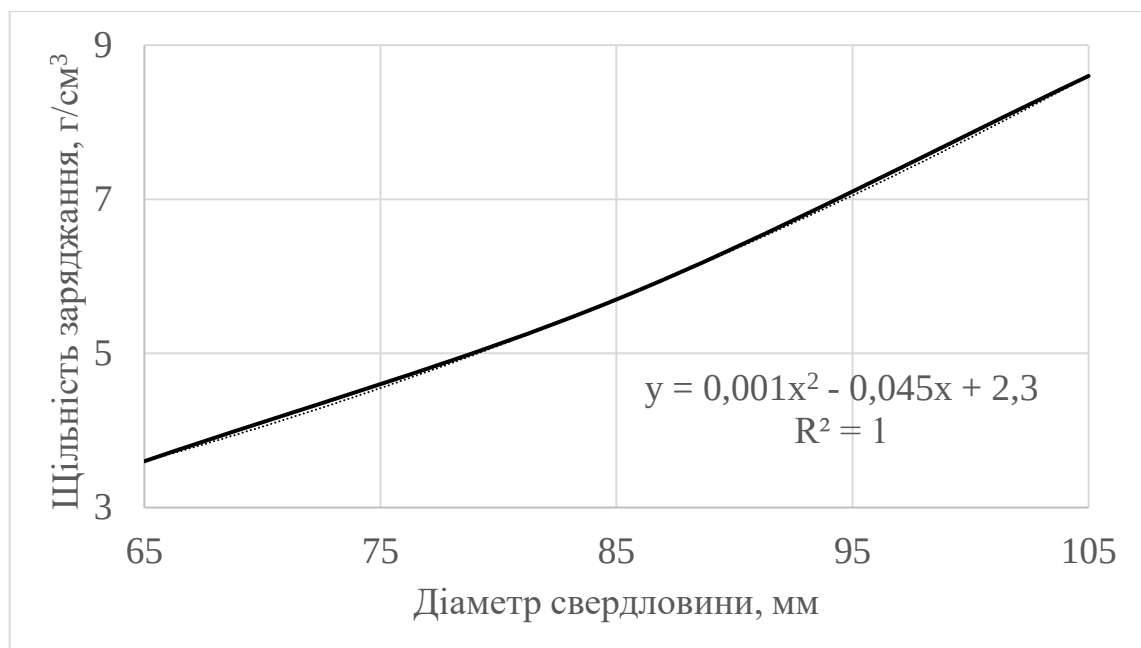


Рис. 2.2. Залежність місткості ВР в 1 м свердловини в залежності від діаметру заряду (при щільності заряджання 1 г/см³)

Місткість ВР в 1 м свердловини при діаметрі свердловин більше ніж 105 мм розраховується за виразом:

$$\delta = 1000 \times d_{св}^2 - 45 \times d_{св} + 2,3. \quad (2.15)$$

Загальна вага ВР на утворення компенсаційної камери при різному діаметрі свердловин визначається за формулою:

$$Q_{BP} = \sum L_{ce} \times K_3 \times (1000 \times d_{ce}^2 - 45 \times d_{ce} + 2,3), \text{ кг.} \quad (2.16)$$

Питомі втрати ВР по кожному із способів знаходимо з виразу:

$$q_{BP} = \frac{Q_{BP}}{Q_{KK}}, \text{ кг/т.} \quad (2.17)$$

По кожній із схем графічним способом визначаємо загальну довжину нарізних виробок для утворення компенсаційної камери. Тому, питомі витрати виробок на утворення компенсаційної камери визначаємо по формулі:

$$q_{вир} = \frac{1000 \cdot \sum l_{вир}}{Q_{KK}}, \text{ м/1000 т.} \quad (2.18)$$

2.3.2. Методика по визначенню параметрів БПР при масовому обваленню руди в умовах прояву гірського тиску.

Спочатку розраховуються параметри БПР по міцності гірських порід.

Показник вибуховості порід розраховується за формулою:

$$C_0 = 20 + 56 \times e^{-0,2 \times f}, \quad (2.19)$$

де f – коефіцієнт міцності порід згідно шкали проф. М. М. Протодьяконова.

Визначення приведенного діаметра заряду:

$$d_{np} = d \times \sqrt{\Delta} \times \eta, \text{ м,} \quad (2.20)$$

де d – діаметр свердловини, м; Δ – щільність заряджання, г/см³; η – коефіцієнт працездатності ВР, доли од.

Лінія найменшого опору (ЛНО) розраховується за формулою:

$$W_f = k_n \times C_0 \times d_{np}, \text{ м,} \quad (2.21)$$

де $k_n = 0,8-1,0$ – коефіцієнт неоднорідності масиву, доли од.

Відстань між кінцями свердловин визначається:

$$a = m \times W_f, \text{ м}, \quad (2.22)$$

де m – коефіцієнт зближення свердловинних зарядів:

$$m = 0,019 \times C_0 + 0,403, \text{ долі од.} \quad (2.23)$$

Урахування НДС масиву та його вплив на параметри БПР при відбійці камерного запасу здійснюють за допомогою коефіцієнта енергоємності відбійки напружених порід K_σ , який дорівнює відношенню питомих витрат ВР, які встановлені з урахуванням глибини гірничих робіт і розмірів очисного простору q_σ до питомих витрат ВР, які встановлені по міцності порід q_f :

$$K_\sigma = \frac{q_\sigma}{q_f}, \text{ долі од.} \quad (2.24)$$

Значення K_σ визначають з виразу, долі од.:

- при відбійці на горизонтальний компенсаційний простір:

$$K_\sigma = 1,5 + \frac{1}{q_f} \times (0,4 \times e^{\frac{B}{W_f}} - \frac{S_\sigma \times \sqrt{H}}{f \times 10^4}); \quad (2.25)$$

- при відбійці на вертикальну відрізню щілину:

$$K_\sigma = 1,5 + \frac{1}{q_f} \times (0,4 \times e^{\frac{B}{W_f}} - \frac{S_\sigma \times \sqrt{\frac{H \times \mu}{1 - \mu}}}{f \times 10^4}), \quad (2.26)$$

де B – ширина очисного простору, м; S – площа очисного простору, м²; H – глибина гірничих робіт, м; μ – коефіцієнт Пуассона, долі од.; q_f – питомі витрати ВР по міцності порід:

- для віял свердловин:

$$q_f = \frac{2 \times K_3 \times U}{a_f \times W_f \times \gamma_p}, \text{ кг/т}; \quad (2.27)$$

– для паралельних свердловин:

$$q_f = \frac{K_z \times U}{a_f \times W_f \times \gamma_p}, \text{ кг/т}, \quad (2.28)$$

де $K_z = 0,7 \dots 0,9$ – коефіцієнт заряджання свердловин, долі од.; U – місткість ВР в 1 м свердловини (див. табл. 2.2), кг/м.

Якщо $K_\sigma > 1$, то це вказує, що в масиві переважають стискуючі напруження, які перешкоджають його руйнуванню і навпаки, якщо $K_\sigma < 1$, то масив знаходиться в зоні понижених, розтягуючих напружень, що сприяють умовам відбійки і дають змогу без погіршення якості подрібнення руди збільшити параметри БПР, зменшити обсяги буріння свердловин і витрати ВР.

З урахуванням діючих в масиві напружень, показник вибуховості гірських порід, величина ЛНО та питомі витрати на відбійку визначають з виразів:

$$C_\sigma = \frac{C_0}{\sqrt[3]{K_\sigma}}; \quad (2.29)$$

$$W_\sigma = \frac{W_0}{\sqrt[3]{K_\sigma}}, \text{ м}; \quad (2.30)$$

$$q_\sigma = q_f \times K_\sigma, \text{ кг/т}. \quad (2.31)$$

Загальні та питомі витрати ВР на відбійку руди визначають з виразу:

$$Q_{BP} = \sum l_{ce} \times U \times K_z, \text{ кг}, \quad (2.32)$$

де $\sum l_{ce}$ – загальна довжина свердловин для розбурювання камерного запасу (визначають графічним способом з креслень по схемі відробки блоку), м;

$$q_{BP} = \frac{Q_{BP}}{Q_p}, \text{ кг/м}, \quad (2.33)$$

де Q_p – запас руди у камері, т.

Вихід руди з 1 м свердловин визначаються з виразу:

$$\lambda = \frac{Q_p}{\sum l_{св}}, \text{ т/м.} \quad (2.34)$$

2.4. Висновки

1. За результатами аналізу існуючих методик, для визначення геометричних параметрів камерних систем розробки доцільно використовувати методику розроблену НДГРІ та впроваджену на шахтах Криворізького залізорудного басейну.

2. Для визначення параметрів буропідбивних робіт прийнята методика яка розроблена Капленком Ю.П. В результаті аналізу даної методики було визначено щільність заряджання свердловин діаметром 127 та 150 мм. Запропонована функція яка описує зміну щільності заряджання від діаметру свердловини має коефіцієнт кореляції $R=1$.

РОЗДІЛ 3

РЕЗУЛЬТАТИ ДОСЛІДЖЕНЬ ТА РОЗРОБКА ТЕХНОЛОГІЇ ФОРМУВАННЯ ВІДРІЗНОЇ ЩІЛИНИ

3.1. Визначення стійких параметрів повздовжно-поперечної компенсаційної камери

Для визначення геометричних параметрів поверхово-(підповерхово-) камерної системи розробки були прийняті наступні гірничо-геологічні умови:

- поклад II класу;
- камера 2-ї черги відпрацювання;
- коефіцієнт міцності руди 8, порід в/б 15;
- горизонтальна потужність покладу 30 м, нормальна 26 м;
- блок розташовано у поверсі 1170 – 1260 м;
- тривалість існування стелини 6 міс, оголень та МКЦ – 6 міс;
- оголення ціликів та стелини плоскі.

Покрівля камери – горизонтальна. Система розробки – поверхово-(підповерхово-) камерна, рис. 3.1.

1. Знаходимо граничні значення розрахункових функціональних характеристик:

a) для $H_z = 1170$ м та $f_p = 8$ з графіків рис. Д.1 (крива г), $m_z^o = 16$ м при $t = 6$ міс.

b) для $H_z = 1170$ м та $f_p = 8$ з графіків рис. Д.3 $A_{c.n}^o = 0,92$ при $t = 6$ міс.

с) для визначення m_g^o знаходимо m_z^o для $H_g = 1170 + \frac{90}{2} = 1215$ м і $f_p = 8$ при

$t = 6$ міс. Отримаємо $m_z^o = 15$ м (див.рис.Д.1 крива г), $\delta_3 = 1,28$

(див.рис.Д.5), $m_g^o = 1,28 \times 15 = 19,2$ м;

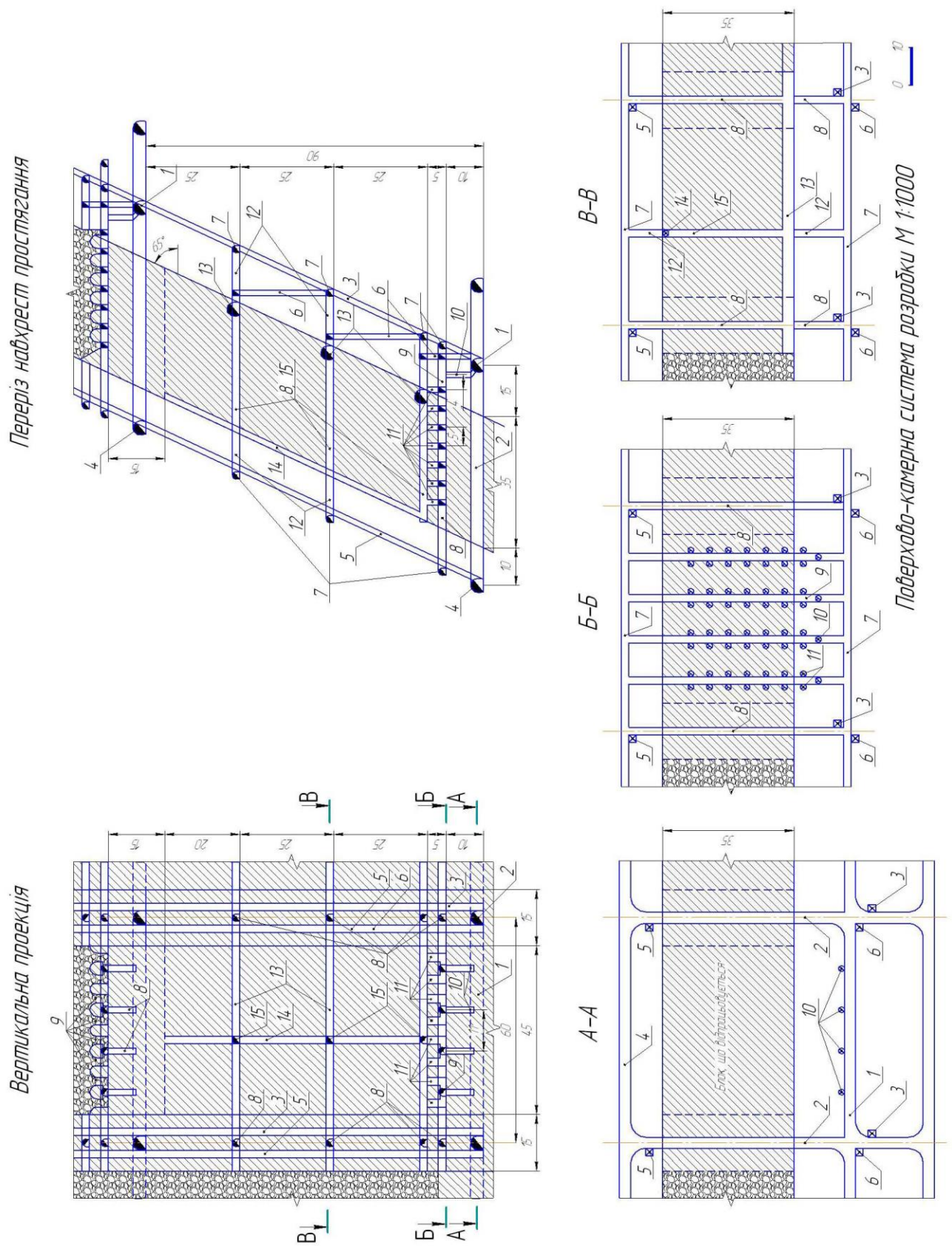


Рис. 3.1. Розрахункова схема для визначення геометричних параметрів камер та ціликів

d) для визначення l_n^o згідно з виразом (9.10) знаходимо m_z^o для $H_g = 1215$ м і $f_n = 15$ з графіків рис. Д.1, (крива г) $m_z^o = 27$ м при $t = 6$ міс.,
 $l_n^o = 1,35 \times 27 = 36,45$ м;

e) за формулою (9.5) знаходимо $A_{c.z}^o = \frac{0,92}{0,75} = 1,23$.

2. Визначаємо геометричні параметри системи розробки:

a) розмір камери за простяганням розраховуємо відповідно до відомого значення $m_z^o = 16,0$ м та заданої горизонтальної потужності покладу $M_z = 30$ м з лівої частини номограми, див.рис. Д.7; $a = 20$ м;

b) розмір камери за падінням визначаємо відповідно до відомих значень $m_g^o = 16,0$ м та нормальної потужності $M_n = 26$ м за монограмою рис.Д.6;
 $b = 24$ м;

c) еквівалентний проліт оголення в/б у камері визначається відносно виразу

$$(2.3) \quad l_n = \frac{20 \times 24}{\sqrt{20^2 + 24^2}} = 15,36 \text{ м, порівнюючи його з } l_n^o = 36,45 \text{ м;}$$

$15,36 < 36,45$, таким чином параметри a і b залишаються без змін;

d) товщина стелини визначаємо за номограмою рис.Д.8 та функціональними характеристиками проектованого блока $A_{c.z}^o = 0,92$, $m_z^o = 16,0$ м та $l_n = 15,36$ м; $h_{c.z} = 25$ м;

e) за відомою товщиною стелини $h_{c.z} = 25$ м та заданій висоті поверху $h_n = 10$ м уточнюємо розмір камери за падінням з номограми рис.Д.9;
 $b = 10$ м; приймаємо 20 м;

f) відповідно до виразу (2.3) визначаємо еквівалентний прогін оголення висячого боку в камері

$$l_n = \frac{20 \times 20}{\sqrt{20^2 + 20^2}} = 14,14, \text{ порівнюючи його з } l_n^o = 36,45 \text{ м; } 14,14 < 36,45,$$

таким чином параметри a і b залишаються без змін;

g) відповідно до виразу (2.2) визначаємо значення еквівалентного прольоту вертикального оголення МКЦ

$$m_g = \frac{20 \times 26}{\sqrt{20^2 + 26^2}} = 15,85 \text{ м, порівнюючи його з } m_b^o = 19,2 \text{ м; } 15,85 < 19,2$$

таким чином параметр b залишаємо без змін;

h) ширина МКЦ розраховується за номограмою рис. Д.10 по $A_{c.n}^o = 0,92$,

$$m_g = 19,2 \text{ м та } l_n = 14,14 \text{ м; } c = 15 \text{ м.}$$

i) Таким чином, на основі проведених розрахунків $a = 20 \text{ м}$, $b = 20 \text{ м}$,

$$h_n = 10 \text{ м, } c = 15 \text{ м.}$$

Таким чином, при формуванні компенсаційної камери приймаємо її ширину 10 м, висоту стеліни 10 м та ширину міжкамерних ціликів 15 м.

3.2. Удосконалення варіанту камерної системи розробки з обваленням ціликів

Для відпрацювання родовища, приймаймо підповерхово-камерну систему розробки. Родовище за простяганням поділяємо на виймальні блоки шириною 60 м. Виймальний блок поділяймо на панелі по 45 м за простяганням та по висоті – 30 м.

По флангах блоку зі сторони лежачого проходимо блоковий вентиляційно-ходовий підняттявий. В лежачому боці проходимо відкотний штрек, навантажувальний орт та штрек, рис. 3.1.

З навантажувального орту проходимо матеріальний та рудозвальновальні підняттяві на відповідні підповерхи. Після чого проходимо підповерхові виробки: вентиляційний штрек та орт, орт скреперування. Далі на 10 м проходимо підняттяві з яких буде пройдено відрізний орт біля цілика суміжного блоку, відрізний штрек по центру панелі та буровий штрек.

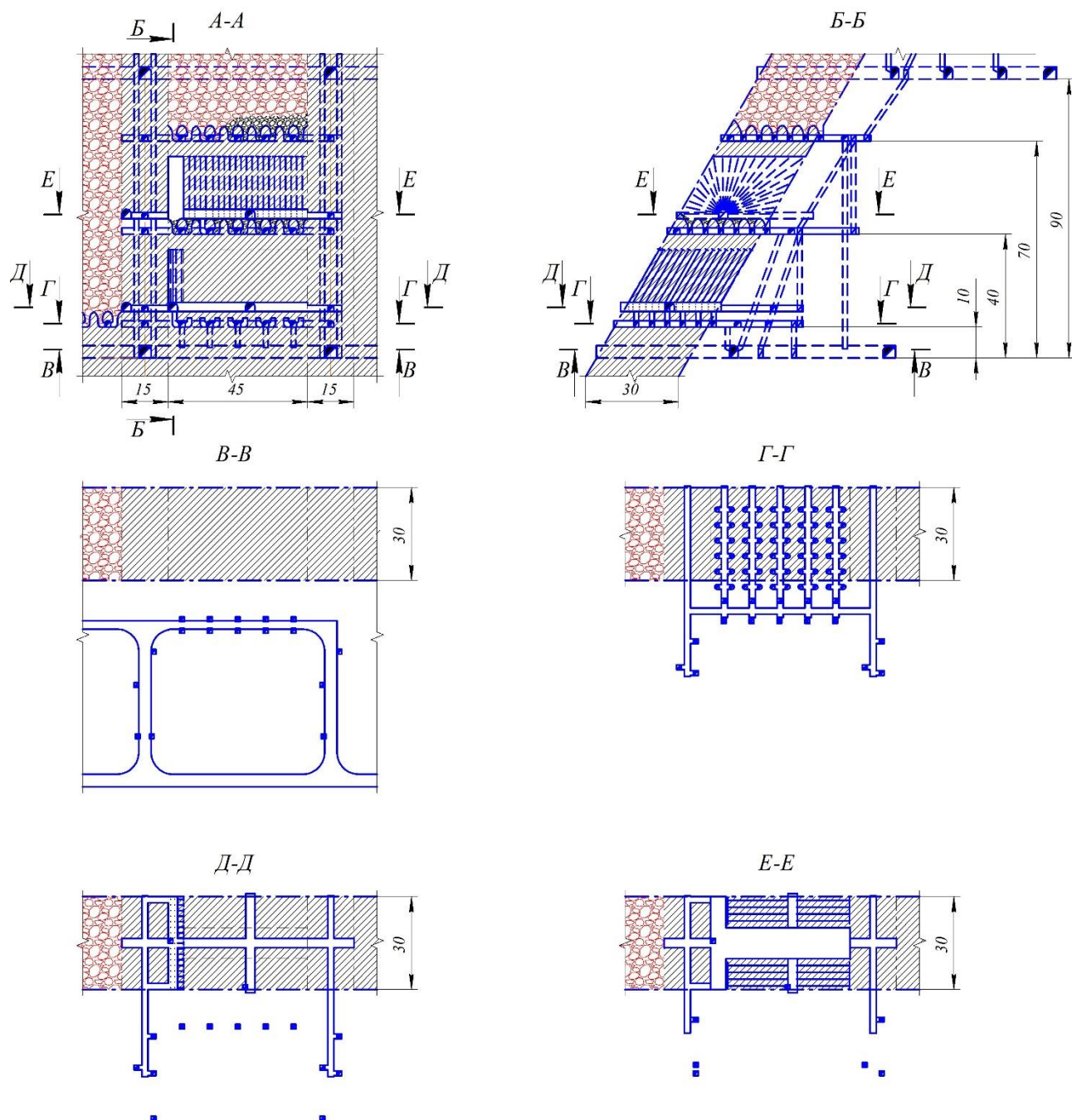


Рис. 3.2. Запропонований варіант системи розробки з формуванням поздовжно-поперечної компенсаційної камери

Підсячний орт збиваємо збійками з вентиляційним ортом розташованим в міжкамерному цілику, та який в подальшому буде використаний як буровий для обвалення МКЦ. З підповерхового підсячного орта проходимо в центральній частині відрізний підняттевий.

Далі формуємо відрізну щілину біля міжкамерного цілика шириною 5 м та одночасно з відрізного штреку формуємо компенсаційну камеру. Таким чином формуючи повздовжно-поперечну компенсаційну камеру. Слід зауважити, що при формуванні компенсаційного простору роботи виконуються паралельно.

Відбита руда випускається на орт скреперування, а далі за рахунок подвійного скреперування перепускається на транспортний штрек. Подвійне скреперування використовується згідно запропонованого варіанту системи розробки лише на верхньому підповерсі.

На нижніх підповерхах використовуємо пряму ортову схему доставки з перепуском руди на навантажувальний штрек, який розташовується на відкотному горизонті.

На сформований компенсаційний простір з борового орта розбурюємо віяла глибоких свердловин.

Формування повздовжно-поперечної компенсаційної камери дозволить змінити вибухову хвилю та забезпечити більшу стійкість міжкамерним цілкам.

При даному варіанті системи розробки можливо застосовувати глибокі свердловини збільшеного діаметру, наприклад 127 або 150 мм.

3.3. Розрахунок параметрів буропідривних робіт

Згідно вихідних даних приведених в пункті 3.1 визначаємо параметри буропідривних робіт при утворенні компенсаційної камери за методикою Ю.П. Капленко.

Лінія найменшого опору при міцності руди 8 за шкалою професора Протодяконова дорівнює при діаметрі свердловини:

- 105 мм $W = 0,7 \times 31,31 \times 0,105 \times 0,8 = 1,8$ м;
- 127 мм $W = 0,7 \times 31,31 \times 0,127 \times 0,8 = 2,2$ м;
- 150 мм $W = 0,7 \times 31,31 \times 0,150 \times 0,8 = 2,6$ м.

Запас руди у компенсаційній камері розташованій по центру блоку:

$$Q = 10 \times 20 \times 30 \times 3,7 = 22200 \text{ т.}$$

Запас руди у повздовжно-поперечній компенсаційній камері:

$$Q = 5 \times 20 \times 30 \times 3,7 + 10 \times 20 \times 40 \times 3,7 = 40700 \text{ т.}$$

Вихід руди з 1 м свердловин при бурінні свердловин діаметром:

- традиційний варіант $\lambda_{105} = \frac{22200}{1800} = 12,3$ т/м;
- запропонований варіант $\lambda_{105} = \frac{40700}{3300} = 12,3$ т/м;
- запропонований варіант $\lambda_{127} = \frac{40700}{1900} = 21,4$ т/м;
- запропонований варіант $\lambda_{150} = \frac{40700}{1100} = 37,0$ т/м.

Необхідна кількість ВР на утворення компенсаційної камери по запропонованим варіантам складає:

- традиційний варіант $Q_{BP} = 1800 \times 0,85 \times 8,6 = 13158$ кг;
- запропонований варіант $Q_{105} = 3300 \times 0,85 \times 8,6 = 24123$ кг;
- запропонований варіант $Q_{127} = 1900 \times 0,85 \times 12,7 = 20510$ кг;
- запропонований варіант $Q_{BP} = 1100 \times 0,85 \times 18,1 = 16923$ кг.

Для діаметру свердловини 105 мм, місткість ВР в 1 м свердловини дорівнює 8,6 кг/м. При збільшеному діаметрі свердловин по запропонованим варіантам значення місткість ВР в 1 м свердловини розраховуємо по формулі (2.16):

$$\delta_{105} = 1000 \times 0,105^2 - 45 \times 0,105 + 2,3 = 8,6 \text{ кг/м};$$

$$\delta_{127} = 1000 \times 0,127^2 - 45 \times 0,127 + 2,3 = 12,7 \text{ кг/м};$$

$$\delta_{150} = 1000 \times 0,150^2 - 45 \times 0,150 + 2,3 = 18,1 \text{ кг/м.}$$

Питомі втрати ВР по кожному із способів знаходимо з виразу:

- традиційний варіант $q_{105} = \frac{13158}{22200} = 0,6 \text{ кг/т;}$
- запропонований варіант $q_{105} = \frac{24123}{40700} = 0,59 \text{ кг/т;}$
- запропонований варіант $q_{105} = \frac{20510}{40700} = 0,5 \text{ кг/т;}$
- запропонований варіант $q_{105} = \frac{16923}{40700} = 0,42 \text{ кг/т.}$

По кожній із схем графічним способом

Розраховуємо питомі витрати виробок на утворення компенсаційної камери:

- традиційний варіант $q_{вир} = \frac{1000 \cdot (30 + 20)}{22200} = 2,25 \text{ м/1000 т;}$
- запропонований варіант $q_{вир} = \frac{1000 \cdot (30 + 20 + 40)}{40700} = 2,21 \text{ м/1000 т.}$

Розраховуємо параметри БПР при масовому обваленні гірського масиву на компенсаційну камеру.

Показник вибуховості порід для міцності 8 складає:

$$C_0 = 20 + 56 \times e^{-0,2 \times 8} = 31,31.$$

Приведений діаметр заряду для різних діаметрів глибоких свердловин:

$$d_{105} = 0,105 \times \sqrt{1,15} \times 0,9 = 0,101 \text{ м;}$$

$$d_{127} = 0,127 \times \sqrt{1,15} \times 0,9 = 0,123 \text{ м;}$$

$$d_{150} = 0,150 \times \sqrt{1,15} \times 0,9 = 0,145 \text{ м.}$$

Лінія найменшого опору в залежності від діаметру свердловини складає:

$$W_{105} = 0,85 \times 31,31 \times 0,101 = 2,7 \text{ м;}$$

$$W_{127} = 0,85 \times 31,31 \times 0,123 = 3,3 \text{ м;}$$

$$W_{150} = 0,85 \times 31,31 \times 0,145 = 3,9 \text{ м.}$$

Відстань між кінцями свердловин для різного діаметру свердловини ϵ :

$$a_{105} = 1 \times 2,7 = 2,7 \text{ м;}$$

$$a_{127} = 1 \times 3,3 = 3,3 \text{ м;}$$

$$a_{150} = 1 \times 3,9 = 3,9 \text{ м.}$$

Коефіцієнт зближення свердловинних зарядів дорівнює:

$$m = 0,019 \times 31,31 + 0,403 = 0,99789 \approx 1,0, \text{ долі од.}$$

Визначаємо параметри БПР при відбійці камерного запасу з урахуванням НДС масиву за допомогою коефіцієнта енергоємності.

Питомі витрати ВР по міцності порід визначаємо для віял свердловин та їх діаметру:

$$q_{105} = \frac{2 \times 0,85 \times 8,6}{2,7 \times 2,7 \times 3,7} = 0,542 \approx 0,5 \text{ кг/т;}$$

$$q_{127} = \frac{2 \times 0,85 \times 12,7}{3,3 \times 3,3 \times 3,7} = 0,536 \approx 0,5 \text{ кг/т;}$$

$$q_{150} = \frac{2 \times 0,85 \times 18,1}{3,9 \times 3,9 \times 3,7} = 0,547 \approx 0,5 \text{ кг/т.}$$

Коефіцієнт K_σ визначаємо для умови відбійці на вертикальну компенсаційну з рис. 3.3.

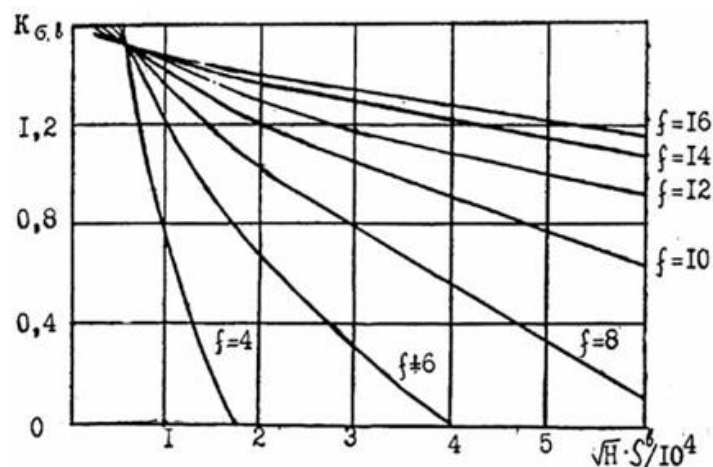


Рис. 3.3. Залежності коефіцієнта енергоємності відбійки напружених гірських порід від міцності порід та площі оголення

Згідно графіку 3.3 коефіцієнта енергоємності дорівнює для традиційного варіанту формування компенсаційної камери 0,95, а для запропонованого варіанту 0,85.

З урахуванням діючих в масиві напружень величина ЛНО дорівнює

- традиційний варіант $W_{105} = \frac{2,7}{\sqrt[3]{0,95}} = 2,755 \approx 2,8 \text{ м};$
- запропонований варіант $W_{105} = \frac{2,7}{\sqrt[3]{0,85}} = 2,842 \approx 2,8 \text{ м};$
- запропонований варіант $W_{127} = \frac{3,3}{\sqrt[3]{0,85}} = 3,474 \approx 3,5 \text{ м};$
- запропонований варіант $W_{150} = \frac{3,9}{\sqrt[3]{0,85}} = 4,105 \approx 4,1 \text{ м}.$

Питомі втрати ВР по кожному із способів складають:

- традиційний варіант $q_{105} = 0,542 \times 0,95 = 0,515 \text{ кг/т};$
- запропонований варіант $q_{105} = 0,542 \times 0,85 = 0,461 \text{ кг/т};$
- запропонований варіант $q_{127} = 0,536 \times 0,85 = 0,456 \text{ кг/т};$
- запропонований варіант $q_{150} = 0,547 \times 0,85 = 0,465 \text{ кг/т}.$

Загальні витрати ВР на відбійку руди:

- традиційний варіант $Q_{BP} = 2850 \times 8,6 \times 0,95 = 23310 \text{ кг};$
- запропонований варіант $Q_{BP} = 2100 \times 8,6 \times 0,95 = 17168 \text{ кг};$
- запропонований варіант $Q_{BP} = 1275 \times 12,7 \times 0,95 = 15392 \text{ кг};$
- запропонований варіант $Q_{BP} = 830 \times 18,1 \times 0,95 = 14208 \text{ кг}.$

Вихід руди з 1 м свердловин складає:

- традиційний варіант $\lambda_{105} = \frac{77700}{2850} = 27,3 \text{ т/м};$
- запропонований варіант $\lambda_{105} = \frac{59200}{2100} = 28,2 \text{ т/м};$

- запропонований варіант $\lambda_{127} = \frac{59200}{1275} = 46,4$ т/м;
- запропонований варіант $\lambda_{150} = \frac{59200}{830} = 71,3$ т/м.

Питомі витрати на вибухову речовину:

- традиційний варіант $q_{BP} = \frac{23310}{77700} = 0,3$ кг/т;
- запропонований варіант $q_{BP} = \frac{17168}{59200} = 0,29$ кг/т;
- запропонований варіант $q_{BP} = \frac{15392}{59200} = 0,26$ кг/т;
- запропонований варіант $q_{BP} = \frac{14208}{59200} = 0,24$ кг/т.

Загальні технічні показники на відбійку блоку в залежності від формування компенсаційної камери приведені в табл. 3.1

Таблиця 3.1

Зведені технічні показники по відбійці руди

Найменування показників	Традиційний варіант	Запропонований варіант		
Компенсаційна камера				
Діаметр свердловини, мм	105	105	127	150
Лінія нйменшого опору, м	1,8	1,8	2,2	2,6
Запас руди у компенсаційній камері, т	22200	40700	40700	40700
Сумарна довжина глибоких свердловин, м	1800	3300	1900	1100
Вихід руди з 1 м свердловин, т	12,3	12,3	21,4	37,0
Кількість ВР, кг	13158	24123	20510	16923
Місткість ВР в 1 м свердловини, кг	8,6	8,6	12,7	18,1
Питомі втрати ВР	0,60	0,59	0,50	0,42
Питомі витрати виробок на утворення компенсаційної камери	2,25	2,21	2,21	2,21
Масове обвалення масиву				
Запас руди, що обвалюється	77700	59200	59200	59200
Приведений діаметр заряду свердловини, м	0,101	0,101	0,123	0,145

Найменування показників	Традиційний варіант	Запропонований варіант		
Лінія найменшого опору, м	2,7	2,7	3,3	3,9
Відстань між кінцями свердловин, м	2,7	2,7	3,3	3,9
Питомі витрати ВР по міцності порід з урахуванням НДС, кг/т	0,5	0,5	0,5	0,5
Лінія найменшого опору з урахуванням НДС, м	2,8	2,8	3,5	4,1
Питомі витрати ВР з урахуванням НДС, кг/т	0,515	0,461	0,456	0,465
Загальні витрати ВР на відбійку руди, кг	23310	17168	15392	14208
Сумарна довжина глибоких свердловин, м	2850	2100	1275	830
Вихід руди з 1 м свердловин, т	27,3	28,2	46,4	71,3
Питомі витрати на вибухову речовину, кг/т	0,30	0,29	0,26	0,24
Питомі витрати виробок на масове обвалення, м/1000 т	0,45	0,51	0,51	0,51
Середні показники				
Запас руди в блоці, т	149850	149850	149850	149850
Коефіцієнт розрихлення руди	1,17	1,37	1,37	1,37
Кількість руди що обвалюється глибокими свердловинами, т	99900	99900	99900	99900
Загальні витрати ВР на відбійку, кг	36468	41291	35902	31131
Сумарна довжина глибоких свердловин, м	4650	5400	3175	1930
Середні питомі витрати на вибухову речовину, кг/т	0,24	0,28	0,24	0,21
Питомі витрати на буріння свердловин на 1000 т, м	31,03	36,04	21,19	12,9
Питомі витрати виробок на масове обвалення (без урахування однотипних виробок), м/1000 т	0,85	1,1	1,1	1,1

На основі виконаних розрахунків доцільно розбурювати виймальний блок глибокими свердловинами діаметром 127 або 150 мм.

Слід зауважити, що економічні показники по даним варіантам не визначались, так як під час військового стану інформація є не доступною для збереження комерційної таємниці.

3.4. Висновки

1. Згідно виконаних розрахунків за методикою ДГРІ встановлено, що для гірських порід середньої міцності можливо застосування лише підповерхово-камерної системи розробки яка забезпечує стійкі параметри очисним камерам. Так для міцності руди 8 за шкалою проф. Протодяконова на глибинах нижче 1200 м стійкі оголення компенсаційної камери мають наступні параметри: ширина 20 м, висота 20 м при ширині МКЦ 15 м.

2. Для покращення умов відпрацювання блоку розроблено удосконалений варіант камерної системи розробки з відбійкою руди на повздовжно-поперечну компенсаційну камеру. Дана форма компенсаційного простору дозволяє зменшити негативний вплив на міжкамерні цілики від вибухової хвилі, а також покращити умови випуску руди після масового обвалення за рахунок збільшення коефіцієнту первинного розрихлення з 1,17 до 1,37.

3. Виконавши розрахунки буропідбивних робіт встановлено, що найкращі показники при відбійці масиву досягається шляхом застосування свердловин діаметром 127 та 150 мм. Так при бурінні глибоких свердловин діаметром 127 та 150 мм по запропонованому варіанту питомі витрати на буріння свердловин становлять відповідно 21,19 та 12,9 м/тис.т запасів у порівнянні з традиційним - 31,03 м/тис.т.

ЗАКЛЮЧЕННЯ

Магістерська робота є завершеною науково-дослідною роботою, у якій виконано дослідження та удосконалення процесу буропідричних робіт при руйнуванні гірських порід середньої міцності для умов Криворізького залізорудного басейну за рахунок формування повздожно-поперечної компенсаційної камери, яка дозволяє зменшити негативний вплив на цілик від масового вибуху глибоких свердловин.

В результаті дослідження можемо зробити основні наступні висновки:

1. Згідно виконаного аналізу встановлено, що на зарубіжних рудниках для покращення умов буропідричних робіт застосовують свердловини збільшеного діаметру 150 мм. За даним деяких рудників при збільшенні діаметру в 1,5-2,0 рази витрати на відбійку скоротились на 25-40%.

2. Слід відмітити, що аналіз гірничо-геологічних умов для гірських порід середньої міцності показав негативний вплив на гірський масив особливо при застосуванні камерних систем розробки. Тому більшість підприємств відмовляються від камерних систем розробки та переходять на системи з масовим обваленням руди на компенсаційний простір або на відбійку на затиснуте середовище. Дані системи погіршують показники випуску руди, збільшуються втрати та засмічення а також зростають витрати на вторинне подрібнення.

3. Розроблено та удосконалено варіант камерної системи розробки, для гірських порід середньої міцності, шляхом утворення повздожно-поперечної компенсаційної камери з розташуванням однієї її сторони у міжкамерного цілика раніше відпрацьованого блоку. За рахунок повітряного проміжку зменшується сейсмічний вплив від ударної хвилі на цілик, а збільшення об'єму компенсаційного простору дає можливість покращити показники випуску.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Pysmennyi, S., Fedko, M., Shvaher, N., Chukharev, S. (2020). Mining of rich iron ore deposits of complex structure under the conditions of rock pressure development. *E3S Web of Conferences*, (201), 01022. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202020101022>.
2. Ступнік М.І. Комбіновані способи подальшої розробки залізрудних родовищ Криворізького басейну / М.І. Ступнік, С.В. Письменний // Гірничий вісник: Науково-технічний збірник. – 2012. – № 95(1). – С. 3-7.
3. Письменний С.В. Отработка сложно-структурных залежей богатых руд камерными системами разработки / С.В. Письменний // Гірничий вісник : Науково-технічний збірник. – 2014. – № 97. – С. 3-7.
4. Ступник Н.И. Отработка природно-бедных руд Криворожского железорудного бассейна с закладкой выработанного пространства / Н.И. Ступник, В.А. Колосов, С.В. Письменний, М.Б. Федько // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 2014. – № 3. – С. 95-98.
5. Ступник Н.И. Моделирование очистной камеры в неустойчивых рудых при разработке рудных месторождений / Н.И. Ступник, В.А. Калиниченко, В.А. Колосов, С.В. Письменний // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 2014. – № 4. – С. 68-71.
6. Письменний С.В. Методика визначення активної зони склепоутворення на контурі підземно-транспортної виробки при комбінованій розробці залізрудних родовищ / С.В. Письменний // Вісник Національного технічного університету "ХПІ". Збірник наукових праць. Серія: Механіко-технологічні системи та комплекси. – Х.: НТУ "ХПІ", 2017. – № 16 (1238). – С. 99-106.
7. Бизов В. Ф. Вибухові роботи. Том X. Підручник для студентів вищих навчальних закладів за напрямом «Гірництво» / Бизов В. Ф., Федоренко П. Й. – Кривий Ріг: Мінерал, 2001. – 230 с.

8. Маланчук З.Р. Дослідження стійкості оголень камерних систем розробки при відпрацюванні складноструктурних покладів залізних руд Криворізького басейну / З.Р. Маланчук, М.І. Ступнік, М.Б. Федько, С.В. Письменний, В.О. Колосов, С.А. Курносів // Вісник НУВГП: Серія «Технічні науки», 2018. – Випуск 3 (83). – С. 162-175.

9. Castro L, McCreath DR, Oliver P. (1996). Rockmass damage initiation around the Sudbury Neutrino Observatory Cavern. *In: Proceedings of the Second North American Rock Mechanics Symposium*, 2, 1589–1595.

10. Gibowicz S.J, Young R.P, Talebi S. Rawlence D.J. (1991). Source parameters of seismic events at the Underground Research Laboratory in Manitoba, Canada: scaling relations for the events with moment magnitude smaller than -2. *Bull Seism Soc Am*, 81(4), 1157–1182.

11. Dare, S. A. S., Barnes, S.-J., Prichard, H. M., Fisher, P. C. (2010). The Timing and Formation of Platinum-Group Minerals from the Creighton Ni-Cu-Platinum-Group Element Sulfide Deposit, Sudbury, Canada: Early Crystallization of PGE-Rich Sulfarsenides. *Economic Geology*, 105(6), 1071-1096

12. Ford, F.D., Wecholz, C.R. & Lee, A. (2011). Predicting process outcomes for Sudbury platinum-group minerals using grade-recovery modeling from mineral liberation analyzer (MLA) data. *Canadian Mineralogist*, 49, 1627-1642.

13. Barrie, C. Tucker & Cousens, Brian & Hannington, M.D. & Bleeker, Wouter & Gibson, H. (1999). Lead and neodymium isotope systematics of the Kidd Creek Mine stratigraphic sequence and ore, Abitibi Subprovince Canada. *Econ. Geol. Monogr.* 10. 485-510.

14. DeWolfe Y.M. , Gibson H.L., Richardson D. (2018). 3D reconstruction of volcanic and ore-forming environments of a giant VMS system: A case study from the Kidd Creek Mine, Canada. *Ore Geology Reviews*, 101, 532-555

15. Keep J. (1985). Review of Forschungen zur osteuropäischen Geschichte. *Canadian Slavonic Papers*, 27, 443–444.

16. Jafarova H., Latifov N. (2024). Statistical Grouping Based On Fruit

Composition Indicators. *Innovations In Education: Problems, Prospects And Answers To Today's Challenges*, 248-251.

17. Konurin A.I., Eremenko A.A., Filippov V.N. (2017). Assessment of rock mass conditions under production blasting and geodynamic events. *GIAB*, 153-160.

18. Eremenko A.A., Filippov V.N., Konurin A.I., Khmelinin A.P., Baryshnikov D.V., Khristolyubov E.A. (2018). Drilling and blasting parameters in sublevel caving in Sheregesh mine. *IOP Conf. Series: Earth and Environmental Science*, 134, 012015.

19. Tembo, Alfred. (2019). After the deluge: Appraising the 1970 Mufulira mine disaster in Zambia. *Historia*, 64, 109-131.

20. Kalusa, W.T., "Aspects of African Health in the Mining Industry in Colonial Zambia: A Case of Roan Antelope Mine, 1926-1964", MA dissertation, University of Zambia, 1993.

21. <https://www.kazzinc.com/eng/o-proizvodstve/predpriyatiya/ridder-sokolnyj-rudnik>

22. Борисенко С.Г. Технология подземной разработки рудных месторождений. – К.: Вища школа, 1987. – 262 с.

23. Именитов В.Р., В.Ф.Абрамов, В.В. Попов Локализация пустот при подземной добыче руд. – М.: Недра, 1983.

24. Справочник по горнорудному делу/ Под. ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. – М.: Недра, 1983. – 816 с.

25. Чернокур В.Р., Шкребко Г.С., Шелегеда В.И. Добыча руд с подэтажным обрушением. – М.: Недра, 1992. – 271 с.

26. Соболев В.В. Технологія та безпека виконання підривних робіт : навч. посіб. для ВНЗ / В.В. Соболев, Р.М. Терещук, О.Є. Григор'єв ; М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т. – Дніпро : НГУ, 2017. – 314 с.

27. Villegas T. Investigation of surface subsidence due to sublevel caving / T. Villegas, E. Nordlund // *Proceedings of the second International Seminar on Block and Sublevel Caving [Caving 2010]*, (Perth, Australia, 20–22 April 2010) – Perth, Australian Centre for Geomechanics, 2010. – Pp. 181 – 188.

28. Моденко В.Т. Сучасний стан досліджень механізму руйнування тріщинуватих скельних гірських масивів вибухом / В.Т. Моденко, О.О. Фролов // Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі. – Кривий Ріг : ДВНЗ «КНУ», 2017. – С. 17–18.

29. Фролов О.О. Особливості руйнування природно порушених гірських порід : матеріали V-ї всеукраїнської науково-практичної конференції «Перспективи розвитку гірничої справи та раціонального використання природних ресурсів» / О.О. Фролов, О.В. Довганюк, В.Т. Моденко. – Ж. : ЖДТУ, 2018. – С. 38–41.

30. Визначення та контроль допустимих розмірів конструктивних елементів систем розробки залізних руд. Інструкція по застосуванню / Є.К. Бабець та ін.- Кривий Ріг: Ротапринт ДП «НДГРІ», 2010. – 122 с.

31. Капленко Ю.П. Методические указания по расчету параметров буровзрывных работ. / Капленко Ю.П. – Кривой Рог: Криворож. горнорудн. ин-т, 1982. – 42 с.

32. Капленко Ю.П. Методические указания к выполнению расчетов оптимальных параметров БВР на ЭВМ М-6000. / Капленко Ю.П. – Кривой Рог: Криворож. горнорудн. ин-т, 1988. – 50 с.

33. Удосконалення методики визначення параметрів буровибухових робіт з урахуванням напружено-деформованого стану масиву при його обваленні на похиле оголення / М. І. Ступнік, В. О. Калініченко, М. Б. Федько та ін. // Гірничий вісник : науково-технічний збірник. – Кривий Ріг, 2017. – Вип. 102. – С. 84–87.

ДОДАТОК

Визначення параметрів основних конструктивних елементів
камерних систем розробки.

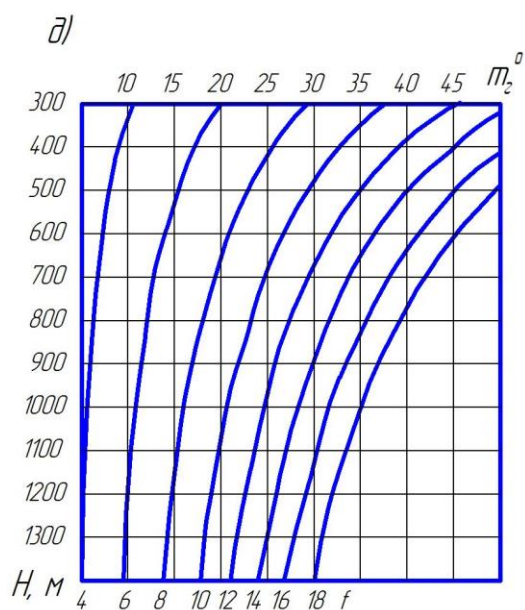
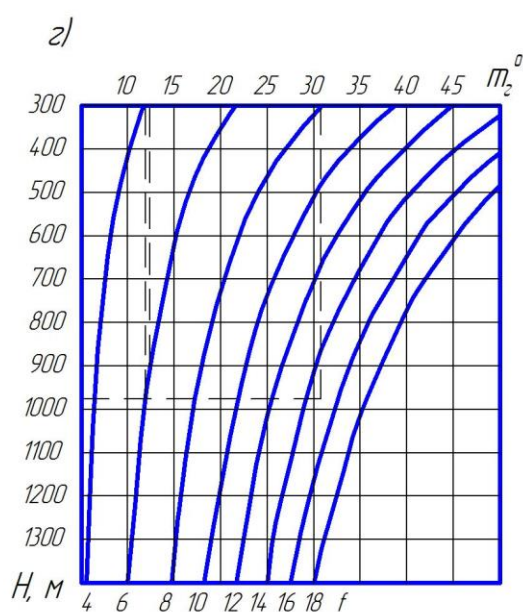
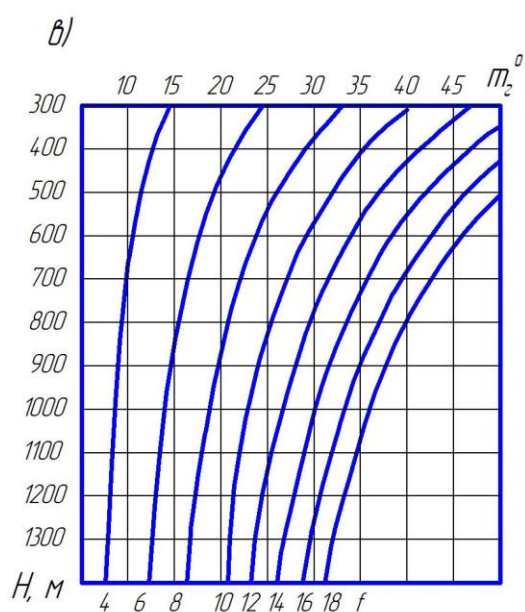
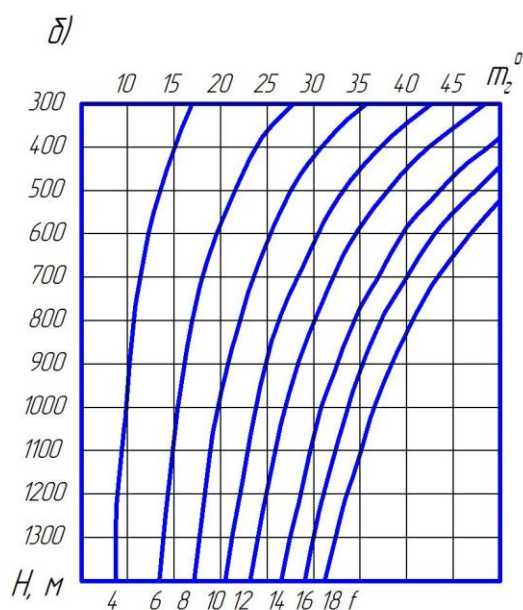
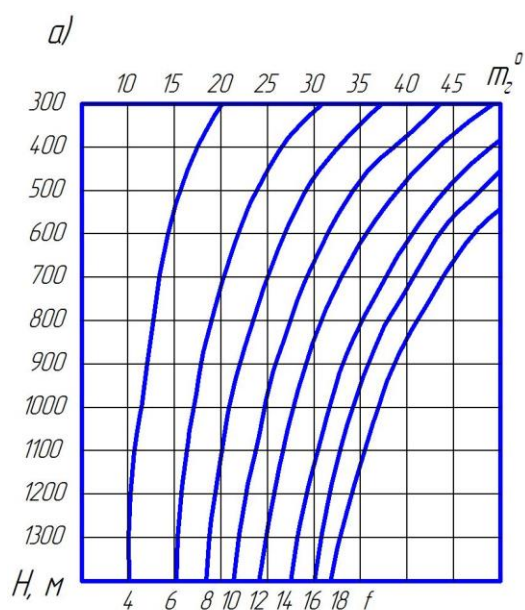


Рис. Д.1. Залежність граничного еквівалентного прогону оголення рудного масиву в камері від глибини розробки при $t = 6$ міс.:

- а – поклад І класу, камери 1-ї черги;
- б – поклад І класу, камери 2-ї черги;
- в – поклад І класу, камери 3-ї черги та поклади ІІ класу, камери 1-ї черги;
- г – поклад ІІ класу, камери 2-ї черги;
- д – поклад ІІ класу, камери 3-ї черги.

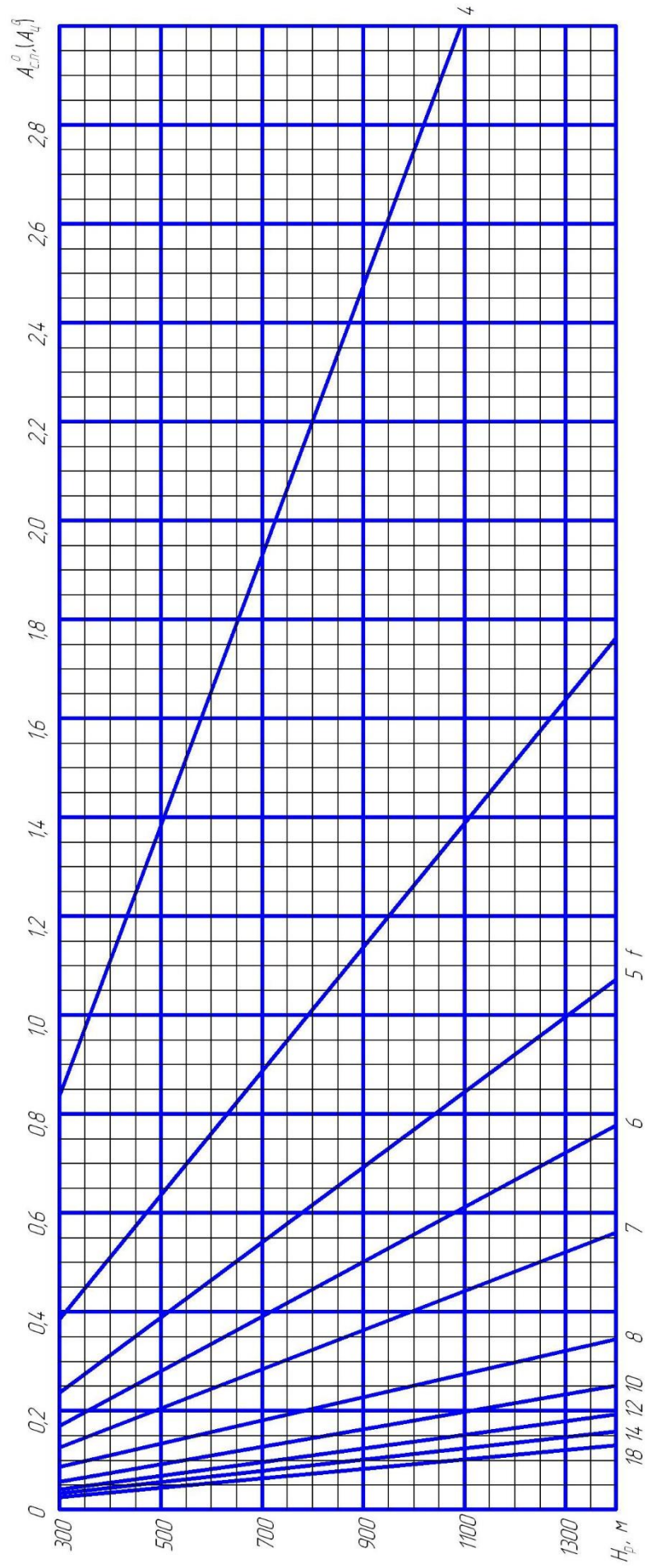


Рис. Д.2. Залежність граничних значень розрахункових функціональних характеристик від глибини розробки для покладу I класу при $t = 6$ міс.

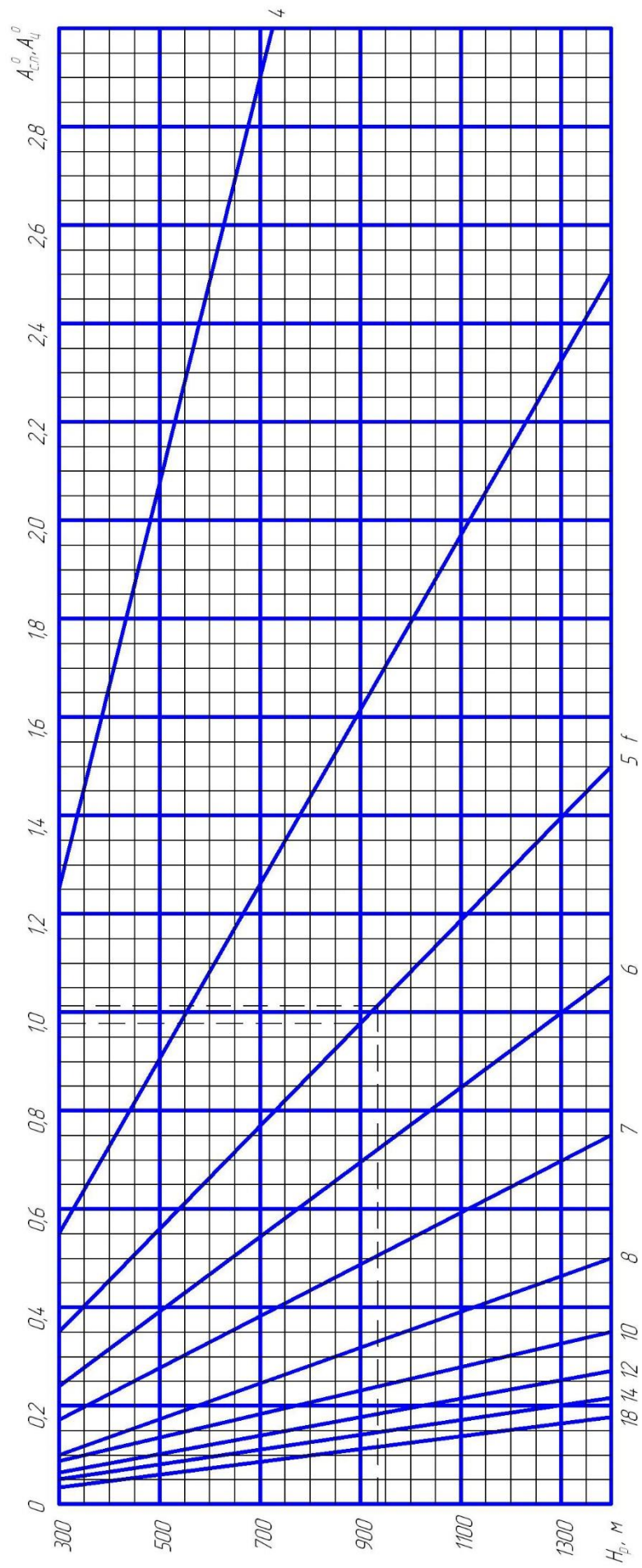


Рис. Д.3. Залежність граничних значень розрахункових функціональних характеристик від глибини розробки для поклада II класу при $t = 6$ міс.

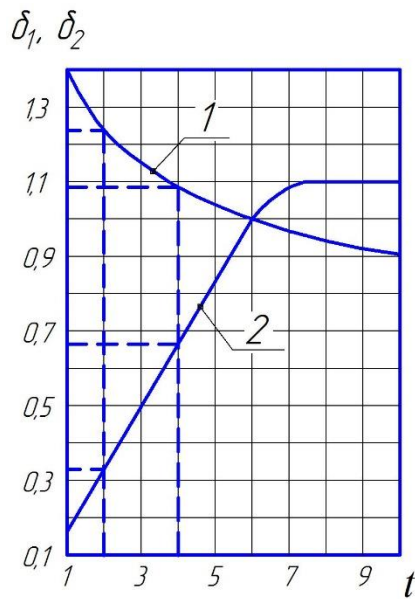


Рис. Д.4. Залежність коефіцієнтів η_1 та η_2 від терміну існування для: 1 – оголень; 2 – ціликів.

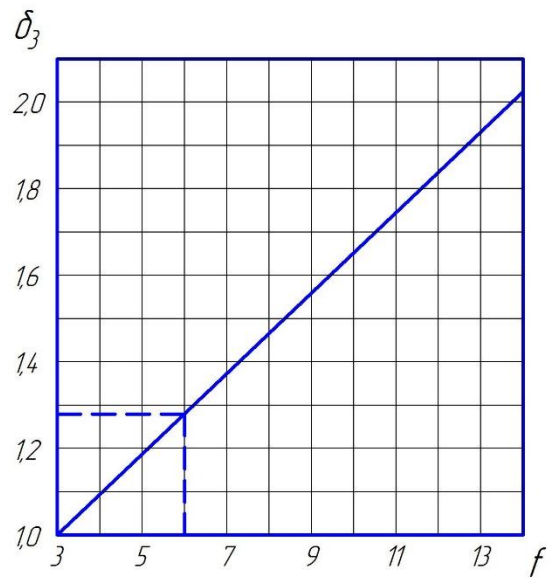


Рис. Д.5. Залежність коефіцієнта η_3 від коефіцієнта міцності руд (породи).

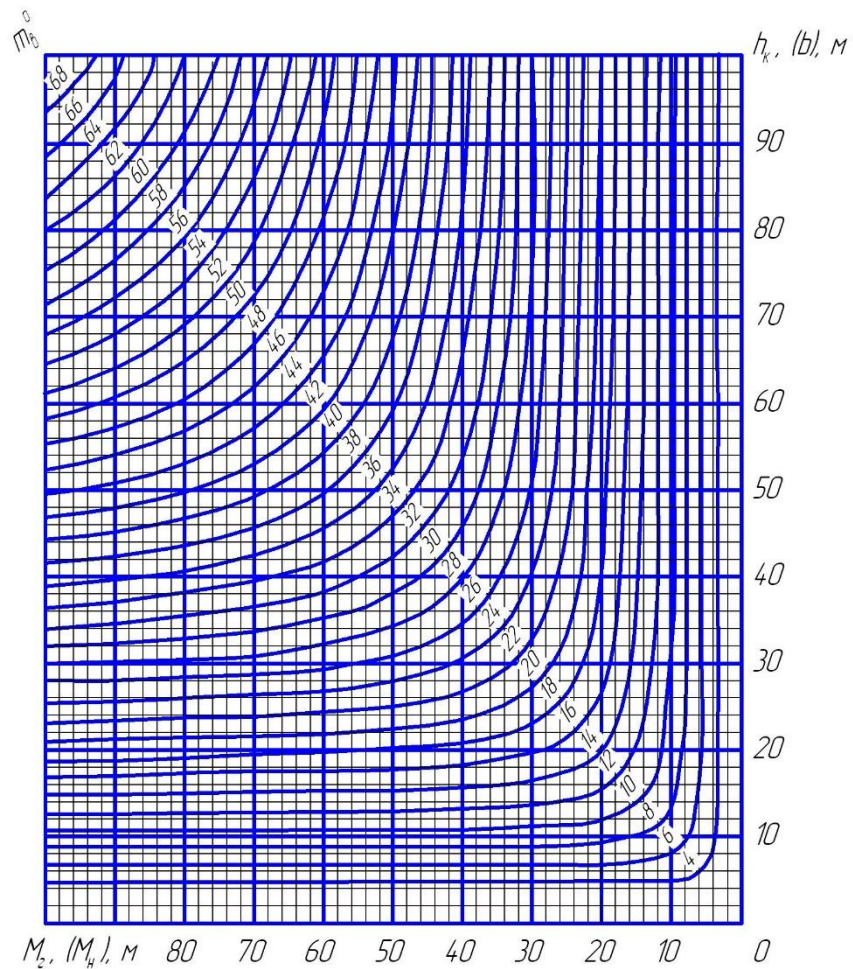


Рис. Д.6. Номограма для визначення розміру камери за падінням в залежності від товщини стеліни та висоти поверху.

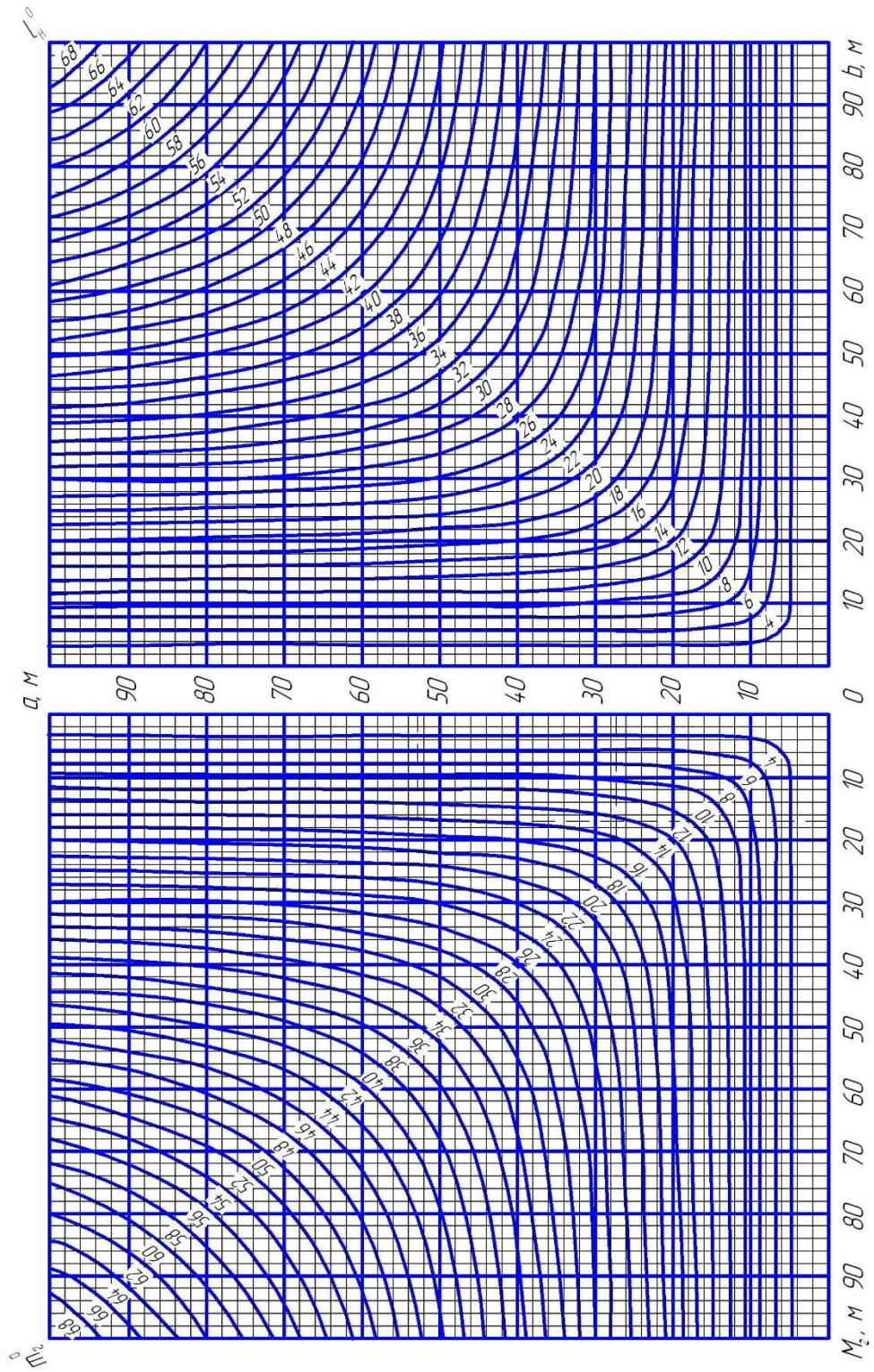


Рис. Д.7. Номограма для визначення розмірів оголення

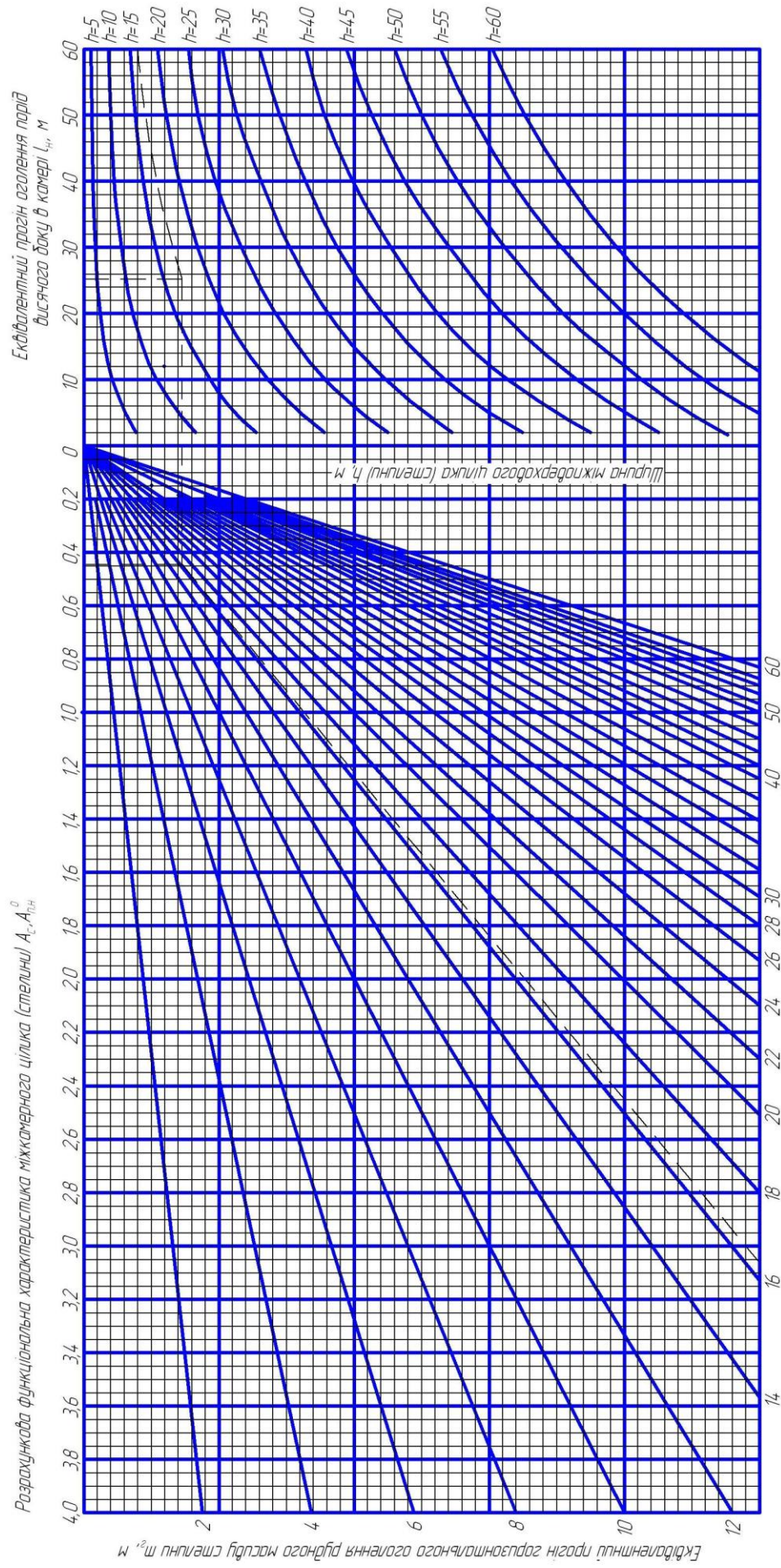


Рис. Д.8. Номограма для визначення товщини стеліни.

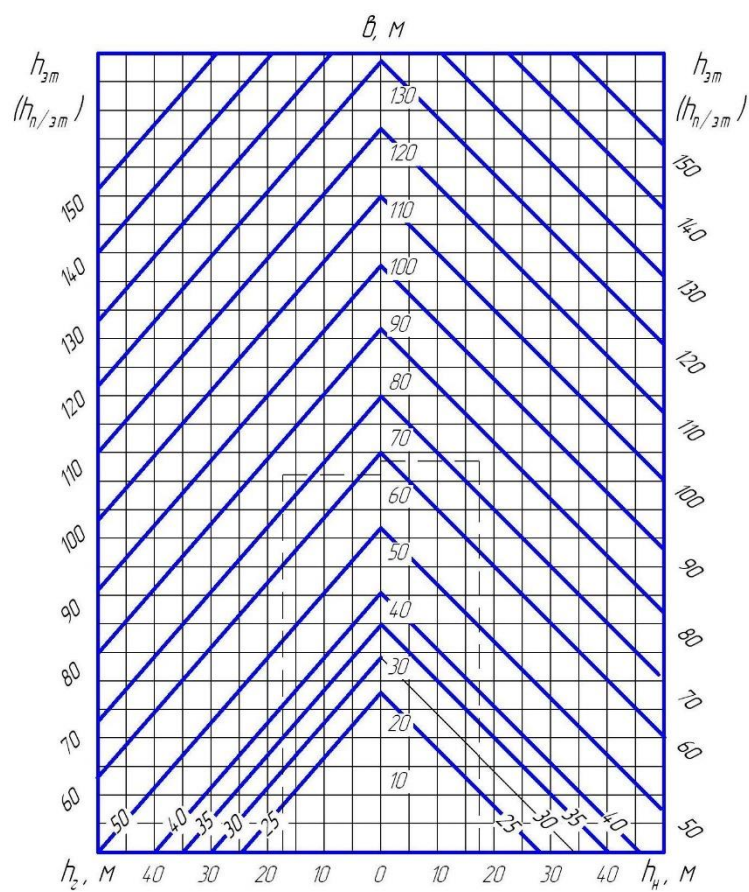


Рис. Д.9. Номограма для визначення розміру (висоти) камери за падінням

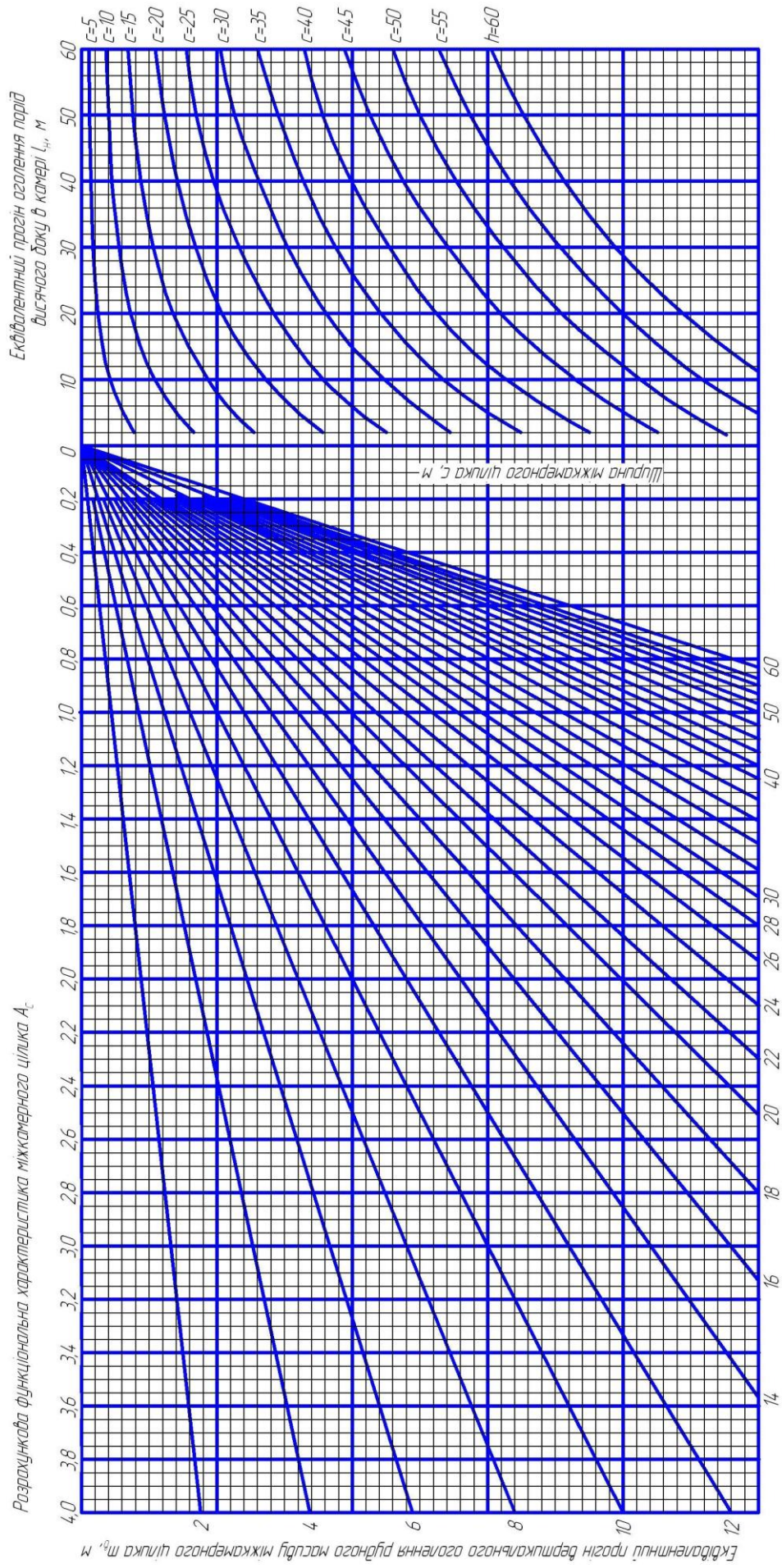


Рис. Д.10. Номограма для визначення ширини міжкамерного цилінка