

РЕФЕРАТ

Дипломний проект містить: 80 стор., 6 рис., 20 табл., 21 джерело технічної літератури, 4 листа графічної частини.

Об'єкт проектування: технологічні ланцюги ш. "Прохідницька" ЗАТ Запорізький залізорудний комбінат.

Ціль дипломного проектування – розробка проекту відробки руди гор. 840 м шахти "Прохідницька".

Методи обґрунтування: інженерний аналіз і техніко-економічне порівняння конкурентоспроможних варіантів.

У дипломному проекті описана геологічна будова родовища, розрахована кількість запасів руди, визначені виробнича потужність і режим роботи підприємства. Вирішені питання розкриття і підготовки родовища. Підготовка всіх горизонтів полягає в проведенні квершлагів і штреків лежачого і висячого боків, ортів і інших виробок. Штреки проводять на відстані 20-30 м від рудного тіла і збивають між собою ортами через кожні 30 м. Зроблені розрахунки параметрів провітрювання дільниці та дільничного транспорту.

В спеціальній частині вирішені питання, пов'язані з вибором раціональної технології очисних робіт. Були розглянуті різні варіанти очисних робіт та розраховані основні параметри технології очисних робіт, такі як система розробки, спосіб відбійки руди, спосіб доставки руди та спосіб підтримки виробленого простору. В якості системи розробки прийнято камерну систему з підповерховою відбійкою руди з подальшим заповненням очисного простору твердіючими сумішами. Відробка очисних камер проводиться в «шаховому» порядку. Відробка чергової камери проводиться після закладки суміжної камери і набору міцності штучного масиву. Відбійка руди в камерах здійснюється буровибуховим способом. Свердловини буряться верстатами НКР-100М і самохідними установками «Simba H1352». Відбійка руди в камерах підповерхова, вертикальними шарами.

Результати виконаної роботи рекомендуються до використання технічним, технологічним і економічним службам ш. "Прохідницька" при розробці програми розвитку гірничих робіт.

ШАХТА, РОЗКРИТТЯ, СИСТЕМА РОЗРОБКИ, МЕХАНІЗАЦІЯ, ТРАНСПОРТ, ОЧИСНІ РОБОТИ, ЕКОНОМІЧНИЙ ЕФЕКТ.

ЗМІСТ

	Стор.
ВСТУП.....	6
1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	7
1.1 Геологія родовища.....	7
1.1.1 Загальні відомості про шахту.....	7
1.1.2 Геологічна будова шахтного поля.....	7
1.2 Границі і запаси шахтного поля.....	12
2 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	18
2.1 Розробка основних напрямків проекту.....	18
2.2 Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробнича потужність шахти і режим її роботи.....	20
2.3 Розкриття, підготовка і система розробки родовища.....	22
2.3.1 Підготовка родовища і поверху.....	22
2.3.2 Обґрунтування прийнятої системи розробки.....	22
2.3.3 Розкриття родовища.....	25
2.3.4 Капітальні гірничі виробки.....	26
2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок.....	28
2.4.1 Обґрунтування оптимальних параметрів технологічних процесів, засобів механізації та організації робіт.....	28
2.4.2 Паспорта проведення підготовчих виробок.....	54
2.4.3 Енергопостачання ділянки та шахти.....	63
2.4.4 Заходи щодо охорони праці і безпеки робіт.....	65
2.5 Охорона праці.....	66
3 СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	68
ВИСНОВКИ.....	78
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ.....	79

ВСТУП

Гірничорудна промисловість відіграє важливу роль у народному господарстві нашої країни. Розвиток важкої і легкої промисловості багато в чому визначається ростом видобутку руд чорних, кольорових і рідких металів. Застосування атомної енергії в мирних цілях немислимо без розробки уранових родовищ.

Високий рівень гірничорудної промисловості — застава технічного прогресу у всіх галузях народного господарства. Для цього необхідно всіляко підвищувати ефективність розробки рудних родовищ, механізувати й автоматизувати процеси, особливо при підземному способі видобутку.

Основною задачею гірничодобувних підприємств є забезпечення народного господарства необхідною сировиною, найбільш підготовленою до наступної переробки. Одне з основних вимог, пропонованих споживачам мінеральної сировини відноситься до стабільності якісного складу. Коливання якості руди створюють значні труднощі в її переробці, пов'язані з необхідністю змінювати технологічні режими, що приводить до збільшення витрат на переробку, погіршує якість продукції, знижує видалення цінних компонентів.

Ще десять років тому Запорізький ЗРК був на підйомі, досягши піка у своєму виробництві. Вищою крапкою стали тоді 3 мільйони 700 тисяч тонн руди на рік. До того ж високим був і рівень рентабельності - 60-70%. Однак потім рік від року негативні явища, що підсилювалися, в економіці країни – а породжені ними серйозні труднощі не обійшли стороною і Запорізький ЗРК – привели до того, що сім років тому отут почалося поступове зниження виробництва, нижчою крапкою якого виявилися 2,6 мільйони тонн руди в рік.

На жаль, цим виниклі серйозні складності не обмежилися - важко стало і з перспективою підприємства: потрібно було, у міру видобутку руди, піклуватися про заділ на майбутнє, а для цього - прирощувати нові рудні площі.

Для того, щоб виробництво розвивалося, комбінату потрібно видавати порядку 5 млн.т руди в рік. Але податки з отриманого прибутку на комбінаті забирали усе більше і більше. У цій дуже критичній ситуації стало ясно, що потрібно розкривати горизонти більш глибокі. І якщо нині шахта працює на глибині 740, 840 м, то для поповнення запасів буде потрібно розкрити рудне тіло, що залягає нижче 840 метрів.

Тоді на комбінаті було вирішено створити спільне підприємство за участю закордонних партнерів. І тепер ЗЗРК представляє собою закрите акціонерне товариство. Словацькі партнери стали інвесторами комбінату: вони вирішили внести свою частку в основні фонди комбінату – сучасне устаткування.

Підвищити ефективність виробництва допомагає не тільки нова техніка, але і те, що комбінат перейшов на доломітову закладку замість піщаної, яка приблизно в три рази менш стійка.

І у впровадженні нової техніки – самохідної техніки, і в переході на освоєння глибоких горизонтів, і в удосконалюванні технології відпрацьовування рудного тіла і закладки виробленого простору бачиться майбутнє комбінату, планується вийти на рівень 4-4,5 млн.т/рік і підняти рентабельність виробництва, що складає нині 13-20 %.

1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

1.1 Геологія родовища

1.1.1 Загальні відомості про шахту

Шахта "Прохідницька" знаходиться на території Білозерського залізорудного району, в який входить Південно-Білозерське родовище. Адміністративно шахта підпорядкована Закритому акціонерному товариству "Запорізький залізорудний комбінат".

Білозерський залізорудний район розташований на території Васильєвського і Веселовського адміністративних районів Запорізької області і витягнутий в субмеридіальному напрямі на 40 км від Каховського водосховища на півночі до села Веселе на півдні. Площа району близько 1200 км². Район порівняно густозаселений. Поблизу родовищ знаходяться села Переверзівка, м. Білозерка, Новоалександрівка, Тимошовка. Найближчими великими промисловими центрами є міста Запоріжжя, Нікополь і Мелітополь.

Рельєф розглянутого району - на південь степова рівнина злегка похилої з середньою абсолютною позначкою + 70м. Клімат району помірно-континентальний, з частими сухими вітрами і з перевагою випаровуваності над випаданням атмосферних опадів (зона напівзасушливих степів). Зима м'яка, мало-сніжна. У літній час дощі випадають рідко. Максимальна глибина промерзання ґрунту не перевищує 50-60 см.

Транспортні умови району сприятливі. Уздовж району, на відстані від родовища 1,5 км проходить з півночі на південь залізниця, яка пов'язує м. Дніпрорудне з проммайданчиком ЗЗРК (зуп. Дніпрорудне) і на півдні, у роз'їзду Веселе, вона примикає до залізничної лінії Федорівка-Каховка. Відстань від зуп. Дніпрорудне до роз'їзду Веселе 18,5 км., а від нього до ст. Федорівка по магістралі Москва-Сімферополь - 25 км. Запорізький ЗРК сполучений з м. Дніпрорудне, а також з районними центрами - Велика Білозерка, Василівка і Михайлівка і із залізничною станцією Пришиб асфальтованою дорогою.

До району родовища підведені і перетинають його лінії високовольтних передач. Всі населені пункти електрифіковані і радіофіковані.

З місцевих будівельних матеріалів в районі є глини, придатні для виробництва цеглини, і будівельні піски.

1.1.2 Геологічна будова родовища

В геологічній будові кристалічного фундаменту району беруть участь метаморфізовані породи Конксько-верховцевської серії верхнього архея. Ці породи підстилають гнейсами і магматитами, що об'єднуються в Дніпровську групу.

Породи Конксько-верховцевської серії діляться на Конкську метабазитову світу (Ar₂k_n) і Білозерську кварцито-сланцеву світу (Ar₂Б). Конкська світа представлена метаморфізованими породами ефузивного, осадового і інтрузивного генезису: амфіболітами, ортосланцями, парасланцями, кварцитами.

Потужність світи біля 1200 м. Світа незгідно залягає на породах Дніпровської групи.

Білозерська кварцито-сланцева світа (Ar_2B) складена ефузивними і осадовими метаморфізованими породами: сланцями, кварцевими кератофірами, залістими кварцитами, багатим залізняком. Потужність світи 2855 м. Білозерська світа розділяється на три підсвіти: нижня - метапесчанико-сланцева (Ar_2B_1); середня сланцево-кварцито- (залізорудна) (Ar_2B_2); верхня кварцито-піщанико-сланцева (Ar_2B_3).

Нижня метапісковикова підсвіта (Ar_2B_1) представлена кварц-серіцитовими сланцями, метапісковиками, кислими і основними ефузивними породами. Потужність її біля 2200 м. Вище згідно залягає середня сланцево-кварцито- (залізорудна) підсвіта (Ar_2B_2), складена залістими кварцитами, багатими залізом. Потужність підсвіти 355 м.

Верхня кварцито-пісковикова-сланцева підсвіта (Ar_2B_3) представлена переважно породами середнього складу, підлегле значення мають основні кислі і ультра основні різниці, перетворені в процесі метаморфізму в плагиоклаз-кварц-хлоритові і кварц-біотитові сланці, які перешаровуються з метапісковиками і малопотужними прошарками магнетитових кварцитів.

Руднокрісталічний комплекс на Білозерському залізорудному родовищі перекритий могутньою товщею осадових порід. Поверхня кристалічного масиву поступово занурюється з півночі на південь і в цьому напрямі збільшується потужність осадової товщі від 140 м на півночі (профіль ХХХ) до 402 м на півдні (сверд. 330).

Потужність осадової товщі у межах експлуатованого Південо-Білозерського родовища складає до 230-280 м. У осадовій товщі виділяються відкладення крейдового періоду, палеогену, неогену і четвертинної системи.

1.1.3 Геологічна характеристика родовища

Південо-Білозерське родовище займає північну частину західного крила Центральної синклінали, будучи смугою шириною 182 м субмеридіального (від північно-західного до північно-східного) простягання. Простягання його змінюється: на південному фланзі (до розвідувального профілю 40-230) - північно-західне 310° , далі, на ділянці між розвідувальними профілями 39 і 40 - субмеридіальне 230° , і в північно-східній частині (на північ від розвідувального профілю 39) - північно-східне 40° . Падіння залістих кварцитів і руд круте, північно-східне і східне (у районі профілю 39) і південно-східне в північній частині. Кут падіння збільшується з півдня на північ з $60-65^\circ$ в районі профілю 41 до $85-90^\circ$ в районі профілю 39. На ділянці між профілями 39 і 38б падіння рудних тіл, в основному, $89-90^\circ$. Зрідка зустрічаються рудні тіла або їх частини, які мають кут падіння близько 65° .

Залягання залістих кварцитів та приуроченого до них заліза, як показують дані гірничоексплуатаційних робіт і розвідувальні бурові свердловини, значно ускладнено складчастістю четвертого, п'ятого і вищих порядків. Розривних порушень, які впливають на залягання порід і руд, не спостерігається. На південному

фланзі родовища, в районі профілю 41, знаходиться західний замок великої флексуropодібної складки, осьова площина має напрям на північний схід під кутом 20° . Простягання порід і руд тут міняється з північно-західного на субширотне. 60

Встановлений також широкий розвиток за всією площею родовища тріщин пологих і роздільно-вертикальних з кутом падіння до $10-20^\circ$ і азимутами простягання відповідно $250-275^\circ$ і 350°). Цими тріщинами залістисті кварцити розбиті на блоки.

Падіння порід на північній ділянці центральної частини родовища східне під кутом $80-88^\circ$, на південній частині – $65-70^\circ$.

1.1.4 Характеристика рудного тіла

Основна маса багаті залізної руди Південно-Білозерського родовища зосереджена в південній його частині від розрізу 41 до розрізу 39 в покладі «Головний» і залягає, в основному, поблизу лежачої сторони залістистих кварцитів. По падінню поклад «Головний» поширений від поверхні кристалічних порід і прямує нижчим гор. 1200 м зміщуючись з глибиною на північ.

Поклад «Головний» має складну шарообразну форму. Найбільша потужність покладу спостерігається в південній і центральній частині (110-120 м), далі на північ вона набуває складної будови і розщеплюється на ряд дрібних тіл. На півдні поклад підсичений на глибинах 1100-1500 м. Кут падіння покладу $56-77^\circ$, частіше $65-70^\circ$.

Поклад «Східний» поширений в північній частині родовища затуає поблизу сторони залістистих кварцитів і розташований паралельно покладу «Головний». Поклад має потужність від 2,5 до 24-30 м. розповсюджуючись з такою потужністю нижче гор. 840 м. На північ від профілю 38б він розчіплюється на окремі області.

Руди, в основній своїй масі, міцні, кусковаті з коефіцієнтом міцності від 3-5 до 10-12. Залізна руда родовища прив'язана до західного крила основної синклінальної структури і розміщений в горизонті залістистих кварцитів потужністю 150-300 м. Лежача сторона родовища представлена кварцито-серіцитовими сланцями, висяча - залістистими кварцитами, серіцит-хлоритовими сланцями і серпентінітами

Руди в переважній більшості відносяться до мартенівського типу. Інші руди представлені доменними рудами, що не вимагають збагачення. Характеристика рудних покладів приведена в табл. 1.1.

Таблиця 1.1 – Характеристика рудних покладів Південно-Білозерського родовища

Найменування (номер) тіла корисної копалини	Форма	Довжина, м		Сумарна потужність, м	Напрямок		Кут падіння, град.
		за простяганням	за падінням		простягання	падіння	
Поклад «Головний»	шарообр.	2240	1200	95-115	меридіональне	східне	65-75
Поклад «Східний»	шарообр.	800	>840	2,5÷24-30	меридіональне	східне	65-75

1.1.5 Мінералогічна характеристика

У складі залізних руд Південно-Білозерського родовища переважають, мартит, дисперсний й цементацийний гематит, кварц регенований і пойкилітовий, біотит, хлорит, апатит, карбонат, гетит.

Із супутніх (акцесорних) мінералів зустрічаються циркон, апатит, турмалін, лейкоксен, ільменіт. Усі вони а межах розглянутих ділянок промислового значення не мають.

По зовнішніх ознаках і фізичних властивостях руди відрізняються таким чином:

1. Мартитові – темно-сері із синюватим відливом, дуже міцні (міцність від 6-8 до 10-12).

2. Дисперсно-гематит-мартитові з червоним відтінком, менш міцні (міцність від 3-5 до 6-8).

3. Мартит-дисперсно-гематитові, бурочервоні, не міцні, пухкі (1-3).

По Південно-Білозерському родовищу пористість мартитових руд до гор. 1200 м змінюється від 2,08 до 32,26%, об'ємна вага складає 3,38-4,89 г/см³, зміст заліза - 66,0-68,4%.

1.1.6 Якісна характеристика

З загального обсягу запасів по Південно-Білозерському родовищу мартитові руди складають відповідно 30 і 28 %, Дисперсно-гематит-мартитові 68 і 65% і дисперсногематитові 2 і 7%. Інші змісти компонентів приведені в табл. 1.2.

Таблиця 1.2 – Середні змісти компонентів у рудах по основних мінералогічних підтипах

Компоненти	Мінералогічні підтипи руди	
	Мартитовий	Дисперсно-гематит-мартитовий
Кремнезем	10,0	15,0
Глинозем	0,9	1,6
Окис заліза	86,7	79,6
Закис заліза	0,9	1,3
Двоокис титану	0,05	0,09
Окис марганцю	0,12	0,03
Окис кальцію	0,25	0,12
Окис магнію	0,13	0,11
Луги	0,08	0,29
Фосфор	0,04	0,04
Сірка	0,02	0,02
Двоокис вуглецю	0,18	0,32
Вода	0,09	0,12
П.П.П	0,41	0,44
Залізо розчинне	61,3	57,3

Зміст заліза в рудах коливається від бортового (48 %) до 69 % по Південно-Білозерському родовищу.

Якість багатих залізних руд визначається з однієї сторони змістом заліза і кремнезему, а з іншого боку - кусковатістю, що має значення для віднесення їх до доменних чи мартенівських.

1.1.7 Фізико-механічні властивості руди і вміщуючих порід

Фізико-механічні властивості руд Південно-Білозерського родовища приведені у табл. 1.3.

Таблиця 1.3 – Фізико-механічні властивості руд Південно-Білозерського родовища

Родовище	Об'ємна вага, г/см ³	Пористість, %	Водопоглинання, %	Опір тиску, кг/см ²		Коефіцієнт міцності
				I нашарування	II нашарування	
Південно-Білозерське	4,0	19,6	3,57	550	360	5-3

Вміщуючими породами багатих залізних руд по висячому і лежачому боках є різного складу кварцити і сланці. У табл. 1.4 приведені середні значення показників фізичних властивостей бічних порід.

Таблиця 1.4 – Середні значення показників фізичних властивостей бічних порід

Породи	Об'ємна вага, г/см ³	Пористість, %	Водопоглинання, %	Тимчасовий опір тиску, кг/см ²		Коефіцієнт міцності
				I нашарування	II нашарування	
Кварцити лежачого боку	3,28	11	1,6	1176	782	12-9
Сланці лежачого боку	2,79	4,2	0,75	614	390	8-4
Кварцити висячого боку	3,21	8,4	1,06	1348	951	14-10
Сланці висячого боку	2,9	4,8	1,61	809	519	8-5

1.1.8 Гідрогеологічні умови

Родовище розташоване в північно-східній частині Причорноморського артезіанського басейну і має складні гідрогеологічні умови. Складність обумовлена наявністю над рудними покладами могутньої товщі осадових порід, що вміщують

ряд водоносних горизонтів і обводнює рудно-кристалічний масив Основними водоносними горизонтами, які обводнюють гірничі виробки, є Бучакський і руднокристалічний.

Бучакський водоносний горизонт прив'язаний до різнозернистих пісків потужністю від 10 до 20 м, які залягають на мергельній товщі верхньої крейди, а в північній частині - безпосередньо на рудах і їх кристалічних вмещаючих породах, створюючих єдиний водоносний горизонт з руднокристалічним комплексом.

На напірному горизонті величина натиску перед осушенням складала 160-200 м. Коефіцієнти фільтрації знаходяться в межах від 1,5 до 20,8 м/добу. За якістю, води бучакського горизонту - прісні. Сухий залишок складає 0,4-1,5 грам/л.

Водопритік водоносного горизонту порід руднокристалічного комплексу знаходиться в прямій залежності від ступеня тріщинуватості порід, яка розвинена у край нерівномірно, як по глибині так і за площею. У зв'язку з цим питомий дебіт бурових свердловин, які розкрили кварцити, руди, серпентиніти і сланці кристалічного комплексу коливалися в межах від 0,12 до 3,8 м³/год., а коефіцієнти фільтрації – від 0,1 до 2,3 м/добу.

Мінералізація підземних вод, які відкачані безпосередньо з руднокристалічного масиву, висока (величина сухого залишку змінюється від 1-2 г/л до 19-55 г/л). Води набувають агресивних властивостей щодо металу і бетону.

Вологість руди на виїмочних ділянках доведена до кондиції (3-6%).

Сумарні водопритоки в гірничі виробки Південно-Білозерського родовища (на гор. 840-1210 м) при повному розвитку гірничих робіт складуть 1600 м³/год.

1.2 Границі і запаси шахтного поля

Границями шахтного поля є:

- по простяганню родовища – лінія виклинування рудного тіла з півдня на північ;
- по повстанню – вихід рудного тіла під наноси;
- по падінню – умовна границя контуру покладу з підрахуванням запасів руди категорії В і С₁ до глибини 1200 м, нижче глибини 1200 м знаходяться запаси категорії С₁ і С₂, віднесені до перспективних.

Методи підрахунку запасів

У літературі описано більше 20 способів підрахунку запасів твердих корисних копалин вертикальних паралельних перетинів, горизонтальних паралельних перетинів, непаралельних перетинів, лінійний, геологічних блоків, середнього арифметичного, експлуатаційних блоків, багатокутників, трикутників, чотирикутників, ізоліній, ізогипс, статистичний.

Всі методи підрахунку запасів можна розглядати як модифікації двох основних: геологічних блоків і паралельних розрізів.

При використанні методу геологічних блоків основною графікою для визначення об'ємів руди є подовжня проекція на вертикальну (для крутопадаючих тіл) або горизонтальну (для пологопадаючих тіл) площість.

При методі паралельних розрізів основною підрахунковою графікою з розрізи на яких нанесені контури рудних тіл. Подовжня проекція грає допоміжну

роль і відображає ув'язку рудних тіл між розрізами, на ній замірюють відстані між паралельними розрізами.

1. Спосіб розрізів

Для підрахунку запасів використовуються геологорозвідувальні розрізи, створюючи систему розвідувальних робіт. Контури запасів відбудовуються в площині геологічних розрізів, а межі окремих під рахункових блоків збігаються з площиною розрізів.

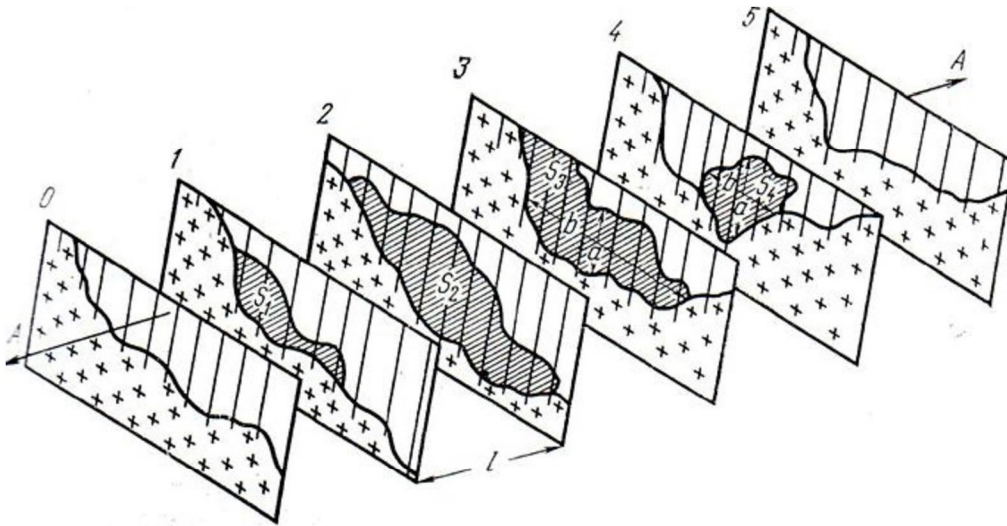


Рисунок 1.1 – Підрахунок запасів способом розрізів

Запаси підраховуються роздільно в кожному блоці, а потім підсумовуються по всьому покладу. Спосіб розрізів забезпечує найбільш правдоподібне перетворення обсягів покладів, а поєднання підрахункових і геологічних розрізів в одній площині сприяє повному обліку геологічних особливостей родовища при проведенні контурів промислової мінералізації.

Залежно від орієнтування розвідувальних розрізів розрізняють способи підрахунку запасів: вертикальними й горизонтальними паралельними розрізами.

Для обчислення обсягів блоків між розрізами, розташованими один від одного на відстані (L) залежно від форм і співвідношення площ продуктивних покладів S_1 і S_2 застосовують формули:

- призми

$$W = \frac{S_1 + S_2}{2} L, \text{ якщо площі, перетинів приблизно рівновеликі.}$$

- усіченої піраміди

$$W = \frac{S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 \cdot S_2}}{3} L, \text{ в тому випадку якщо площі суміжних перетинів}$$

мають подібні й близькі до ізометричних форми, але різняться по величині більш ніж на 40%.

Залежно від характеру виклинцювання крайніх блоків застосовують або формулу

$$\text{конуса } W = \frac{S1}{3} L;$$

$$\text{або клина } W = \frac{S1}{2} L.$$

Площі покладів у контурах промислової мінералізації виміряються безпосередньо на розрізах за допомогою планіметра або палетки.

Спосіб розрізів дозволяє найбільше повно врахувати й відбити геологічні особливості будови родовищ і покладів корисних копалин. Застосування цього способу особливо ефективно при підрахунку запасів у покладах складної форми й великої потужності.

Найбільш істотний недолік способів розрізів – обмеженість його застосування (тільки для випадків розвідки системами поперечних розвідувальних розрізів).

Дані по розвідувальних перетинах, розташованих не в площині поперечних розвідницьких розрізів не можуть бути використані для обчислення основних підрахункових параметрів. У таких випадках розвідані запаси підраховуються способом блоків.

Спосіб блоків

Застосовується для підрахунку запасів покладів розвіданих по неправильній геометричній мережі, тобто тоді коли побудувати систему поперечних розрізів досить складно або неможливо. Також даний метод використовується для підрахунку запасів малопотужних жил.

При підрахунку запасів способом блоків, площа поклади розділяється на окремі ділянки блоки. Об'єм покладу перетворюється в ряд зімкнутих фігур з високими рівними середніми потужностями підрахункових блоків.

При цьому методі точно також крутопадаючі поклади проектують на вертикальну площину, а пологопадаючі на горизонтальну.

Спосіб середнього арифметичного

Поклад дорівнюють до рівновеликої фігури-диску з висотою рівної середньої потужності й периметром відповідному до зовнішнього контуру. Площу вимірюють планіметром, а середню потужність обчислюють по сукупності всіх розвідницьких перетинань.

Запаси підраховуються по формулах:

$$V=S \cdot m; \quad Q=V \cdot d; \quad p=Q \cdot C/100$$

де V – обсяг поклади;

S – площа поклади на проекції;

m – середня потужність;

Q – запаси руди;

d – об'ємна маса;

p – запаси металу;

C – середній зміст корисного компонента в обсязі поклади.

2.2. Спосіб геологічних блоків відрізняється від способу середнього арифметичного тим, що в загальному контурі по сукупності геологічних ознак виділяється ряд самостійних геологічних блоків.

Підрахунок запасів ведеться роздільно по кожному геологічному блоку. Цей спосіб єдино правильний при неправильній розвідницькій мережі. Звичайно застосовується при підрахунку запасів складчастих і інших складно побудованих покладів.

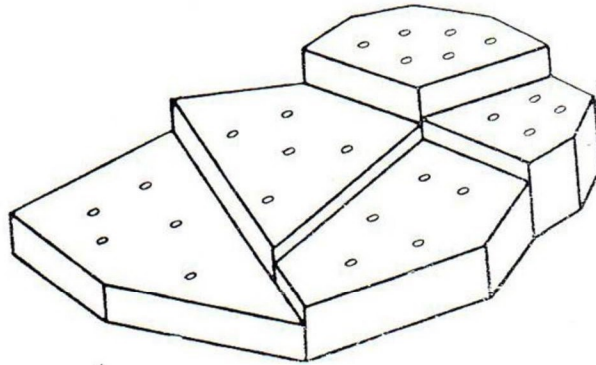


Рисунок 1.2 – Підрахунок запасів способом геологічних блоків

Перетворення тіла корисної копалини в групу зімкнутих, разновеликих фігур при підрахунку запасів по способу геологічних блоків.

2.3 Спосіб експлуатаційних блоків

Застосовується для підрахунку запасів малопотужних покладів розвіданих системами подовжніх розрізів за допомогою гірничих виробок. Під експлуатаційними блоками маються на увазі окремі ділянки покладів оконтуренні гірничими виробками із двох-трьох або із чотирьох сторін.

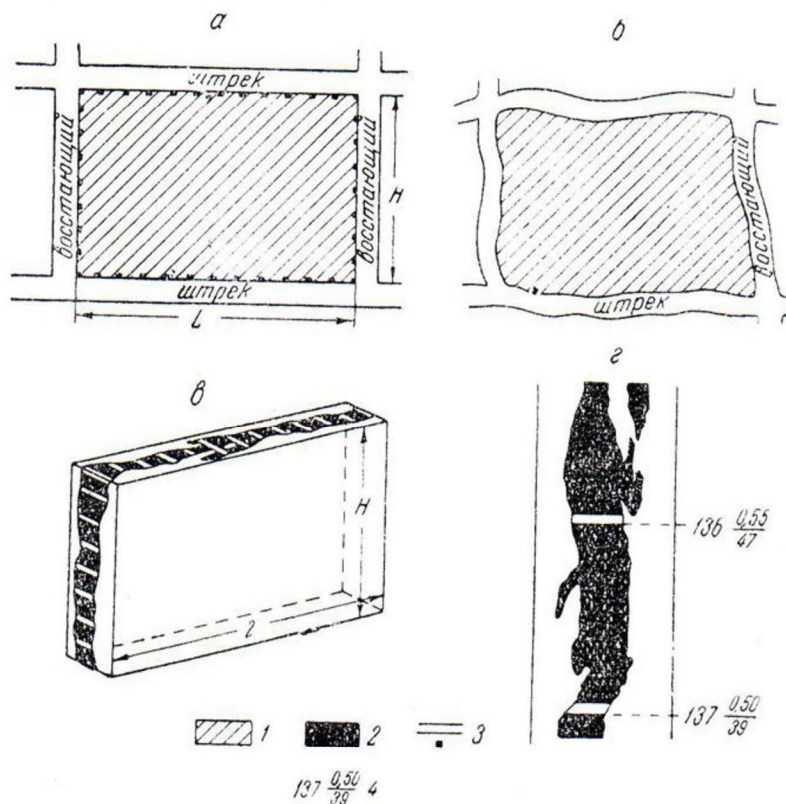
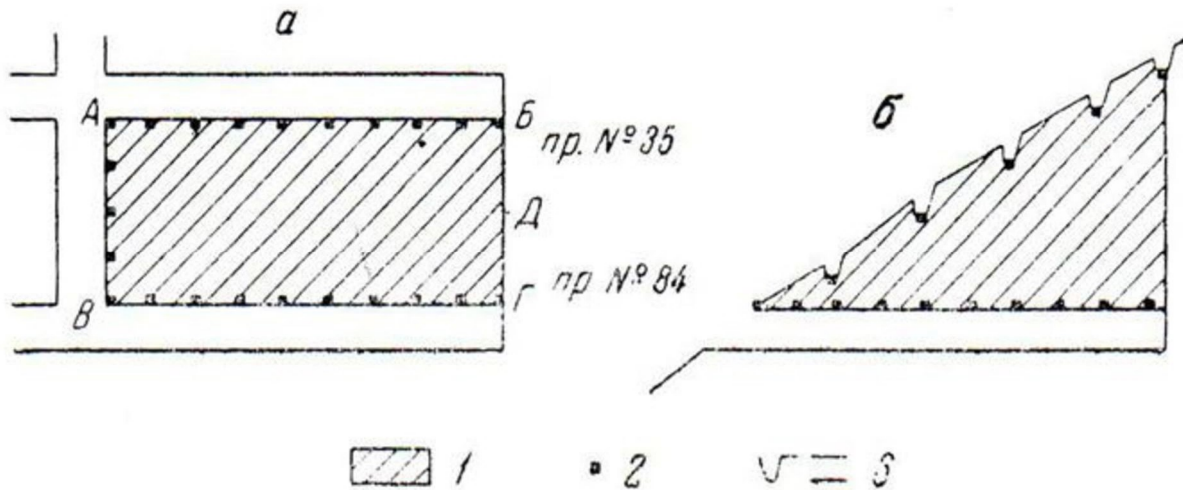


Рисунок 1.3 – Підрахунок запасів способом експлуатаційних блоків

Схема блоку, оконтуреного виробками із чотирьох сторін: а – проєкція блоку в плоскості жили; б – схема блоку з неправильними контурами; в – схематичне зображення блоку; г – частина плану випробування однієї зі сторін блоку; 1 – площа підрахункового блоку; 2 – рудне тіло; 3 – місце узяття борознених проб; 4 – номер проби.



а – оконтуренність із трьох сторін; б – оконтуренність із двох сторін; 1 – площа підсчитного блоку; 2 – місце узяття проби; 3 – гірські виробки.

Графічні побудови зводяться до складання поздовжньої проєкції покладу. Запаси руди корисного компонента по кожному експлуатаційному блоку визначаються як добуток його площі на середню вертикальну або горизонтальну потужність і на середню об'ємну масу корисної копалини. Запаси металу визначаються – як добуток запасів руди на середнєблочний зміст корисного компонента.

Підрахунок балансових запасів наведений в табл. 1.5.

Таблиця 1.5 – Підрахунок промислових запасів шахтного поля

Горизонт	Експлуатаційна площа, тис.м ²	Коефіцієнт експлуатації т/м ²	Початкові запаси в проектних контурах шахти, тис.т	Зміна початкових запасів з початку експлуатації, тис.т		Залишок балансових запасів, тис.т
				за рахунок зміни контурів, об'ємної ваги, змісту Fe, вологості, тис.т	погашення запасів, тис.т	
301-330	67,6	5.1	777	117.3	1407.6	6309.4
325-400	93,4	0.0	27243	-541.2	23886.3	3356.7
400-480	96,3	2.2	34563	-2801.5	26356.6	8206.4
480-640	94,8	4.3	55763	6370.1	56475.8	-712.8
640-740	83,2	19.6	29652	5920.4	12349.7	17302.3
740-840	85,4	15.4	30069	4764.2	5349.7	24719.3
840-940	72,8	1.1	25835	865.5	58.4	25776.6
Усього	82,5	4.7.9	210842.0	14694.8	125884.1	84957.9

2 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

2.1 Розробка основних напрямків відробки руди гор. 840 м

У табл. 2.1 приведені основні техніко-економічні показники роботи шахти на момент розробки проекту.

Таблиця 2.1 – Основні ТЕП по шахті "Прохідницька" за 2020 рік

№	Показник	Одиниці виміру	Значення показників	
			план	факт
1	Річна продуктивність	млн. т	4,3	4,5
2	Кількість робочих днів	днів	355	355
3	Кількість працівників (списочна)	чол.	3275	3283
4	Середньомісячна зарплата	грн.	24985	25068
5	Річний фонд оплати праці	тис. грн.	1023680	1208720
6	Змінна продуктивність			
	по шахті	т/зміну	13,9	14,1
	по системі	т/зміну	38,1	39,8
7	Об'єм капіталовкладень на промбудівництво	млн.грн.	3210,5	3216,9
8	Питомі капітальні витрати на 1 т руди	грн/т	280,95	281,26
9	Витрати матеріалів та енергії:			
	вибухові речовини	кг/т	0,59	0,59
	лісоматеріали	м ³ /тис.т	0,32	0,32
	електроенергія	кВт.год./т	3,81	3,83
	стиснене повітря	м ³ /т	176,0	176,86
	вода	м ³ /т	0,14	0,14
10	Собівартість 1 т руди:			
	по системі розробки	грн./т	262,0	263,49
	по шахті	грн./т	471,58	473,22
11	Відпускна ціна 1 т руди	грн.	534,0	536,59
12	Прибуток підприємства	млн. грн.	879	885
13	Фондовіддача	грн./т	0,14	0,14
14	Рентабельність	%	11,5	13,5

З переходом на глибокі горизонти, тобто при відробці поверхів 740-840 і 840-940 м в умовах підвищеного гірського тиску, в складних гідрогеологічних і температурних умовах, вживання технології і параметрів відробки покладів, які застосовувались на гор. 480-640 м ставить під сумнів досягнення такої економічної ефективності видобутку руди, при якій забезпечуватиметься рентабельна робота комбінату.

З погіршенням гідрологічних і гірничотехнічних умов при відробці гор. 840 м ускладнилися виробничі процеси на капітальних, гірничопідготовчих, нарізних і очисних роботах, осушення покладів, провітрювання гірничих виробок і інш. Ці

обставини зумовили сповільнений хід розвитку капітальних і інших робіт по розкриттю нових горизонтів.

Основними стримуючими чинниками, що впливають на ведення гірничо-капітальних і очисних робіт, а також досягненні шахтою її проектної потужності являються:

- велика глибина ведення гірничих робіт;
- складні геологічні умови відробки очисних камер, пов'язані з великою обводненістю руди і вміщуючих порід;
- відставання в термінах спорудження і проведення підготовчо-нарізних виробок для відробки запасів очисних камер;
- великі втрати рудної маси в ціликах при відробці очисних камер;
- експлуатація виїмкової і прохідницької техніки, що відпрацювала свій ресурс;
- складна система провітрювання шахти;
- великі витрати на приготування закладної суміші і складність її транспортування на глибокі горизонти.

Перелічені вище чинники залежать від вживаної на шахті технологічної схеми, зокрема вони пов'язані із вживаними на підприємстві технологічними процесами.

Аналіз відробки камер показує, що на ефективність видобутку руди з камер, а також на порядок відробки їх в шахтному полі істотний вплив робить ступінь осушення гірського масиву. У не дренажному масиві серйозні ускладнення виникають при веденні вибухових робіт, оскільки знижується якість відбійки, вибухова речовина розмокає, сплошність заряду порушується і в результаті вони не детонують. Крім того, при відробці камери в «вологому» масиві серйозні ускладнення виникають при випуску відбитої руди з рудоспусків і з виброживильників. При цьому створюються надзвичайно небезпечні умови роботи, оскільки мокра руда в рудоспуску зависає, а потім обрушується, миттєво виливається, руйнуючи випускні пристрої і так далі.

Проходка виробок по закладці із-за недостатньої її міцності і відсутності технологічного ланцюга по видачі закладки роздільно від руди представляє значну технічну трудність, що разом з витратами на транспортування руди до рудоспусків для її перепускання на концентраційний горизонт 640 м знижує ефективність відробки. Відмічено, що у зв'язку із збільшенням об'ємів камер і більш тривалим їх заповненням закладним матеріалом, підвищилася шаруватість штучного масиву, товщина шару стала менша, а число шарів по висоті камери більше, що значно знижує його міцність, а це у свою чергу приводить до руйнування масиву закладки і збільшення розубожування руди.

Із збільшенням часу відробки камер консервуються поряд розташовані з ними рудні запаси. Це звужує фронт гірничих робіт і приводить до зниження продуктивності шахти в цілому.

Висновки

Для ритмічної роботи шахти і досягнення нею проектної потужності необхідно:

- зробити залучення до відробки тимчасово неактивних запасів на діючих

поверхах (днище камер 480, 640, 740 і 840 м) і в першу чергу частину запасів рудної поточчини вище за гор. 340 м під запобіжним ціликом);

- зробити заміну застарілого устаткування на нове, більш досконале;
- впроваджувати у виробництво новітні досягнення науки і техніки;
- перед проведенням підготовчих виробок робити розвантаження гірського масиву шляхом буріння свердловин і подальшого дренажу води.

2.2 Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробнича потужність шахти й режим її роботи

Відробка очисних камер проводиться в «шаховому» порядку через 30 м. Відпрацьовані камери не повинні знаходитися в зоні впливу суміжних камер. Для відробки кожної камери складається проект, в якому робиться розрахунок параметрів по методиці інституту НДГРІ [2]. Відробка чергової камери проводиться після закладки суміжної камери і набору міцності штучного масиву.

Порядок відробки по вертикалі застосовується як висхідний так і низхідний. Відпрацьовані камери з суміжних поверхів повинні завжди знаходитися за межами зони загального впливу простору відпрацьованих камер.

Фактична потужність рудника по видобутку руди у 2020 році склала 4,5 млн.т на рік.

Визначимо виробничу потужність по гірських можливостях і терміну служби шахти [3]:

$$A = S \cdot V \cdot K_{\gamma} \cdot K_M \cdot \gamma_n \cdot \frac{1 - \Pi}{1 - P}, \text{ т/рік,} \quad (2.1)$$

де $S = 82500$ – середня горизонтальна експлуатаційна площа рудних покладів в межах шахтного поля, м^3 (див. табл. 1.5);

$V = 31,7$ – середнє пониження рівня очисних робіт за всією рудною площею, м/рік (див. табл. 1.5);

K_{γ} – поправочний коефіцієнт на кут падіння;

K_M – поправочний коефіцієнт на потужність рудного покладу;

$\gamma_n = 4,0$ – об'ємна щільність руди в масиві, $\text{т}/\text{м}^3$;

$\Pi = 0,08$ – коефіцієнт втрат руди [3], долі од.;

$P = 0,03$ – коефіцієнт розубожування руди [3], долі од.;

$$K_{\gamma} = 0,6 + 0,0037a = 0,6 + 0,0037 \cdot 80 = 0,896, \quad (2.2)$$

де $a = 80$ – середній кут падіння покладу, град.

$$K_n = \frac{1}{(0,02M + 0,78)}, \quad (2.3)$$

де M – середня горизонтальна потужність рудного тіла, м,

$$M = \frac{S}{\sum L} = \frac{82500}{1400} = 58,8 \text{ м,}$$

$\sum L$ - довжина покладу «Головний» за простяганням, м,

$$K_m = \frac{1}{(0,02 \cdot 58,8 + 0,78)} = 0,51,$$

$$A = 82500 \cdot 3,17 \cdot 0,896 \cdot 0,51 \cdot 4,0 \cdot \frac{1-0,08}{1-0,03} = 4531685 \approx 4,53 \text{ млн.т/рік.}$$

Розраховану виробничу потужність рудника по гірських можливостях пов'язуємо із запасами руди в родовищі і терміном його існування:

$$A = \frac{B \cdot (1 - P)}{T \cdot (1 - P)}, \quad (2.4)$$

де T - термін існування рудника, років;

$B=210842000$ - початкові запаси руди а проектних контурах шахти, тис.т (див. табл. 1.5).

Термін підробки покладу «Головний» до гор. 940 м складе:

$$A = \frac{B \cdot (1 - P)}{T \cdot (1 - P)} = \frac{210842000 \cdot (1 - 0,08)}{4530000 \cdot (1 - 0,03)} = 44 \text{ роки.}$$

Комбінат в даний час намічає зростання виробництва за рахунок введення в експлуатацію нових рудник площ на гор. 840 м і 940 м, відробку запасів запобіжного цілику камер, а також застосування нової самохідної техніки і устаткування на верхніх поверхах. За рахунок цього розрахунками виробничої програми в 2021 році силами комбінату планується добути і видати 4,5 млн.т руди. Освоєння Північного флангу верхніх горизонтів і послідовний планомірний розвиток за всією площею шахтного поля дозволить нарощувати щорічно роботу, а за умови відробки Північного флангу збільшити проектну потужність.

Режим роботи.

Річний режим роботи шахти: безперервний - на основному виробництві, переривчастий - на допоміжному. Режим роботи комбінату (відповідно до [4] пункт 3.6.2): число робочих днів для спеціальностей прохідник, бурильник, слюсар складе 264 дні в році з розрахунку 5 робочих днів на тиждень. Для ділянок здобичі число робочих днів в тиждень теж складає 5 днів, але оскільки бригади працюють по ковзаючому графіку і здобич ведеться щодня це дозволяє працювати 357 днів в році по здобичі руди. Число змін в добу по видачі руди складає три зміни. Тривалість робочої зміни на підземних роботах 7 годин 12 хвилин з перезмінкою 48 хвилин. На поверхні тривалість робочої зміни складає 8 годин 15 хвилин. На

очисних роботах всі зміни здобичі, ремонтних змін немає.

Оплата праці на підприємстві

Оплата праці працівників на підприємстві здійснюється за допомогою змішаної системи оплати праці, до якої зокрема відносяться:

для працівників основного виробництва – відрядно-преміальна;

для працівників цехів і служб - почасово-преміальна.

2.3 Розкриття, підготовка й система розробки родовища

2.3.1 Підготовка родовища і поверху

Підготовка всіх горизонтів полягає в проведенні квершлагів і штреків лежачого і висячого боків, ортів і інших виробок. Штреки проводять на відстані 20-30 м від рудного тіла і збивають між собою ортами через кожні 30 м.

Розглянута схема підготовки ефективна при розкритті потужних крутопадаючих родовищ. Ця схема забезпечує можливість кільцевого руху транспорту, а також покращує умови вентиляції. Для видачі витікаючого потоку із добичних ортів на горизонтах випуску пройдені польові вентиляційні штреки колектори гор. 635, 735, 835 м, які збиваються з ортами вентиляційними збійками. Для зв'язку поверхових горизонтів з підповерхами за межами рудного тіла пройдені вентиляційно-ходові підняття, які використовуються з метою вентиляції, переміщення людей і устаткування.

З гор. 640 до гор. 940 м пройдений транспортний ухил у вигляді серпантину під кутом 8° для переміщення самохідної техніки і має заїзди на підповерхи 665, 690, 715, 740, 775, 810, 875 і 910 м.

2.3.2 Обґрунтування прийнятої системи розробки

2.3.2.1 Гірничотехнічні умови розробки

Південо-Білозерське родовище складається з покладів «Головний» і «Східний». Основна маса залізних руд знаходяться в покладі «Головний».

Поклад «Головний» поширений на всьому родовищі, протяжністю до 2,5 км, має шарообразну форму. Найбільша потужність покладу 115 м, в південному крилі, на півночі потужність покладу зменшується до 10 м, вона має складну будову, вибиваючись клином на півночі. Поклад підсічений на глибині 1100 м.

Родовище розвідане на глибину в середньому 940 м від денної поверхні. Максимальна глибина розвідки рудного покладу складає – 1500 м. Поклад має субмеридіональне простягання на схід під кутом 65-80 градусів. Кут падіння покладу «Головний» 56-70, частіше 65-70 градусів.

Коефіцієнт міцності руд у цілому по родовищу коливається від 3-5 до 8-10. По мінералогічному складу переважають мартито-гематитові, гематито- мартитові, мартитові руди, що відрізняються високим змістом заліза. Серед, них виділені руди мартенівські із середнім змістом заліза 65,4-66,5% і руди доменні зі змістом заліза 52,3-62,9%. Об'ємна вага руди в цілому по родовищу 3,95 т/м³.

Більш міцні кварцити і сланці присвячені до всякого боку. Близько 76% сланців характеризуються коефіцієнтом міцності $f=6-8$, а 50% кварцитів мають $f = 10-12, 14-15$. Зміст заліза у вмішаних породах, коливається від 33 до 39%.

Рудні поклади родовища перекриті могутньою товщею осадових порід, що містять сім водоносних горизонтів. Коефіцієнт фільтрації пісків 16,6 м/добу, висота напору води 200-220 м.

2.3.2.2 Аналіз систем розробки

На шахті прийнята камерна система розробки з подальшим заповненням очисного простору твердіючими сумішами, що дозволить зменшити витрати на осушення, зберегти земну поверхню і підвищити безпеку ведення гірничих робіт під водоносними горизонтами. Спочатку намічалось родовище відпрацьовувати з обваленням налягаючих порід, коди стало ясно, що не вдається добитися повного водопониження Бучакського горизонту, було ухвалено рішення розробку його вести камерною системою з подальшим заповненням відпрацьованого простору твердіючою закладкою. Застосування закладки додає переваги при порівнянні з системою з відкритим очисним простором: по-перше, спостерігається значно менші втрати і розубожування руди, а по-друге, при її застосуванні зберігаються екологічна обстановка в районі розміщення комбінату (збереження поверхні, водних запасів і тому подібне) і не дозволяє відпрацьовувати родовище з достатньо високою ефективності. Окрім цього після відробки верхньої частини родовища (вище гор. 480 м) і закладки виробленого простору сумішами, що мають після затвердіння низькі фільтраційні властивості $K_{\phi} = 0,0001-0,0208$ м/добу, поверхи, що пролягають нижче, ізолюються від рихлої товщі. Що сильно обводнює, штучним водонепроникним масивом. Це виключає подальше осушення масиву, внаслідок чого створюється глибока депресивна воронка осушення радіусом більше 50 км, а це означає, що на величезних площах будуть виснажені запаси підземних вод, за рахунок яких живляться понад десяти крупних водозаборів з сумарною продуктивністю 20-25 тис.м³/добу.

Форма камер прямокутна та трапецієвидна. Камери відпрацьовуються через цілик, який дорівнює ширині камери і розташований навхрест простирання рудного тіла.

Порядок відробки по вертикалі поверхів застосовується як висхідний так і низхідний. Відпрацьовані камери в суміжних поверхів повинні завжди знаходитися за межами зон загального впливу простору відпрацьованих камер.

Як такі, паспорти управління гірським тиском для камер не складаються, оскільки покрівля камер, підтримувана закладкою, не обрушиться [2].

Більш детально вибір системи розробки розглянуто в основній частині проекту.

Відбійка руди.

На підставі прийнятих в гірничорудній промисловості технологічних схем відбійки руди застосовують буропідривний спосіб.

Відбійка основних камерних запасів здійснюється на компенсаційні вертикальні або похилі відрізи щілини віяловими комплектами висхідних і низхідних свердловин $d=105$ мм, які бурять верстатами НКР-100М і самохідними установками «Simba H1352» з підповерхових бурових ортів. Утворення відрізних щілин

виконується на відрізні підняттяві паралельними висхідними і низхідними свердловинами, які бурять з підповерхових бурових ортів і відрізних за ходок станками НКР-100М. Вибійка руди у камерах під поверхова, вертикальними шарами в одній площині або з випередженням верхніми підповерхами, здійснюється на попередньо розділенні компенсаційні вертикальні чи похилі відрізні щілини, розташовані поперек камери, віяловими комплектами висхідних і низхідних свердловин, які вибурюють з підповерхових бурових ортів та штреків.

Основний запас камер обурюється висхідними віялами свердловин завдовжки до 35м буровою установкою «Simba H1352», яка на відміну від станка НКР-100М при бурінні глибоких свердловин дозволяє досягти високої точності і високої швидкості буріння. Висхідне розташування свердловин дозволяє звести до мінімуму ручну працю по зачистці свердловин від рудного дріб'язку.

Відрізні підняттяві утворюються секційним підриванням комплекту свердловин, або буровим комбайном для проходки вертикальних виробок «Роббінс» 73PM-AC.

Випускне днище траншейного типу з випуском, обладнаними вібровантажними установками типу ВВДР-5. Траншейна підсічка камер розбурюється верстатами НКР-100М з підсічних ортів. Віджатка руди здійснюється составами із спарених електровозів К-14 у вагонетках ВГ-9, ВГ-4,5.

Віяла розташовуються один від одного (і свердловини теж) по перефії на відстані 2,5-3 м, залежно від коефіцієнта міцності і в'язкості руди. Нижні віяла, ряди свердловин перекривають верхні на 1,5-2 метри, щоб забезпечити опрацювання вибухом всього шару руди, на випадок осідання колонки розсипного ВР в свердловинах. Після повного відпрацювання камери, вироблений простір підлягає закладці. Закладна суміш подається по трубопроводах, прокладених з поверхні по свердловинах в районі маркшейдерської осі 11 північ д. 6 на горизонті покрівлі камер гор. 465, 480, 548, 605 та 690 м діаметром 219мм. Очисні роботи в камерах, що граничать із закладкою, повинні проводитися тільки після набуття нею розрахунковій міцності.

Очисні роботи і проходка виробок здійснюється із застосуванням серійних гірничих машин, що випускаються. Буріння свердловин проводиться пневмоударними станками НКР-100М і самохідними установками «Simba H1352», зарядження свердловин – достав очно-зарядними машинами МТЗ-3. Випуск руди - віброустановками типу ВВДР-5. Відкатка руди - електровозна, у глухих вагонетках ВГ-4 і ВГ-9 контактними електровозами К-14. На проходці виробок для навантаження гірничої маси використовуються: породонавантажувальні машини ПНБ, ППН, ПТ-4, а також скреперні лебідки, на відкадці використовуються вагони з донним розвантаженням типу ВПК-7,ВЛК-9, вагонетки з бічним перекидним кузовом. На проходці підняттявих – прохідницькі комплекси КПВ і буровий комбайн «Роббінс».

Основні техніко-економічні показники: на обсяг виробництва по видобутку руди 4,5 млн.т/рік відпрацьовуються і закладаються 25 камер. Середня продуктивність камер по випуску руди - 30 тис. т на місяць. Проектні витрати – 10% (факт 9%). Проектні засмічення – 5% (факт 4,3%). Витрати прохідницьких робіт – 5 м/1000т. Питомі витрати матеріалів: лісу – 0,32 м³/1000 т, електроенергії –

38,3 кВт-год/1000 т, пневмоенергії - 203,9 тис.м³/1000 т, води - 0,16 тис.м³/1000 т. Після виробки 80% запасів камери решта запасів повинна відпрацьовуватися не більше ніж за 6 місяців. Закладка камери проводиться за 1-2 місяці, залежно від її об'єму і місцезнаходження в шахтному полі.

2.3.2.3. Вибір і обґрунтування систем розробки для проектуемого поверху.

Для відробки проектованого поверху прийнята камерна система розробки з наступним заповненням очисного простору твердючою закладкою. Відбійка руди в камерах під поверхова, вертикальними шарами в одній площині або з випередженням верхніми підповерхами, виробляється на заздалегідь оброблену вертикальну відрізню щілину, розташовану у поперек камери. Розбурювання рудного масиву камер виробляється висхідними і низхідними віялами свердловин, пробуреними з підповерхових ортів і штреків верстатами НКР-100М діаметром 105 мм і буровою установкою «Simba H1352» діаметром 89 мм. Параметри розбурювання, на підставі розрахунків і досвіду відробки камер прийняті: відстань між віялами свердловин – 2,5-3,0 м, а між свердловинами по периферії у віял – 2,5-3,0 м. При бурінні зустрічно-спрямованих віял передбачений перебур свердловин 1,5-2,0 м в цілях забезпечення висоти відбитку руди у разі осідання колонкового заряду у свердловинах. Буріння у бік закладки передбачено з недобуром до 1,5-2,0 м з метою залишення запобіжної рудної кірки у закладки.

Відбійка камерних запасів руди виробляється по проектах і технічних розрахунках на масовий вибух. Форма камер – ромбовидна з днищем, створеним в рудному масиві у порід покладу. Підсічка камер утворюється шляхом вибуху свердловин, пробурених з підсічних заходок, з розширенням в одній з них відрізного підняттявого.

Система розробки прийнята по рекомендаціям ДНІГРІ «Системи розробки з твердючою закладкою для Запорізького залізорудного комбінату (типові паспорти)» і ПКВ ЗАТ ЗЗРК. Відробка камер в поверсі гор. 740-840 м виробляється по типових паспортах (поверхово-камерна система розробки з твердючою закладкою і одночасним відбоєм днища нищерозміщеного горизонту) і «Паспорту камерної системи розробки з твердючою закладкою похилими поверхами з концентрованим кутовим випуском на виробки лежачого боку», розробленому ПКВ АП «Запорізький ЖРК» для камер з очисним простором ромбічної форми і кутовим випуском руди.

Подача закладної суміші в камери буде здійснюється по трубопроводу, прокладеному зі штреку в/б гор. 605 м в очисний простір камери.

2.3.3 Розкриття родовища

Рудний поклад розкритий шістьма вертикальними стволами з поверхні (один з яких у висячому боці, два на флангах родовища і три в лежачому боці), одним сліпим стволом і поверховими квершлагами гор. 340, 400, 480, 560, 640, 740, 840 і 940 м. Три стволи лежачого боку, складають центральну групу стволів (ЦГС), знаходяться в створі центру родовища і призначені для видачі корисної копалини, породи, спуску-підйому людей, матеріалів, устаткування і інших допо-

міжних операцій, а також для подачі свіжою струмені повітря в шахту. Стволи знаходяться від родовища за межами мульди рушення на відстані 850-1100 м. В даний момент створи функціонують по забезпеченню видобутку руди до гор. 840 м з паралельним їх заглибленням для освоєння глибоких горизонтів до відмітки 940 м і надглибоких горизонтів останньої черги відробки до відмітки 1140 м. З трьох стволів ЦГС - один с вантажним №1 (ГС№1), він призначений для рудопорідного підйому, інший - вантажний №2 (ГС№2), обладнаний скіпами для рудного підйому і двоповерховою кліттю для матеріально-людського підйому, третій - допоміжний ствол ВС - призначений для матеріально-людського спуску-підйому з можливістю видача клітями породи. Всі стволи ЦГС круглого перетину з діаметром в світлу 7м². Закріплені стволи у верхній частині (комір) залізобетонним кріпленням до гор. 480 м_т комбінованою усередині металевою тубінговим кріпленням із зовнішньою бетонною сорочкою, нижче – бетонного кріплення з товщиною шару 400 мм.

Центральний сліпий ствол (ЦСС) пройдений з горизонту 400 м до гор. 940 м, теж знаходиться в центрі шахтного поля в 200 м від родовища. При заглибленні ствола будуть розкриті поверхи і підповерхи глибоких і надглибоких горизонтів 1040 м і 1140 м. ЦСС має круглий перетин діаметром в світлу 6,5м² закріплений бетоном. Для обслуговування, матеріально-людського і рудопідйомного спуску-підйому ствол оснащений двома клітями.

З боку лежачого боку родовища рудний поклад розкритий поверховими квершлагами через 80 м на горизонтах 400, 480, 640 м, а далі для глибоких горизонтів через 100 м по гор. 940 м і розкриватиметься по гор. 1040 м. Дія цілей вентиляції, аварійного підйому і прокладки водовідливних трубопроводів основних насосних станцій на флангах родовища з боку лежачого боку в 960 і 1100 м від рудного тіла з поверхні до гор. 400 м пройдено два вентиляційні стволи - південний вентиляційний ствол (ПдВС) і північний вентиляційний ствол (ПнВС). пов'язані з родовищем вентиляційними квершлагами (ПдВС - двома квершлагами по гор.400 м, ПнВС - квершлагом по гор. 400 м і ухилом гор. 340-480 м. Стволи круглого перетину з діаметром у світлі 6,0 м², закріплені комбінованим кріпленням (тубінги-бетон), оснащені кожен кліттю з противагою.

У 1700 м з боку висячого боку родовища до глибини 840 м пройдений дренажний вентиляційний ствол (ДВС), який намічається поглибити до гор. 1040 м. Ствол є вентиляційним і пов'язаний з родовищем квершлагами гор. 340, 400, 640 і 840 м. Ствол круглого перетину діаметром у світлі 6м² закріплений комбінованим кріпленням (тубінгами і бетоном). Ствол оснащений кліттю з противагою.

2.3.4 Капітальні гірничі виробки

2.3.4.1 Стволи

Характеристика шахтних стволів (головних, допоміжних, флангових), форма й площа їхнього поперечного перетину, глибина і матеріал кріплення, а також наявність у них інспекторського підйому й сходового відділення приведені у табл. 2.2.

Таблиця 2.2 – Характеристика стовбів

№№ п/п	Найменування стовбів	Глибина ствола, м	Переріз	Діаметр, м	Призначення	Кріплення	Підйомні установки	Підйомні посудя		протипожежні	Трубопроводи, діаметр, мм		
								скипи	кліті		стислого повітря	для по-дачі води	водові Дливи
1	Вантажний ствол № 1	1140	кругле	7,0	Вантажний	До глибини 30 м бетон товщ. 0,5 м, нижче 30-70 мм, нижче 400 м – бетон товщ. 0,5 м	ВЛК-35х2,7 ВЛК-65х2,7	2 скипи рудних і порідний СН-9,5-174	ні	€	-	-	-
2	Вантажний ствол № 2	950	-<<-	7,0	Вантажно-людський, повітря-подючий	-<<-	ВЛК-85х2,7	2 скипи рудних СН-9,5-174	Кліть 32КО4,5	€	219	-	-
3	Допоміжний ствол	1160	-<<-	7,0	Вантажно-людський, повітряподючий	-<<-	ВЛК-85х2,7	-	Кліть 32КО4,5 і бадля	€	245	-	4 шт. 426
4	Центральний сліпий ствол	400-940	-<<-	6,5	Вантажно-людський	Бетон	2Ц-4х2,3	-	2 кліті ІКН 4,5-1	-	1 шт. 245, 1 шт. 219	150	3 шт. 325, 1 шт. 426
5	Допоміжний сліпий ствол	480-840	квадратне	3х3,2	Людський	Бетон	Ц-2,5х2	-	Кліть ІНВ2,5-2	-	150	130	2 шт. -
6	Сліпий поглибовальний ствол	480-740	кругле	4,6	Вантажний	Бетон	Ц-2х1,5АР-28	-	баддя	-	150	100	2 шт. 219, 1 шт. 426
7	Північний вентиляційний ствол	400	-<<-	6,0	Вантажний, вентиляційний, повітряподючий	До 30 м – бетон, нижче тубинги	М2,1АР-60	-	1 кліть ІНВ36-7,5	€	426	-	3 шт. 426
8	Південний вентиляційний ствол	400	-<<-	6,0	Вантажний, вентиляційний, повітряподючий	-<<-	М2,1ХАР-65	-	1 кліть ІНВ36-7,5	€	426	-	3 шт. 426
9	Дренажний вентиляційний ствол	940	-<<-	6,0	Вентиляційний, повітряподючий	До 30 м – бетон, 30-400м – тубинги, нижче – бетон	2Ц-3,5х1,7	-	1 кліть 2ІНВ2,5	€	-	-	-
10	Північний вентиляційний сліпий ствол	400-640	-<<-	5,5	Вентиляційний	Бетон	ЦІ-1,6х1,2	-	1 кліть ІКН 1,04-1	-	-	-	-
11	Південний вентиляційний сліпий ствол	400-640	-<<-	5,5	Вентиляційний	Бетон	ЦІ-1,6х1,2	-	1 кліть ІКН4,5-1	-	426	-	-

2.3.3.2 Приствольний двір і головні розкриваючі виробки

На гор. 840 м споруджений приствольний двір кругового типу, розрахований на приймання руди і виконання допоміжних операцій. Пропускна спроможність приствольного двору складає 20000 т руди за добу.

В межах приствольного двору гор. 840 м побудовані наступні камери виробничого і службового призначення:

- камера завантажувальних пристроїв;
- три розвантажувальні ями;
- камери зумпфового водовідливу;
- центральна підземна електрична підстанція;
- насосна камера з водотрубним хідником і водозбірниками;
- дві камери очікування;
- камера медпункту;
- хідник для чищення зумпфа головного стовбура з камерою лебідки;
- склад вибухових матеріалів;
- камера гірничорятувального пункту;
- депо протипожежного потягу;
- санвузол.

2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок

2.4.1 Обґрунтування оптимальних параметрів технологічних процесів, засобів механізації та організації робіт

2.4.1.1 Способи відбійки руди, засоби буріння та заряджання

На підставі прийнятих у гірничорудній промисловості технологічних схем відбійки руди застосовуємо відбійку запасів руди буровибуховим способом [4].

Відбійка рудного масиву камери здійснюється висхідними і низхідними віялами свердловин, пробурених з підповерхових ортів аа відрізних штреків верстатами НКР-100МП діаметром 105 мм та високопродуктивною самохідною установкою «Simba H1352» діаметром 102 мм.

Основний запас камери обурюється висхідними віялами свердловин довжиною до 35м буровою установкою «Simba H1352», котра на відміну від верстата НКР-100М при бурінні глибоких свердловин дозволяє досягти високої точності та високої швидкості буріння. Висхідне розташування свердловин дозволяє до мінімуму скоротити ручну працю по зачистці свердловин під забросів руди у виробки.

Для відбійки камерних запасів як ВР застосовується Грамоніт 79/21 та патронований Амоніт №6ЖВ.

Для відбійки застосовується подвійна послідовно-паралельна схема підривання (з послідовним з'єднанням електродетонаторів у групах (віялах) та паралельним з'єднанням основних і дублюючих мереж).

Як вибуховий пристрій (джерело струму) застосовується випрямувальна станція з напругою 500В постійного струму.

Організація бурових робіт.

Бурові роботи проводяться у 3 зміни 5 робочих днів на тиждень. Тривалість робочої зміни па підземних роботах складає 7 годин 12 хвилин з перезміною 48 хвилин. Тривалість робочого тижня складає 36 годин. Число робочих днів у році - 357.

2.4.1.2 Вибір способів і засобів випуску, доставки та навантаження руди.

За даними практики розмір кондиційного куска приймаю 1000 мм. Руда з камер доставляється комбінованим способом: по очисному простору до місць випуску руда доставляється самопливом, далі по підготовчим виробкам до рудопусків або по нарізним до пунктів навантаженням у електровозний транспорт її доставляють механізованим способом.

Механічна доставка руди може здійснюватися скреперною установкою, віброустановкою та самохідним обладнанням.

Доставка скреперною установкою яка має ряд переваг (дешевше доставка обладнання на підповерхи, менші витрати на монтаж-демонтаж у порівнянні з вібродоставкою, малий переріз виробок) не забезпечує необхідної продуктивності камери по випуску, а також вимагає проведення великого об'єму підготовчо-нарізних виробок.

Доставка самохідним обладнанням має високу продуктивність, мобільність, виключаються допоміжні роботи по переносу, монтажу і демонтажу, навіть при непостійності робочих місць, але висока вартість обладнання, дороговізна запасних частин (у зв'язку з чим звичайно лише близько 1/3-1/2 машин готові до експлуатації) роблять високою собівартість доставки (в 2-3 рази у порівнянні з вібродоставкою).

Отже оптимальним варіантом є доставка віброживильниками, яка має відносно невисоку собівартість і забезпечує високу продуктивність і надійну роботу при будь-якому гранулометричному складі руди, у тому числі і при абразивній руді.

Випускне днище траншейного типу з випуском, обладнаним віброживильниками типу ВВДР-5. Навантажування руди здійснюється зразу у вагонетки ВГ-4,5, підкатка здійснюється контактними електровозами К-14, або спареними К14 з зчіпною вагою 14 і 28 тонн відповідно.

Віброживильники працюють безпосередньо під випускною виробкою, випущений негабарит подрібнюють на лотку віброживильника за допомогою накладних зарядів. Вторинне подрібнення здійснюється патронованим Амонітом №6ЖВ. У в'язких породах бурить шпури під заряд.

Для ліквідації зависань у дучку вводять заряд ВР вагою 3-5 кг з відрізком детонуючого шнуру і запалювальною трубкою, прикріпленою до кінця шесту.

2.4.1.3 Вибір закладного матеріалу, способу закладки відпрацьованого простору

Вибір закладного матеріалу.

Склади сумішей твердіючої закладки підбираються так, щоб була забезпечена необхідна міцність закладки, її економічність і транспортабельність самоп-

лив по трубах на значну відстань по горизонтах за рахунок статичного натиску або з використанням енергії стисненого повітря. Важливою особливістю суміші є її консистенція, яку необхідно підбирати так, щоб інертний заповнювач знаходився в зваженому поляганні в середовищі.

В даний час на ЗАТ ЗЗРК як інертний наповнювач для закладної суміші замість відходів Докучаєвського флюсо-доломитного комбінату використовуються відвальні породи, отримані від проходки гірничих виробок, а також золошлаки Запорізької ГРЕС.

Для підбору складів суміші для закладки використовується розрахунково-експериментальний метод, при якому початковий склад визначається розрахунковим шляхом, а потім коректується і уточнюється експериментально.

У основу методу підбору покладені наступні умови;

- водовміст закладної суміші не повинен перевищувати сумарне значення водоутримуючої здатності всіх складових суміш компонентів;

- загальна кількість тонкодисперсних фракцій (0-0,14 мм) у складі закладної суміші, включно в'язку і пиловідноглиністу фракцію наповнювача, повинно бути не менше 400 кг/м³, а кількість пульпи, утвореної цією фракцією, змішаною з водою, має бути не менше, чим об'єм порожнем наповнювача плюс 40 л.

Дотримання цих умов забезпечить високу рухливість і зв'язність, необхідну для транспортувати сумішей по трубах і укладання їх у вироблений простір, а також формування закладного масиву з щодо однорідною структурою і необхідними міцносними властивостями.

Для підбору складів суміші для закладки виконуємо попередній наближений розрахунок кількості компонентів закладки відповідно до вимог [5]:

1. Витрата води на затвір складає

$$q_{\text{в}} = 0,8 \frac{\gamma - \gamma_0}{\gamma}, \quad (2.5)$$

де γ , γ_0 - питома і об'ємна ваги інертного наповнювача, т/м³ ($\gamma = 2,9$ т/м³, $\gamma_0 = 1,5$ т/м³).

$$q_{\text{в}} = 0,8 \frac{2,9 - 1,5}{2,9} = 0,386 \text{ т.}$$

2. Мінімальна кількість в'язучого визначається з виразу:

$$\frac{q_{\text{ш}}}{\gamma_{\text{ш}}} = 1,35 \left(\frac{\gamma - \gamma_0}{\gamma} - \frac{q_{\text{в}}}{\gamma_{\text{в}}} \right), \quad (2.6)$$

де $\gamma_{\text{ш}}$, $\gamma_{\text{в}}$ - питома вага шлаку і води, т/м³ ($\gamma_{\text{ш}} = 2,75$ т/м³, $\gamma_{\text{в}} = 1,0$ т/м³).

$$q_{ш} = 1,35 \cdot 2,75 \left(\frac{2,9 - 1,5}{2,9} - \frac{0,386}{1} \right) = 0,36 \text{ т.}$$

3. Кількість інертного наповнювача:

$$\frac{q_{ш}}{\gamma_{ш}} + \frac{q_{в}}{\gamma_{в}} + \frac{q_m}{\gamma} = 1, \quad (2.7)$$

звідси:

$$q_m = 2,9 \left(1 - \frac{0,36}{2,75} - \frac{0,386}{1} \right) = 1,4 \text{ т.}$$

З метою забезпечення достатньої рухливості і в'язкості необхідних для транспортування сумішей по трубопроводах і укладання їх у вироблений простір, а також формування масиву з щодо однорідною структурою і необхідними міцносними властивостями, корегуємо кількість компонентів закладки і приймаємо:

кількість води, л/м³.....400

кількість в'язучого (мелений доменний гранульований шлак), кг/м³....400

кількість інертного наповнювача (відсів доломіту), кг/м³.....1400

У разі збільшення кількості в'язучого зменшується кількість інертного на такий же об'єм.

Виходячи з результатів наведених вище розрахунків і враховуючи, вказане коректування розроблений ряд складів закладних сумішей з використанням породи від проходки гірничих виробок і золошлаків Запорізької ГРЕС. Кількість в'язучого (доменного гранульованого шлаку) в цих складах змінювали від 400кг до 700 кг на м³ закладної суміші Як порода від проходки гірничих виробок прийнятий подгрозотний матеріал фракції до 20 мм.

Технологія приготування закладної суміші.

Приготування закладки здійснюється на закладному комплексі.

В процесі приготування організуються низхідні потоки матеріалів (поступове опускання технологічних ланцюгів), щоб переміщення і на кінцевій стадії змішування потоків компонентів закладки відбувалося під дією власної ваги.

Основою потокової технології приготування закладної суміші є відповідність технічних параметрів встановлених машин і механізмів гранично допустимим розмірам потоку використовуваних матеріалів. Це обумовлює необхідність обліку зв'язку між властивостями матеріалів, можливостями устаткування і продуктивністю закладного комплексу.

Загальна схема приготування закладної суміші складається з наступних етапів:

- транспортування компонентів закладки до закладного комплексу;

- вузол прийому матеріалів;
- склади і ємкості для заощадження компонентів закладки;
- конвеєрні лінії і технологічне устаткування переміщення і підготовки матеріалів;
- агрегати помелу доменних гранульованих шлаків;
- перемішування матеріалів в змішувачі і доведення консистенції суміші до заданих параметрів;
- транспортування закладної суміші по трубопроводу до місця робіт.

Ємкість складу компонентів закладки визначається з умови забезпечення безперервності процесу заповнення найбільш вірогідного числа камер, що одночасно поступають під закладку, з урахуванням дотримання допустимого часу стояння оголень гірського і штучного масиву, а також циклічності постачання матеріалів, і має бути не менш місячного об'єму споживаних комплексом матеріалів.

Складові частини закладки (інертні, в'язкі та ін.) поступають у відповідні витратні бункери. Ємкість бункерів повинна забезпечувати згладжування ефекту циклічності подачі матеріалів з складу на конвеєрні лінії.

Активізуючи добавки (цемент і аналогічні матеріали) розвантажуються з вагонів пневмобраторами, а завантажуються в спеціальні башти і подаються на технологічну лінію за допомогою стиснутого повітря.

Дозування матеріалів здійснюється шляхом установки необхідної швидкості руху стрічки живильника і зміни висоти потоку (отвори над стрічкою живильника). Висота потоку на живильниках може бути обмежена довжиною рухомого шибера, нахиленого під кутом, приблизно рівним куту природного укосу матеріалу, а також нерухомими бортами тічки. Довжина бортів, що захищають, біля тічок має бути не менше 3 м.

Транспортування закладної суміші.

Закладна суміш транспортується по трубах самоплив (за рахунок тиску стовпа суміші у вертикальному ставі) або за допомогою стиснутого повітря. При транспортуванні закладки на відстань більш ніж L необхідно застосовувати пневмотранспорт.

Дальність подачі суміші визначається з виразу:

$$L = (6 \div 8)H, \quad (2.8)$$

де H - висота заповнення вертикального ставу (горизонт закладки), м.

Для закладного трубопроводу застосовуються сталеві безшовні гарячекатані труби по ДСТ 8732-70 або сталеві безшовні холоднотягнуті і холоднокатані труби по ДСТ 8734-98. З'єднання труб повинне проводитися за допомогою зварки або на фланцях.

Закладний трубопровід складається з компенсаційного бункера, вертикальної і горизонтальної частини, а також дільничних горизонтальних гілок.

Вертикальна частина трубопроводу прокладається відповідно проекту по шахтному стовбуру або в трубі по свердловинах, обсаджених сталевими трубами, діаметр яких на 50-100 мм більше діаметру ставу. Вертикальна частина складається

ся з одного робочого і одного резервного ставу, а також трубопроводу діаметром не менше 100 мм для промислової води і кабелю зв'язку.

Горизонтальну частину трубопроводу, що складається з магістрального і блокових ділянок, укладають у виробках закладного горизонту. Магістральний трубопровід укладають з мінімальним числом колін і перетинів з ухилом від вертикального ставу на підставках. На колінах трубопроводу встановлюють бічні упори - підставки.

Паралельно і магістральним закладним трубопроводом прокладаються трубопроводи стислого повітря і вода для транспортування суміші і ліквідації закупок в закладному трубопроводі.

На ділянках пневмотранспорту магістральні обладналися пневмоврезками. Пневмоврезки встановлюють під кутом 300 до осі трубопроводу.

2.4.1.4 Засоби механізації і організації допоміжних процесів

Проведення всіх підготовчо-нарізних виробок здійснюється буропідричним способом, за винятком вентиляційно-ходових і матеріальних підняткових, які проходять буровою установкою «Robbins 73RM» шарошечним бурінням діаметром 2,0 м. Всі горизонтальні виробки мають сводкообразну форму кріплення їх при необхідності здійснюється торкретбетоном товщиною 50-100 мм. Відрізний піднятковий має прямокутну ферму з розмірами 2x3 м (6м²), кріплення його не передбачається. При проходці горизонтальних виробок в основному застосовується клинова форма врубу, шнура буряться коронками діаметром 64 і 43 мм. Довжина в основному 1,4-2,8 м.

На кріпленні виробок торкретбетоном застосовується «Spraymex-6050W». На доставці вантажу -«Normet».

Провітрювання підготовчих і нарізних виробок здійснюється нагнітальним способом вентиляторами місцевого провітрювання ВМ-5М, ВМ-6М.

2.4.1.5 Конструкція системи розробки і порядок виконання підготовчих, нарізних і очисних робіт в блоці

Підготовка та нарізка блоку здійснюється проходкою поверхових і підповерхових польових штреків лежачого та висячого боків, ортів та інших виробок. Штреки проводять на відстані 25-36 м від рудного тіла і з'єднують під собою ортами через кожні 30 метрів. Поверхові виробки пройдені через 100 метрів по глибині розробки і виконують функції концентраційних горизонтів (гор. 740 и 840 м).

Для видачі вихідного струменя з добичних ортів на горизонтах випуску руди пройдені польові вентиляційні штреки гор. 735, 835 метрів, які збиваються з ортами вентиляційними збійками. Для зв'язку поверхових горизонтів з підповерхами у межах рудного тіла пройдені вентиляційно-ходові підняткові, що використовуються з метою вентиляції та переміщення людей і устаткування.

Нарізні роботи полягають у проходці з відкотного штреку гор. 840 м ніш під віброживильники, дучки вибивають на рівень гор. 835 м. На рівні підповерхів (гор. 775 і 810 м) проходять підповерхові орти, котрі збиваються відрізними штреками, з яких розбурюють відрізний піднятковий. Відкотний орт гор. 740 м збивається з відрізним піднятковим відрізною заходкою.

Для забезпечення нормальних умов вентиляції та зручності ведення закладних робіт на гор. 715 м пройдено вентиляційно-закладний орт.

До початку очисних робіт в камері мають бути пройдені наступні підготовчі і нарізні виробки: відкотні штреки і орт гор. 840 м; підповерхові польові штреки лежачого та висячого боків, бурові орт і заходки та відрізні штреки на гор. 810, 775 і 740 м. Після проведення відкотних ортів гор. 840 м здійснюється проходка камер ПШВ, підсічних заходок і траншейного штреку гор. 835 м, а також вентиляційно-збирального штреку гор. 831 м. На гор. 715 м проходиться вентиляційно-закладний орт. Проведення відрізного піднягтевого проводиться після монтажу віброполків ПШВ-6.

2.4.1.6 Управління станом масиву гірських порід

Мінімальні прояви гірського тиску при системах із твердіючою закладкою, відсутність самообвалення в камерах і деформації масиву в міжкамерних ціликах за умовами максимального розвитку очисних робіт на даній ділянці родовища забезпечується правильним вибором параметрів камер і міжкамерних ціликів.

Поверх 740-840 м поділений на підповерхи (775, 810 м), з яких здійснюється оббурювання рудного масиву. Ширина камер обмежується буровими ортами, відстань між якими 30 м. У залежності від потужності рудного тіла камери розташовуються як навхрест простягання, так і за простяганням. Висота блоку – 100 м. Випуск руди здійснюється за допомогою ВВДР-5. Відстань між заходками ВВДР – 15 м.

Розрахунок параметрів проводимо згідно з методикою, розробленою ДНДГРІ, вказаною у «Типовій інструкції з визначення параметрів очисної виїмки при системах з твердіючого закладкою на гірничорудних підприємствах».

Вихідні дані:

1. Глибина розробки: $H_{cp} = (720-840)/2=780$ м; $H_0 = 720$ м);
2. Об'ємна вага налягаючих порід: $\gamma_{п} = 2,6$ г/м³;
3. Висота камери: $h_k = 103$ м.

Розрахунок параметрів очисного простору

1. Визначення розміру камери навхрест простягання (довжина камери) по допустимому вертикальному оголенню.

Допустимий еквівалентний вертикальний прогін визначається при:

$R_1 = 6800$ - межа міцності руди при одноосному стискуванні, тс/м²;

$f_p = 6$ - коефіцієнт міцності руди.

$$L_{н1} = \pi^2 \cdot \sqrt[3]{3f_p} \cdot \sqrt{\frac{R_1}{\gamma \cdot H_{cp}}} = 3,14^2 \cdot \sqrt[3]{3,0 - 6,0} \cdot \sqrt{\frac{6800}{2,6 \cdot 780}} = 47,36 \text{ м.} \quad (2.9)$$

Довжина камери визначається:

$$b = \frac{h_k - L_{н1}}{\sqrt{h_k^3 - L_{н1}^2}} = \frac{103 - 47,36}{\sqrt{103^3 - 47,36^2}} = 53,3 \text{ м.} \quad (2.10)$$

Прийняття до відробки довжина камери дорівнює потужності покладу і складає 50 м.

2. Визначення розміру камери за простяганням (ширина камери) по допустимому похилому оголенню руди висячого боку.

Допустимий еквівалентний прогін L_n визначається при:

$R_2 = 9100$ тс/м² - межа міцності породи при одноосному стискуванні;

$f_n = 72$ - коефіцієнт міцності руди в/б;

$\beta = 72$ – кут похилу порід висячого боку.

$$L_n = \frac{\pi^2}{\pi - 2 \cdot \sin \beta} \sqrt{\frac{R_2}{\gamma \cdot H_{cp}}} = \frac{3,14^2}{3,14 - 2 \cdot \sin 72} \sqrt{\frac{9100}{2,6 \cdot 780}} = 29,6 \text{ м.} \quad (2.11)$$

Ширина камери визначається при:

$h_k = 103$ м - висота камери по вертикальному оголенню, м.

$$a = \frac{h_k \cdot L_n}{\sqrt{h_k^2 - L_n^2}} = \frac{103 \cdot 29,6}{\sqrt{103^2 - 29,6^2}} = 30,9 \text{ м.} \quad (2.12)$$

Прийнята до відробки ширина камери складає 30 м.

3. Визначення розміру камери за простяганням (ширина камери) по допустимому горизонтальному оголенню.

Допустимий еквівалентний прогін L_k визначається при:

$R_3 = 8000$ тс/м² - середня межа міцності закладки в покрівлі камери при одноосному стискуванні;

$f_3 = 6,0$ - середній коефіцієнт міцності закладки в покрівлі камери;

$i = 55$ – кут нахилу покрівлі камери за простяганням, град.

$$L_k = p^2 \sqrt{(1 + \sin 2i) \frac{R_3}{r \cdot H_k}} = p^2 \sqrt{(1 + \sin 2 \cdot 55) \frac{8000}{2,6 \cdot 720}} = 28,4 \text{ м.} \quad (2.13)$$

Ширина камери визначається:

$$a = \frac{b_k \cdot L_k}{\sqrt{b_k^2 - L_k^2}} = \frac{50 \cdot 28,4}{\sqrt{50^2 - 28,4^2}} = 33,9 \text{ м.} \quad (2.14)$$

Довжина камери по горизонту $720 \text{ м} = 50 \text{ м}$.

Прийнята до відробки ширина камери складає 30 м.

2.4.1.7 Організація очисних робіт і основні техніко-економічні показники

Розподіл запасів руди в блоці по елементах і видах робіт з визначенням кількісних і якісних втрат, а також коефіцієнта розубоження і кількості видобутки рудної маси

Розподіл запасів руди в блоці по виробках та видах робіт виконуємо у табл. 2.3.

Визначаю втрати підготовчих і нарізних виробок на 1000 т:

балансових запасів:

$$\Delta l_{\bar{b}} = \sum L / 0,001 B_{\bar{b}л}, \text{ м/1000 т}, \quad (2.15)$$

вилученої рудної маси:

$$\Delta l_p = \sum L / 0,001 D_{\bar{b}л}, \text{ м/1000 т}, \quad (2.16)$$

де $\sum L = 1385$ - довжина усіх підготовчих і нарізних виробок в блоці, м (див. табл. 2.3);

$B_{\bar{b}л} = 491301$ - балансовий запас руди в блоці, т;

$D_{\bar{b}л} = 462542$ - вилучена рудна маса з блоку, т.

$$\Delta l_{\bar{b}} = 1385 / 0,001 \cdot 491301 = 2,82 \text{ м/1000 т},$$

$$\Delta l_p = 1385 / 0,001 \cdot 462542 = 2,99 \text{ м/1000 т}.$$

Визначаємо об'єм пустих порід на 1000 т вилученої рудної маси:

$$\Delta V_n = \sum V_{\text{пор}} / 0,001 D_{\bar{b}л}, \quad (2.17)$$

де $\sum V_{\text{пор}} = 5639$ - об'єм робіт по породах, м³ (див. табл. 2.3);

$$\Delta V_n = 5639 / 0,001 \cdot 462542 = 12,19 \text{ м}^3 / 1000 \text{ т}.$$

$$h_{1\text{св}} = h_1 - h_{\bar{b}} = 2230 - 200 = 2030 \text{ мм}, \quad (2.18)$$

$h_{\bar{b}} = 200$ – висота баласту, мм.

$$H_{\text{св}} = h_{0\text{св}} + h_{1\text{св}} = 1140 + 2030 = 3170 \text{ мм}. \quad (2.19)$$

Переріз виробки у світлі при коробчастому зведенні складе:

$$S = B_{\text{св}} (h_{1\text{св}} + 0,26 B_{\text{св}}) = 3440 \cdot (2030 + 0,26 \cdot 3440) = 10,0 \text{ м}^2. \quad (2.20)$$

Розрахований розмір поперечного перерізу виробки у світлі перевіряємо на швидкість руху повітря, необхідного для провітрювання:

$$V = Q / S \leq [V], \text{ м/сек.}, \quad (2.21)$$

де $Q = 50$ – середня кількість повітря, що проходить по відкотних виробках (за даними ПВС комбінату), м³/сек.;

$[V]$ – допустима швидкість руху повітряного струменя, м/сек (для відкотного штреку $[V]=6$)

$$V = 50 / 10,0 \text{ м/сек.} < 6 \text{ м/сек.} \quad (2.22)$$

Таблиця 2.3 – Розподіл запасів руди в блоці по виробкам і видам робіт

Найменування виробок і видів робіт	Кількість	Переріз виробки, м ²	Довжина, м		Об'єм, м ³		Об'ємна вага, т/м ³	Погашаемий запас руди, т		Втрапи руди		Коефіцієнт вилучення	Випускний запас руди, т	Вміст металу, %			Розубожування, %	Кількість пустих порід, т	Вилучена рудна маса, т	Вилучення рудної маси, %	% до вилученої маси			
			по руді	по породі	по руді	по породі		%	т	у рудному масиві	у рідній масі			у породі										
Підготовчі роботи																								
Відкотні штреки г. 840 м	2	11		60		660																		
Відкотний орт г. 840 м	2	11	160	86	1760	946	3,985	7014				1	7014	65,93		34,02				7014	100			
Разом			160	146	1760	1606	3,985	7014				1	7014	65,93		34,02				7014	100	1,52		
Нарізні роботи																								
Вент. штрек-колектор г. 835 м	1	6,7		30		201	3,985																	
Ніши під ВВДР-5 г. 840м	2	10	14		140		3,985	558				1	558	65,93		34,02				538	100			
Підсічні заходки г. 835м	2	6,7	20		134		3,985	534				1	534	65,93		34,02				534	100			
Підповерховий штрек г. 775,810м	4	9,7		120		1164	3,985																	
Буровий орт г. 775,810 м	4	9,7	325	275	3153	2668	3,985	12563				1	12563	65,93		34,02				12563	100			
Бурова заходка г. 740м	1	9,1	37		337		3,985	1342					1342			34,02				1342	100			
Відрізна заходка г. 740м	4	11,4	14		160		3,985	636				1	636	65,93		34,02				636	100			
Відрізний штрек г. 715,775,810м	1	11,4	81		923		3,985	3680				1	3680	65,93		34,02				3680	100			
Відрізний підняттевий Льодзький ходок г. 740м	2	6	151		906		3,985	3610				1	3610	65,93						3610	100			
	3	6,7	12		80	0	3,985	320				1	320	65,93						320	100			
Разом			654	425	5832,6		3,985	23243				1	23243	65,93		34,02				23243	100	5,03		
Очисні роботи																								
Відрізна шліфна	1				4674		3,985	18626				1	18626	65,93	65,93	34,02				18626	100			
Віймика запасів камери	1				111021		3,985	442419	6,5	28757		0,935	413661	65,93	65,228	34,02	2,2		9101	413659	93,5			
Разом														65,93	65,93	34,02								
Всього			814	571	123288	5639	3,985	491301	5,85	28757		0,941	462544	65,93	65,302	34,02	1,97		9101	462542	94,146	100,00		

Утворення підсїчної камери

Підсїчка камери утворюється шляхом вибуху свердловин відрізки, пробурених з гор. 810 м вниз до ґрунту підсїчних заходок на двох (у вісях 5пд+15м і бпд+15м) відрізних підняттевих у відрізню щїлину з подальшим відбоєм на неї віял в/б і л/б до утворення випускних воронок і надання траншейної форми. Розрахунки підсїчки камери представлені у відповідних розділах (розрахунок відрізної щїлини і розрахунок відробки камери).

Утворення відрізної щїлини

Відрізна щїлина шириною 3 м утворюється упоперек камери шляхом послїдовного підривання зарядів нїзхідних і висхідних свердловин на відрізний підняттевий. Свердловини діаметром 105 мм бурять з відрізного штреку горизонту 740 м буровим верстатом НКР-100М. Свердловини діаметром 102 мм бурять з відрізних штреків горизонтів 715, 775, 810 м буровою установкою «Simba H1352». Зарядка свердловин проводиться вручну ланкою з 3 чоловік. Випуск руди віброживильниками ПШВ-6.

Враховуючи важкі умови робота зарядів ВВ при невеликій ширини вільного простору, приймаємо розташування по 4 свердловинам в ряду, з ЛНС $W=2,0$ м дня спарених рядів і 1,8 м для одинарних рядів свердловин. Відстань між свердловинами в пучках $a=0,6$ м.

1. Довжина і кількість свердловин для утворення відрізної щїлини визначається графічно (дивись графічну частину) і складає:

З гор.715 м: буряться 40 свердловин в покрівлю і 40 – в ґрунт.

Всього по гор. 715 м

$$\sum n_{скв} = 40 + 40 = 80 \text{ шт.}$$

$$\sum l_{скв} = 480 + 440 = 920 \text{ м.}$$

$$\sum l_{зар} = \sum n_{скв} - 2 \cdot \sum l_{скв} = 920 - 2 \cdot 80 = 760 \text{ м.}$$

у покрівлю	
$N_{скв}$	$l_{скв}$
1-40	12
Сума	480

у ґрунт	
$N_{скв}$	$l_{скв}$
1-40	11
Сума	440

З гор.740 м: буряться 40 свердловин в покрівлю і 40 – в ґрунт.

Всього по гор. 740 м

$$\sum n_{скв} = 40 + 40 = 80 \text{ шт.}$$

$$\sum l_{скв} = 520 + 600 = 1120 \text{ м.}$$

$$\sum l_{зар} = \sum n_{скв} - 2 \cdot \sum l_{скв} = 1120 - 2 \cdot 80 = 960 \text{ м.}$$

у покрівлю	
$N_{скв}$	$l_{скв}$
1-40	13
Сума	520

у ґрунт	
$N_{скв}$	$l_{скв}$
1-40	15
Сума	600

З гор.775 м: буряться 40 свердловин в покрівлю і 40 – в ґрунт.

Всього по гор. 775 м

$$\sum n_{скв} = 40 + 40 = 80 \text{ шт.}$$

$$\sum l_{скв} = 680 + 640 = 1320 \text{ м.}$$

$$\sum l_{зар} = \sum n_{скв} - 2 \cdot \sum l_{скв} = 1320 - 2 \cdot 80 = 1160 \text{ м.}$$

у покрівлю	
$N_{скв}$	$l_{скв}$
1-40	17
Сума	680

у ґрунт	
$N_{скв}$	$l_{скв}$
1-40	16
Сума	640

З гор.810 м: буряться 40 свердловин в покрівлю і 68 – в ґрунт.

Всього по гор. 715 м

$$\sum n_{скв} = 40 + 68 = 108 \text{ шт.}$$

$$\sum l_{скв} = 800 + 1140 = 1940 \text{ м.}$$

$$\sum l_{зар} = \sum n_{скв} \cdot 2 \cdot \sum l_{скв} = 1940 - 2 \cdot 108 = 1724 \text{ м.}$$

у покрівлю	
$N_{скв}$	$l_{скв}$
1-40	20
Сума	800

у ґрунт	
$N_{скв}$	$l_{скв}$
1-4	6
5-8	7
9-12	13
13-16	14
17-20	19
21-44	23
45-52	17
53-56	16
57-60	15
61-64	12
65-68	11
Сума	1140

2. Визначаємо сумарну кількість свердловин у відрізці:

НКР-100М $N_{скв1} = 80 \text{ шт.}$

Simba H1352 $N_{скв2} = 80 + 80 + 108 = 268 \text{ шт.}$

Загальний $\sum N_{скв} = 80 + 268 = 348 \text{ шт.}$

3. Визначаємо сумарну довжину свердловин у відрізці:

НКР-100М $L_{скв1} = 1120 \text{ м.}$

Simba H1352 $L_{скв2} = 920 + 1320 + 1940 = 4180 \text{ м.}$

Загальний $\sum L_{скв} = 1120 + 4180 = 5300 \text{ м.}$

4. Визначаємо сумарну довжину заряджаємих свердловин у відрізці:

діаметр 105 мм $L_{зар1} = 960 \text{ шт.}$

діаметр 89 мм $L_{зар2} = 760 + 1160 + 1724 = 3644 \text{ шт.}$

Загальний $\sum L_{зар} = 960 + 3644 = 4604 \text{ шт.}$

5. Визначаємо загальну витрату ВР:

Грамоніт 79/21 $Q_{свгр} = \sum L_{зар} \cdot g = 960 \cdot 9,5 + 1644 \cdot 9,5 = 41916 \text{ кг.}$

Амоніт №6ЖВ $Q_{свам} = \sum N_{скв} \cdot g = 348 \cdot 2,5 = 870 \text{ кг.}$

$$\sum Q_{св} = Q_{свгр} + Q_{свам} = 41916 + 870 = 42786 \text{ кг.}$$

6. Визначаємо кількість руди у відрізній щілині:

Об'єм відрізки визначаємо як суму об'ємів простих фігур (дивись графічну частину)

$$V_{вщ} = \left(L_{скв1} \cdot h_1 + L_{скв2} \cdot h_2 + L_{скв3} \cdot h_3 + L_{скв4} \cdot h_4 + \frac{L_{вщ.в} + L_{вщ.н}}{2} \cdot h_5 \right) \cdot B_{вщ} \cdot V_o,$$

де $h_1=12$, $h_2=22$, $h_3=31$, $h_4=34$, $h_5=23$ – висота відрізки відповідно в підповер-

сі 699-715 м, 715-740 м, 740-775 м, 775-810 м и 810-835 м, м;

$L_{СКВ1}, L_{СКВ2}, L_{СКВ3}, L_{СКВ4} = 16$ – довжина ВЩ в підповерсі 699-715 м, 715-740 м, 740-755 м, 755-810 м, м;

$L_{ВЩ.В}, L_{ВЩ.Н} = 8$ – довжина відповідно верхньої і нижньої підстави ВЩ в підповерсі 810-835 м;

$B_{ВЩ} = 3,0$ – ширина ВЩ, м;

$V_o = 906$ – об'єм руди в відрізнному підняттявому, m^3 (дивись табл. 2.3)

$$V_{вщ} = \left(16 \cdot 12 + 16 \cdot 22 + 16 \cdot 31 + 16 \cdot 34 + \frac{16+8}{2} \cdot 23 \right) \cdot 3,0 \cdot 906 = 4674 \text{ м}^3.$$

7. Визначаємо балансові запаси руди, розорювані з горизонту 740 м (верстатом НКР)

$$V_{вщ1} = \frac{(h_2 + h_3) \cdot L_{СКВ} \cdot B_{вщ} - (h_2 + h_3) \cdot S_{СКВ}}{2} = \frac{(22 + 31) \cdot 16 \cdot 3 - (22 + 31) \cdot 6}{2} = 1113 \text{ м}^3.$$

8. Визначаємо балансові запаси розбурювані установкою «Simba H1352»

$$V_{вщ2} = V_{вщ} - V_{вщ1} = 4674 - 1113 = 3561 \text{ м}^3.$$

9. Визначаємо процентне відношення балансових запасів при бурінні з різних горизонтів:

$$\text{при бурінні НКР-100} \quad \frac{1113 \cdot 100}{4674} = 24 \%,$$

$$\text{при бурінні «Simba H1352»} \quad \frac{3561 \cdot 100}{4674} = 76 \%.$$

10. Визначаємо запаси руди по горизонтах (дивись таблицю 2.3):

$$A_{вщ} = 18626 \text{ т.}$$

$$A_{вщ1} = A_{вщ} \cdot 0,24 = 18626 \cdot 0,24 = 4470 \text{ т,}$$

$$A_{вщ2} = A_{вщ} \cdot 0,76 = 18626 \cdot 0,76 = 14156 \text{ т.}$$

11. Визначаємо зміну норми виробки бурильника свердловин верстатом НКР-100М:

по [11] табл. 14.2 витрати часу на 1 м свердловини при $f=6,4$ складуть:

$$t_{бур} = 8,0 \text{ хв.},$$

$$\text{тоді швидкість буріння буде: } v_b = \frac{1000}{8,0} = 125 \text{ мм/хв.}$$

$$H_{\text{бур}} = \frac{H_{\text{бур}1} + H_{\text{бур}2}}{2} \cdot 1,0 = \frac{25,49 + 30,24}{2} = 27,9, \quad (2.27)$$

14.3; $H_{\text{бур}1} = 25,49$ – довідкова норма виробки при бурінні в ґрунт, м/зм. [11] т.

14.3. $H_{\text{бур}2} = 30,24$ – довідкова норма виробки при бурінні в покрівлю, м/зм. [11] т.

12. Визначаємо зміну норми виробки машиніста «Simba H1352».

$$H_{\text{бур}4} = H_{\text{дов}} \cdot k_{\text{сн}} \cdot 1,2 = 88,6 \cdot 0,7 \cdot 1,2 = 74 \text{ м/зм.},$$

13. Визначаємо час на буріння свердловин:

верстатом НКР
$$T_{\text{бур}1} = \frac{\sum L_{\text{скв}1}}{H_{\text{бур}1}} = \frac{1120}{27,9} = 40,2 \approx 41 \text{ чол.-зм.}$$

установкою Simba
$$T_{\text{бур}2} = \frac{\sum L_{\text{скв}2}}{H_{\text{бур}4}} = \frac{4180}{74} = 56,5 \approx 57 \text{ чол.-зм.}$$

14. Визначаємо норму бурильника в тоннах відбитої руди:

НКР-100М
$$H_{\text{руд}1} = \frac{A_{\text{вц}1}}{T_{\text{бур}1}} = \frac{4470}{41} = 109 \text{ т/зм.}$$

Simba H1352
$$H_{\text{руд}2} = \frac{A_{\text{вц}2}}{T_{\text{бур}2}} = \frac{14156}{57} = 248 \text{ т/зм.}$$

15. Визначаємо норму виробки машиніста ПШВ:

$$H_{\text{ПШВ}} = H_{\text{д.н}} \cdot 1,2, \text{ м}^3/\text{зм.},$$

де $H_{\text{д.н}} = 201,3$ – довідкова норма на навантаження гірської маси вібраційною установкою ПШВ-6, м³/зм. [11] т. 14.20;

$$H_{\text{ПШВ}} = 201,3 \cdot 3,985 \cdot 1,2 = 963 \text{ т/зм.}$$

16. Визначаємо час на випуск руди ПШВ:

$$T_{\text{вип}} = \frac{A_{\text{вц}}}{H_{\text{ПШВ}}} = \frac{18626}{963} = 19,3 \approx 20 \text{ змін.}$$

17. Визначаємо норму виробки на зарядку свердловин:

$$H_{\text{вир}} = H_{\text{д.з}} \cdot 1,2 = 6620 \cdot 1,2 = 7944 \text{ кг/зм.},$$

де $H_{\text{д.з}} = 6620$ – довідкова норма виробки на зарядку свердловин вручну на ланку з 3 чоловік, кг/ланку в зміну [11] табл. 63.

18. Визначаємо витрати часу на зарядку свердловин:

$$T_{зар} = \frac{Q_{св}}{H_{вир}} = \frac{42786}{7944} = 5,4 \text{ чол.зм.}, \text{ з урахуванням доставки ВМ } T_{зар} = 6 \text{ чол.зм.}$$

19. Визначаємо норму підричника в тоннах відбитої руди:

$$H_{нід} = \frac{A_{вщ}}{T_{зар} \cdot \eta} = \frac{18626}{6 \cdot 3} = 1035 \text{ т/зм.}, \quad (2.28)$$

де $\eta = 3$ – кількість чоловік зайнятих зарядкою.

20. Визначаємо вихід руди з 1 м свердловини:

$$\text{НКР-100М} \quad \lambda_1 = \frac{A_{вщ1}}{\sum L_{скв1}} = \frac{4470}{1120} = 4,0 \text{ т/м.}$$

$$\text{Simba H1352} \quad \lambda_2 = \frac{A_{вщ2}}{\sum L_{скв2}} = \frac{14156}{4180} = 3,4 \text{ т/м.}$$

Витрати матеріалів і енергії

1. Визначаємо питому витрату стислого повітря

$$Q_{ст.п} = \frac{q \cdot n \cdot k \cdot T_{бур1} \cdot t \cdot k}{A_{вщ1}} = \frac{12 \cdot 1 \cdot 1,15 \cdot 41 \cdot 360 \cdot 0,8}{4470} = 36,5 \text{ м}^3/\text{т.} \quad (2.29)$$

2. Визначаємо питому витрату електроенергії:

$$\begin{aligned} q_{в.ел} &= \frac{N \cdot T_{бур2} \cdot T_{зар} \cdot k_{ел}}{A_{вщ2}} + \frac{N \cdot n \cdot T_{вип} \cdot T_{зм} \cdot k_{ел}}{A_{вщ}} = \\ &= \frac{55 \cdot 57 \cdot 6,0 \cdot 0,8}{14156} + \frac{22 \cdot 2 \cdot 20 \cdot 7,2 \cdot 0,8}{18626} = 1,34 \text{ кВт} \cdot \text{год./т.} \end{aligned} \quad (2.30)$$

3. Визначаємо питому витрату ВР:

$$q_{вр} = \frac{Q_{св}}{A_{вщ}} = \frac{42786}{18626} = 2,3 \text{ м/т.} \quad (2.31)$$

4. Визначаємо питому витрату ЕД:

$$q_{ед} = \frac{\sum N_{скв} \cdot n \cdot 1,1}{A_{вщ}} = \frac{348 \cdot 2 \cdot 1,1}{18626} = 0,041 \text{ м/т.} \quad (2.32)$$

5. Визначаємо питому витрату магістрального дроту:

$$q_{\text{Маг.др}} = 122 \text{ м}/1000 \text{ тонн} = 0,122 \text{ м/т.}$$

6. Визначаємо питому витрату буріння покрівлі:

$$q_{\text{п.вер}} = 2,2 \text{ шт}/1000 \text{ тонн} = 0,0022 \text{ шт/т.}$$

$$q_{\text{п.гор}} = 0,02 \text{ шт}/1000 \text{ тонн} = 0,00002 \text{ шт/т.}$$

7. Визначаємо питому витрату бурової сталі:

$$q_{\text{ст.вер}} = 0,86 \text{ шт}/1000 \text{ тонн} = 0,0009 \text{ шт/т.}$$

$$q_{\text{ст.гор}} = 0,045 \text{ шт}/1000 \text{ тонн} = 0,000045 \text{ шт/т.}$$

8. Визначаємо питому витрату детонатора шнура:

$$q_{\text{шн}} = \frac{2 \sum L_{\text{скв}} - \sum L_{\text{зар}} + 2 \sum N_{\text{вд}}}{2A_{\text{вщ}}} = \frac{2 \cdot 5300 - 4600 + 2 \cdot 348}{2 \cdot 18626} = 0,18 \text{ м/тонну.} \quad (2.33)$$

Виймка камерного запасу руди

Руду в межах камери відбивають вертикальними шарами. Свердловини бурять з бурових ортів та заходок. На горизонті 740 м свердловини діаметром 105 мм бурять верстатом НКР-100М, на горизонтах 715, 775 і 810 м свердловини діаметром 102 мм – буровою установкою «Simba H1352». Розташування свердловин в ряду – віялоподібне. Зарядка свердловин проводиться зарядною машиною КТЗ-3. Випуск руди попарно двома віброживильниками ВВДР.

1. Визначуваний ДНС для свердловин з найменшим діаметром:

$$W = 114 \cdot k \cdot d \cdot \sqrt{\frac{\delta \cdot \Delta n}{f \cdot \Delta q \cdot m}}, \quad (2.34)$$

де $k = 1,0$ – коефіцієнт, залежний від фортеці руди і напрямку відбою;

$d = 0,102$ – діаметр свердловин, м;

$\delta = 1,1$ - щільність заряджання, т/м ;

$\Delta B = 0,88$ - коефіцієнт відносної потужності ВВ;

$f = 6,4$ - фортеця руди;

$\Delta q = 1,05$ - коефіцієнт рівномірності розподілу ВВ у відбиваному шарі;

$m = 1$ - коефіцієнт зближення зарядів;

$$W = 114 \cdot 1,0 \cdot 0,102 \cdot \sqrt{\frac{1,1 \cdot 0,88}{6,4 \cdot 1,05 \cdot 1}} = 3,4 \text{ м.}$$

З урахуванням пористості і в'язкості руди приймаємо ЛНС = 3,0 м.

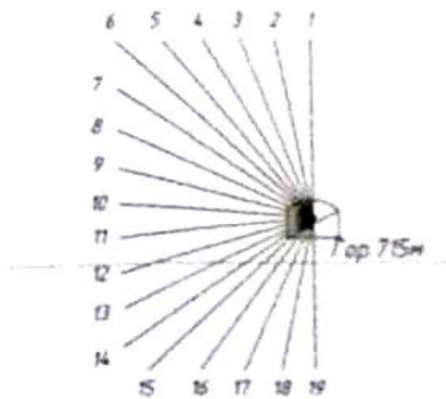
2. Визначаємо відстань між кінцями свердловин:

$$a = m \cdot W = 1 \cdot 3,0 = 3,0 \text{ м.} \quad (2.35)$$

3. Визначаємо загальну довжину і кількість свердловин графічним способом (див. графічну частину).

Гор.715 м: буряться наступні віяла: 1ю-5ю в/б, 1с-5 с; 1с в/б; 1с, 2с л/б; 1ю, 2ю л/б.

В 1ю-5ю и 1,2ю л/б.



$N_{скв}$	$l_{скв}$	$l_{зар}$
1	12	9
2	13	8
3	14	11
4	15	10
5	17	14
6	19	14
7	17	14
8	15	10
9	14	11
10	14	9
11	14	11
12	14	9
13	16	13
14	17	12
15	17	14
16	14	9
17	12	9
18	11	6
19	11	8
Сума	276	201

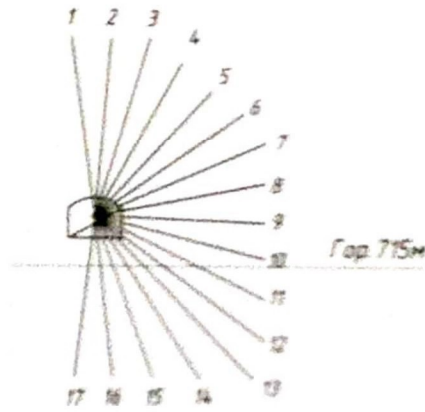
$$n_{всер} = 7 \text{ шт.}; n_{скв} = 7 \cdot 19 = 133 \text{ шт.}$$

$$\sum l_{скв} = n_{всер} \cdot l_{скв} = 7 \cdot 276 = 1932 \text{ шт.}$$

$$\sum l_{зар} = n_{всер} \cdot l_{зар} = 7 \cdot 201 = 1407 \text{ шт.}$$

В 1с-5с

$N_{скв}$	$l_{скв}$	$l_{зар}$
1	1	9
2	12	7
3	13	10
4	12	7



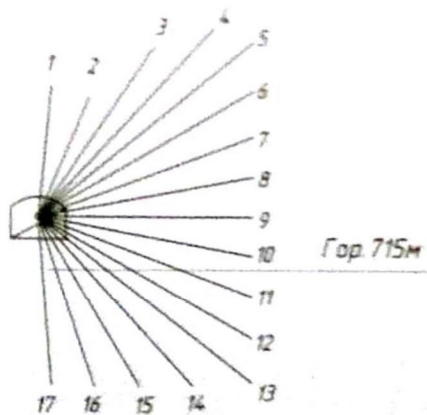
$$n_{\text{всеп}} = 5 \text{ шт.}; n_{\text{СКВ}} = 5 \cdot 17 = 85 \text{ шт.}$$

$$\Sigma l_{\text{СКВ}} = n_{\text{всеп}} \cdot l_{\text{СКВ}} = 5 \cdot 213 = 1065 \text{ шт.}$$

$$\Sigma l_{\text{зар}} = n_{\text{всеп}} \cdot l_{\text{зар}} = 5 \cdot 146 = 730 \text{ шт.}$$

5	12	9
6	12	7
7	13	10
8	12	7
9	12	9
10	12	7
11	13	10
12	15	10
13	16	13
14	13	8
15	12	9
16	11	6
17	11	8
Сума	213	146

В 1с в/б и 1, 2с л/б



$$n_{\text{всеп}} = 3 \text{ шт.}; n_{\text{СКВ}} = 3 \cdot 17 = 51 \text{ шт.}$$

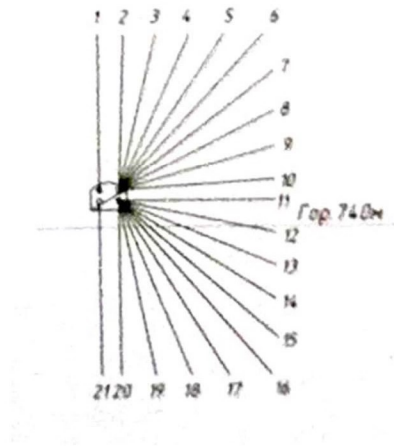
$$\Sigma l_{\text{СКВ}} = n_{\text{всеп}} \cdot l_{\text{СКВ}} = 3 \cdot 246 = 738 \text{ шт.}$$

$$\Sigma l_{\text{зар}} = n_{\text{всеп}} \cdot l_{\text{зар}} = 3 \cdot 181 = 543 \text{ шт.}$$

$N_{\text{СКВ}}$	$l_{\text{СКВ}}$	$l_{\text{зар}}$
1	8	5
2	8	5
3	14	11
4	18	13
5	19	16
6	17	12
7	15	12
8	15	10
9	14	11
10	15	10
11	15	12
12	17	12
13	19	16
14	16	11
15	13	10
16	12	7
17	11	8
Сума	246	181

Гор.740 м: буряться наступні віяла: 1ю-7ю в/б,
1с-5 с; 1с-3с в/б; 1с, 2с л/б.
В 1ю-7ю в/б.

$N_{\text{СКВ}}$	$l_{\text{СКВ}}$	$l_{\text{зар}}$
1	15	12
2	15	10
3	16	13
4	17	12

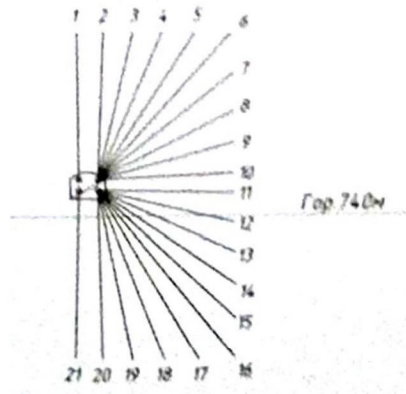


$$n_{\text{всеп}} = 7 \text{ шт.}; n_{\text{СКВ}} = 7 \cdot 21 = 147 \text{ шт.}$$

$$\Sigma l_{\text{СКВ}} = n_{\text{всеп}} \cdot l_{\text{СКВ}} = 7 \cdot 355 = 2485 \text{ шт.}$$

$$\Sigma l_{\text{зар}} = n_{\text{всеп}} \cdot l_{\text{зар}} = 7 \cdot 272 = 1904 \text{ шт.}$$

В 1-5с



$$n_{\text{всеп}} = 5 \text{ шт.}; n_{\text{СКВ}} = 5 \cdot 21 = 105 \text{ шт.}$$

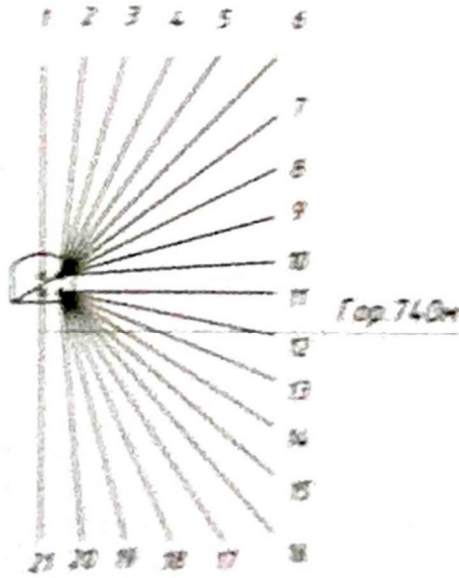
$$\Sigma l_{\text{СКВ}} = n_{\text{всеп}} \cdot l_{\text{СКВ}} = 5 \cdot 335 = 1675 \text{ шт.}$$

$$\Sigma l_{\text{зар}} = n_{\text{всеп}} \cdot l_{\text{зар}} = 5 \cdot 252 = 1260 \text{ шт.}$$

5	18	15
6	21	16
7	19	16
8	17	12
9	15	12
10	15	10
11	15	12
12	15	10
13	16	13
14	17	12
15	19	16
16	21	16
17	19	16
18	17	12
19	16	13
20	16	11
21	16	13
Сума	355	272

$N_{\text{СКВ}}$	$l_{\text{СКВ}}$	$l_{\text{зар}}$
1	15	12
2	15	10
3	16	13
4	16	11
5	18	15
6	20	15
7	17	14
8	15	10
9	14	11
10	13	8
11	13	10
12	13	8
13	14	11
14	15	10
15	18	15
16	20	15
17	18	15
18	17	12
19	16	13
20	16	11
21	16	13
Сума	335	252

В 1с-3с в/б



$$n_{\text{всер}} = 3 \text{ шт.}; n_{\text{СКВ}} = 3 \cdot 21 = 147 \text{ шт.}$$

$$\Sigma l_{\text{СКВ}} = n_{\text{всер}} \cdot l_{\text{СКВ}} = 3 \cdot 344 = 1032 \text{ шт.}$$

$$\Sigma l_{\text{зар}} = n_{\text{всер}} \cdot l_{\text{зар}} = 3 \cdot 261 = 783 \text{ шт.}$$

В 1-2 л/б

$N_{\text{СКВ}}$	$l_{\text{СКВ}}$	$l_{\text{зар}}$
1	13	10
2	15	10
3	16	13
4	17	12
5	18	15
6	20	15
7	18	15
8	16	11
9	15	12
10	14	9
11	14	11
12	14	9
13	15	12
14	16	11
15	16	15
16	21	16
17	19	16
18	17	12
19	16	13
20	16	11
21	16	13
Сума	344	261

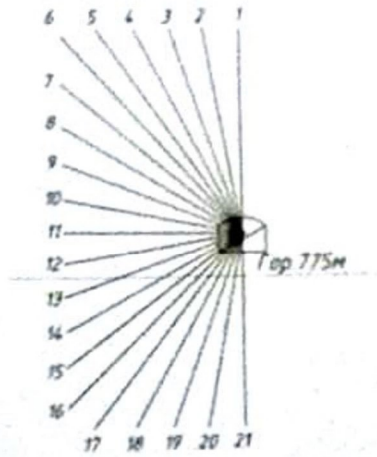
$N_{\text{СКВ}}$	$l_{\text{СКВ}}$	$l_{\text{зар}}$
1	15	12
2	15	16
3	16	13
4	17	12
5	19	16
6	21	16
7	25	22
8	29	24
9	33	30
10	31	26
11	30	27
12	30	25
13	29	26
14	29	24

$$n_{\text{вєер}} = 2 \text{ шт.}; n_{\text{СКВ}} = 2 \cdot 21 = 54 \text{ шт.}$$

$$\Sigma l_{\text{СКВ}} = n_{\text{вєер}} \cdot l_{\text{СКВ}} = 2 \cdot 651 = 1302 \text{ шт.}$$

$$\Sigma l_{\text{зар}} = n_{\text{вєер}} \cdot l_{\text{зар}} = 2 \cdot 544 = 1088 \text{ шт.}$$

Гор.775 м: буряться наступні віяла: 1ю-13ю в/б,
1с-5 с; 1с-7с в/б; 1ю, 2ю л/б, 1с, 2с л/б.
В 1ю-13ю в/б, 1ю, 2ю л/б.



$$n_{\text{вєер}} = 15 \text{ шт.}; n_{\text{СКВ}} = 15 \cdot 21 = 315 \text{ шт.}$$

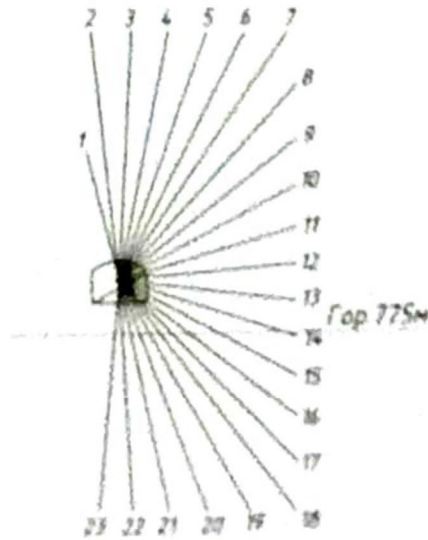
$$\Sigma l_{\text{СКВ}} = n_{\text{вєер}} \cdot l_{\text{СКВ}} = 15 \cdot 368 = 5520 \text{ шт.}$$

$$\Sigma l_{\text{зар}} = n_{\text{вєер}} \cdot l_{\text{зар}} = 15 \cdot 285 = 4275 \text{ шт.}$$

15	29	26
16	30	25
17	30	27
18	31	26
19	33	30
20	29	24
21	25	22
22	21	16
23	19	16
24	17	12
25	16	13
26	16	11
27	16	13
Сума	651	544

$N_{\text{СКВ}}$	$l_{\text{СКВ}}$	$l_{\text{зар}}$
1	17	14
2	17	12
3	18	15
4	19	14
5	21	18
6	23	18
7	20	17
8	17	12
9	16	13
10	15	10
11	14	11
12	14	9
13	15	12
14	16	11
15	18	15
16	20	15
17	21	18
18	18	13
19	17	14
20	16	11
21	16	13
Сума	368	285

В 1-5с

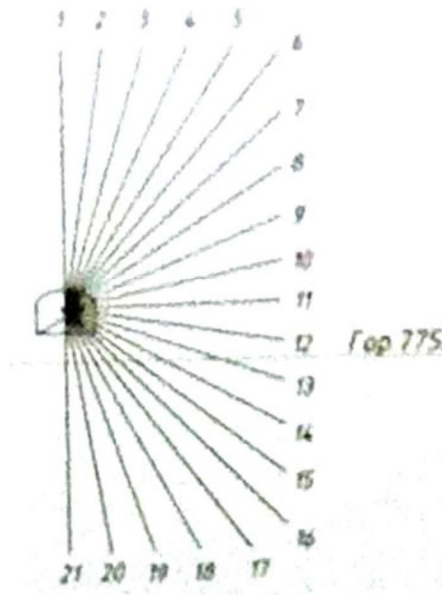


$$n_{\text{вер}} = 5 \text{ шт.}; n_{\text{СКВ}} = 5 \cdot 23 = 115 \text{ шт.}$$

$$\Sigma l_{\text{СКВ}} = n_{\text{вер}} \cdot l_{\text{СКВ}} = 5 \cdot 360 = 1800 \text{ шт.}$$

$$\Sigma l_{\text{зар}} = n_{\text{вер}} \cdot l_{\text{зар}} = 5 \cdot 269 = 1345 \text{ шт.}$$

В 1с-7с в/б; 1с, 2с л/б



$N_{\text{СКВ}}$	$l_{\text{СКВ}}$	$l_{\text{зар}}$
1	8	5
2	17	12
3	17	14
4	17	12
5	18	15
6	19	14
7	21	18
8	18	13
9	15	12
10	13	8
11	12	9
12	11	6
13	12	9
14	12	7
15	13	10
16	15	10
17	18	15
18	20	15
19	19	16
20	17	12
21	16	13
22	16	11
23	16	13
Сума	360	269

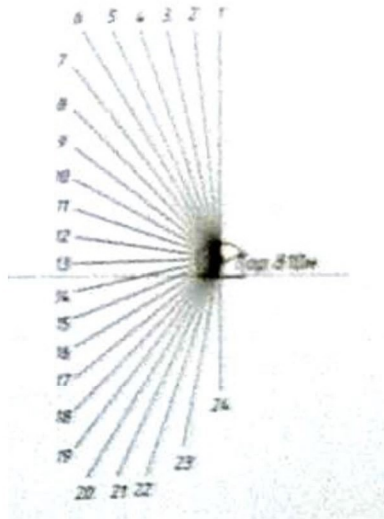
$N_{\text{СКВ}}$	$l_{\text{СКВ}}$	$l_{\text{зар}}$
1	17	14
2	17	12
3	18	15
4	19	14
5	21	18
6	22	17
7	19	16
8	17	12
9	15	12
10	14	9
11	14	11
12	14	9
13	15	12

$$n_{\text{вер}} = 9 \text{ шт.}; n_{\text{СКВ}} = 9 \cdot 21 = 189 \text{ шт.}$$

$$\Sigma l_{\text{СКВ}} = n_{\text{вер}} \cdot l_{\text{СКВ}} = 9 \cdot 364 = 3276 \text{ шт.}$$

$$\Sigma l_{\text{зар}} = n_{\text{вер}} \cdot l_{\text{зар}} = 9 \cdot 281 = 2529 \text{ шт.}$$

Гор.810 м: буряться наступні віяла: 1ю-10ю в/б,
1с-5с; 1с-6с в/б; 1ю, 2ю л/б, 1с, 3с л/б; .
В 1ю-10ю в/б, 1ю, 2ю л/б.



$$n_{\text{вер}} = 12 \text{ шт.}; n_{\text{СКВ}} = 12 \cdot 24 = 288 \text{ шт.}$$

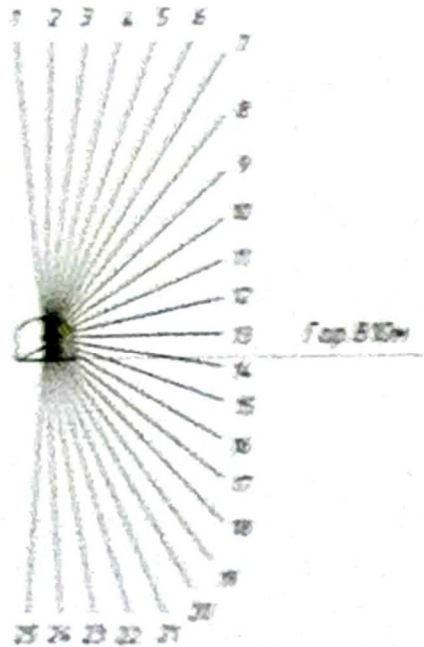
$$\Sigma l_{\text{СКВ}} = n_{\text{вер}} \cdot l_{\text{СКВ}} = 12 \cdot 420 = 5040 \text{ шт.}$$

$$\Sigma l_{\text{зар}} = n_{\text{вер}} \cdot l_{\text{зар}} = 12 \cdot 324 = 3888 \text{ шт.}$$

14	16	11
15	18	15
16	21	16
17	20	17
18	18	13
19	17	14
20	16	11
21	16	13
Сума	364	281

$N_{\text{СКВ}}$	$l_{\text{СКВ}}$	$l_{\text{зар}}$
1	20	17
2	20	15
3	20	17
4	21	16
5	22	19
6	23	18
7	24	21
8	23	16
9	18	15
10	17	12
11	15	12
12	14	9
13	14	11
14	14	9
15	14	11
16	15	10
17	16	13
18	18	13
19	20	17
20	18	13
21	16	13
22	15	10
23	14	11
24	11	6
Сума	420	324

В 1-5 с

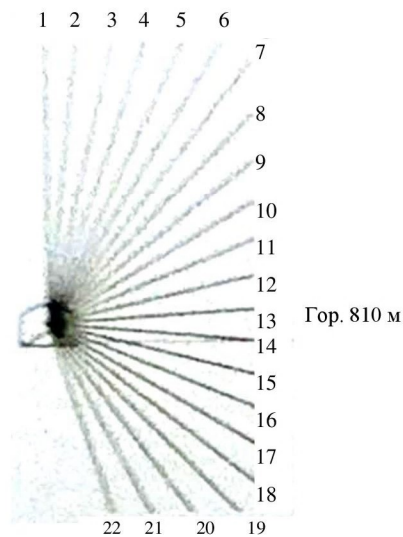


$$n_{\text{вер}} = 5 \text{ шт.}; n_{\text{СКВ}} = 5 \cdot 23 = 115 \text{ шт.}$$

$$\Sigma l_{\text{СКВ}} = n_{\text{вер}} \cdot l_{\text{СКВ}} = 5 \cdot 360 = 1800 \text{ шт.}$$

$$\Sigma l_{\text{зар}} = n_{\text{вер}} \cdot l_{\text{зар}} = 5 \cdot 269 = 1345 \text{ шт.}$$

В 1с-6с в/б; 1с, 2с л/б



$N_{\text{СКВ}}$	$l_{\text{СКВ}}$	$l_{\text{зар}}$
1	20	17
2	20	15
3	20	17
4	20	15
5	21	18
6	22	17
7	23	20
8	19	14
9	16	13
10	14	9
11	13	10
12	12	7
13	12	9
14	12	7
15	12	9
16	14	9
17	15	12
18	17	12
19	19	16
20	20	15
21	21	18
22	20	15
23	19	16
24	19	14
25	19	16
Сума	439	340

$N_{\text{СКВ}}$	$l_{\text{СКВ}}$	$l_{\text{зар}}$
1	20	17
2	20	15
3	20	17
4	21	16
5	22	19
6	23	18
7	24	21
8	20	15
9	18	15
10	16	11
11	15	12
12	14	9

13	14	11
14	14	9
15	14	11
16	15	10
17	17	14
18	19	14
19	19	16
20	17	12
21	15	12
22	14	9
23	7	9
Сума	398	308

$$n_{\text{всер}} = 8 \text{ шт.}; n_{\text{скв}} = 8 \cdot 23 = 184 \text{ шт.}$$

$$\Sigma l_{\text{скв}} = n_{\text{всер}} \cdot l_{\text{скв}} = 8 \cdot 398 = 3184 \text{ шт.}$$

$$\Sigma l_{\text{зар}} = n_{\text{всер}} \cdot l_{\text{зар}} = 8 \cdot 308 = 2464 \text{ шт.}$$

6. Визначаємо довжину і кількість свердловин по горизонтах:

гор. 715 м $N_{\text{скв}715} = 133 + 85 + 51 = 269 \text{ шт.}$
 $L_{\text{скв}715} = 1932 + 1065 + 738 = 3735 \text{ м}$
 $L_{\text{зар}715} = 1407 + 730 + 543 = 2680 \text{ м.}$

гор. 740 м $N_{\text{скв}740} = 147 + 103 + 63 + 54 = 369 \text{ шт.}$
 $L_{\text{скв}740} = 2485 + 1675 + 1032 + 1302 = 6494 \text{ м}$
 $L_{\text{зар}740} = 1904 + 1260 + 783 + 1088 = 5035 \text{ м.}$

гор. 775 м $N_{\text{скв}775} = 315 + 115 + 189 = 619 \text{ шт.}$
 $L_{\text{скв}775} = 5520 + 1800 + 3276 = 10596 \text{ м}$
 $L_{\text{зар}775} = 4275 + 1345 + 2529 = 8149 \text{ м.}$

гор. 810 м $N_{\text{скв}810} = 288 + 115 + 184 = 587 \text{ шт.}$
 $L_{\text{скв}810} = 5040 + 1800 + 3184 = 10024 \text{ м}$
 $L_{\text{зар}810} = 3888 + 1345 + 2464 = 7697 \text{ м.}$

5. Визначаємо загальну кількість свердловин на розбурювання камерного запасу:

НКР-100М $N_{\text{скв}1} = 369 \text{ шт.}$
 Simba H1352 $N_{\text{скв}2} = 269 + 619 + 587 = 1475 \text{ шт.}$
 Загальна $\Sigma N_{\text{скв}} = 369 + 1475 = 1844 \text{ шт.}$

6. Визначаємо загальну довжину свердловин на розбурювання камерного запасу:

НКР-100М $L_{\text{скв}1} = 6494 \text{ шт.}$
 Simba H1352 $L_{\text{скв}2} = 3735 + 10596 + 10024 = 24355 \text{ шт.}$
 Загальна $\Sigma L_{\text{скв}} = 6494 + 24355 = 30849 \text{ шт.}$

7. Визначаємо загальну довжину свердловин, що заряджуються:

діаметр 105 мм $L_{\text{зар}1} = 5035 \text{ шт.}$
 діаметр 102 мм $L_{\text{зар}2} = 2680 + 8149 + 7697 = 18526 \text{ шт.}$
 Загальний $\Sigma L_{\text{зар}} = 5035 + 18526 = 23561 \text{ шт.}$

8. Визначаємо загальну витрату ВР:

Грамоніт 79/21 $Q_{\text{свгр}} = \Sigma L_{\text{зар}} \cdot g = 5035 \cdot 9,5 + 18526 \cdot 9,0 = 214567 \text{ кг.}$

Амоніт №6ЖВ $Q_{\text{св ам}} = \sum N_{\text{СКВ}} \cdot g = 1844 \cdot 2,5 = 4610$ кг.

$$\sum Q_{\text{св}} = Q_{\text{св гр}} + Q_{\text{св ам}} = 214567 + 4610 = 219177 \text{ кг.} \quad (2.36)$$

Закладка відпрацьованого простору

Після виїмки руді з камери приступаємо до закладки виробленого простору закладною сумішшю.

Робота по закладці ведеться у наступній послідовності.

Прокладка закладного трубопроводу 219 мм від штреку в/б гор. 720 м до камери, завдовжки 40 м. Час на установку труби довжиною 4 м складає 1,8 годин.

1. Визначаємо час на установку всього трубопроводу:

$$T_{\text{ус.мп}} = \frac{L}{l_1} \cdot t, \quad (2.37)$$

де $L=40$ – довжина трубопроводу, прокладеного до камеру (з штреку в/б), м;

$l_1 = 4$ довжина однієї труби, м;

$t = 1,8$ – час установки однієї труби, год.

$$T_{\text{ус.мп}} = \frac{40}{4,48 \cdot 1,2} = 7,4 \approx 8,0 \text{ змін.}$$

2. Після монтажу трубопроводу здійснюється установка перемичок:

$$T_{\text{пер}} = (t_o \cdot S_o \cdot n_o) + (t_3 \cdot S_3 \cdot n_3) = (9,448 \cdot 11 \cdot 17) + (4,724 \cdot 7,3 \cdot 19) = 2422 \text{ чол.-год.} \\ 2422 \text{ чол.-год} = 236 \text{ чол.-зм.} \quad (2.38)$$

де $t_o = 9,448$, $t_3 = 7,568$ - час на установку 1 м² відповідно основної і запобіжної закладної перемички, чол.-год.

$S_o = 11$, $S_3 = 7,3$ відповідно основної і запобіжної закладної перемички, м²;

$n_o = 17$, $n_3 = 19$ - кількість відповідно основних і запобіжних перемичок, шт.

3. Визначаємо загальний об'єм закладної суміші необхідний для заповнення камери:

$$V_3 = 1,1 \cdot V_k = 1,1 \cdot 123288 = 135617 \text{ м}^3, \quad (2.39)$$

де 1,1 - коефіцієнт усадки закладного масиву;

$V_k = 123288$ - об'єм камери в межах рудного тіла, (див. таблицю 2.3).

4. Визначаємо час на закладку камери:

$$T_3 = V_3 / V_{3к} = 135617 / 210 = 646 \text{ год.} = 831 \text{ год.} / 7,2 = 90 \text{ змін.,} \quad (2.40)$$

де $V_{3к}$ - продуктивність закладного комплексу, м³/год.;

$$V_{зк} = 300 \cdot 0,7 = 210 \text{ м}^3/\text{год.}$$

5. Визначаємо час на відстій закладки:

$$T_{омс} = t_o \cdot n_o = 16 \cdot 5 = 80 \text{ год.}$$

$$80 \text{ год.} = 11 \text{ змін.}$$

$t_o = 16$ - мінімальний час на відстій шару, що закладається, годин

$n_o = 5$ - кількість зупинок (горизонтів) для відстою, шт.

Визначаємо сумарний час па закладку камери:

$$\sum T_y = T_{yc.mp} + T_{nep} + T_z + T_{омс} = 8 + 336 + 90 + 11 = 445 \text{ змін (148 діб.)} \quad (2.41)$$

2.4.2 Паспорта проведення підповерхового штреку

Підповерховий штрек проводять по стійким породам лежачого та висячого боку, міцністю $f_{д/б} = 8$, $f_{a/б} = 8$ буровибуховим способом [13].

Вибір прохідницького устаткування.

Для проходки штреку вибираємо сучасну високопродуктивну самохідну техніку. Для буріння шпурів в забої застосовуємо бурову установку «Boomer-252» з двома маніпуляторами, для вантаження гірської маси - вантажно-навалювальну машину PNE-2500.

Визначаємо ширину виробки.

Ширину виробки визначаємо з умови розміщення в ній прохідницького устаткування (що має великі габарити в порівнянні з транспортним) з дотриманням зазорів і відстаней.

Для одноколісного штреку вона складає:

$$B = a + b + c, \quad (2.42)$$

де $a = 1000$ - вільний прохід для людей, мм;

$b = 2000$ - ширина PNE-2500, мм;

$c = 500$ - проміжок між кріпленням і транспортним засобом, мм;

Тоді ширина виробки в проходці складе:

$$B = 1000 + 2000 + 500 = 3500 \text{ мм.}$$

Висота виробки

Для сводчатої форми виробки висоту визначимо по формулі:

$$h = h_1 + h_0, \quad (2.43)$$

де $h_1 = 2000$ - мінімальна висота вертикальної стінки (з урахуванням підвіски кабелів і дотримання вертикальних зазорів, приймаємо $h_1 = 2230$ мм);

h_0 – висота зведення.

$$h_0 = B/3 = 3500/3 \approx 1170 \text{ мм},$$

$$h = 2230 + 1170 = 3400 \text{ мм}.$$

Визначення площі поперечного перерізу виробки в проходці
Переріз виробки в проходці при коробчастому своді складає:

$$S = B \cdot (h_1 + 0,26 \cdot B) = 3500 \cdot (2000 + 0,26 \cdot 3500) = 11,0 \text{ м}^2.$$

Розрахунок паспорта БВР.

Вибір ВР і його питома витрата

Як основного ВР вибираємо амоніт №6 ЖВ з працездатністю $c = 380 \text{ см}^3$.

Питома витрата ВР для порід, що володіють великою в'язкістю з міцністю $f = 8-12$ за даними практики складає $2,5 \text{ кг/м}^3$.

Визначення глибини шпурів.

Для завантаження і раціонального використати високопродуктивного самостійного устаткування доцільно застосовувати максимально можливу глибину шпурів. Виходячи з гірничотехнічних умов і за даними практики приймаємо глибину шпурів $l_{\text{шп}} = 2,8 \text{ м}$.

Розраховуємо кількість шпурів на вибій:

$$N_{\text{шп}} = \frac{1,27 \cdot q \cdot S}{\Delta \cdot d^2 \cdot K_3} = \frac{1,27 \cdot 2,5 \cdot 11,0}{1000 \cdot 0,043^2 \cdot 0,54} = 40,7 = 41 \text{ шт.}, \quad (2.44)$$

де Δ - щільність ВР, кг/м^3 (для амоніту №6 ЖВ $\Delta = 1000 \text{ кг/м}^3$);

$d = 0,043$ - діаметр заряду ВР;

$K_3 = 0,54$ - коефіцієнт заповнення шпурів (табл. 31 [13]).

Вибір типу врубу і кількості компенсаційних шпурів

Вибираємо прямий вруб з компенсаційними шпурами, що дозволяють отримати додаткову площину оголення. Для кращої роботи приймаємо діаметр врубових шпурів 57 мм .

Визначаємо об'єм компенсаційного шпуру:

$$V_{\text{к}} = \frac{\pi \cdot d^2 \cdot l_{\text{шп}}}{4} = \frac{3,14 \cdot 5,7^2 \cdot 280}{4} = 7141,3 \text{ см}^3. \quad (2.45)$$

Визначаємо кількість компенсаційних шпурів:

$$N_{\text{в}} = \frac{(\eta \cdot l_{\text{шп}} / A)^3}{V_{\text{к}}} = \frac{(0,9 \cdot 280 / 9,35)^3}{7141,3} = 2,74 \approx 2 \text{ шт.} \quad (2.46)$$

η – КВШ (у породах міцністю $f=8-13$ КВШ=0,9);

$A = 9,35$ – масштабний коефіцієнт.

Приймаємо вруб, що має 10 заряджаємих і 2 компенсаційні шпури.

Визначаємо відстань між компенсаційними шпурами, що заряджаються:

$$a = 2,5 \cdot d_3 = 2,5 \cdot 0,057 = 0,143 \text{ м} = 143 \text{ мм.}$$

Визначаємо відстань між шпурами, що заряджаються:

$$b = 5 \cdot d_3 = 5 \cdot 0,057 = 0,285 \text{ м} = 285 \text{ мм.}$$

Допоміжні шпури для розширення врубу розташовуємо на відстані рівному 600 мм, згідно таблиці 33.2 [9].

Визначаємо ЛНО між відбійними і оконтуриваючими зарядами:

$$W = \sqrt{\frac{P}{q \cdot m}}, \quad (2.47)$$

де P - місткість 1 метра шпуру, кг;

$m = 1$ - коефіцієнт зближення зарядів.

$$P = \frac{\pi \cdot d_n^2 \cdot \Delta}{4} = \frac{3,14 \cdot 0,032^2 \cdot 1000}{4} = 0,804 \text{ кг/м.} \quad (2.48)$$

$d_n = 0,032$ - діаметр патрона у відбійних і оконтурюючих шпурах, м.

$$W = \sqrt{\frac{0,804}{2,5 \cdot 1}} = 0,6 \text{ м.}$$

Визначаємо відстань між відбійними і оконтурюючими зарядами:

$$a_o = m \cdot W = 1 \cdot 0,6 = 0,6 \text{ м.} \quad (2.49)$$

Відстань між шпурами по контуру виробки приймаємо рівним $a_o = 600$ мм. Кількість шпурів приймаємо остаточно - 41 шпур + 2 компенсаційні шпури. Всього $L_{\text{шп}} = 43$ шпури. За схемою розташування приймаємо комплект шпурів: врубові - 12 шпурів, допоміжні - 12 шпурів, оконтуриваючі - 13 шпурів, ґрунтові - 6 шпурів.

Таблиця 2.4 – Комплект шпурів

Види шпурів	Номер шпурів за схемою	Діаметр шпурів, мм	Глибина шпурів, мм	Нахил шпурів, град.		Вага заряду ВР у шпурі, кг	Діаметр патрона, мм	Довжина забою шпура, м	Спосіб підривання	Черговість підривання
				вертикальна площина	горизонтальна площина					
Компенсаційні	1-2	57	2800	90	90	-	-	-	-	-
Врубіві	3-12	57	2800	90	90	4(3)	48	0,3	Електричний	1
Допоміжні	13-24	43	2800	90	90	1,6	32	0,3		2
Оконтуриваючі	25-37	43	2800	90	85	1,8	32	0,3		3
Грунтові	38-43	43	2800	85	90	2,0	32	0,3		4
ВСЬОГО	43	-	-	-	-	88,6	-	-		-

Визначаємо посування забою за цикл:

$$l_y = l_{ш} \cdot \eta = 2,8 \cdot 0,9 = 2,52 \text{ м.} \quad (2.50)$$

Визначаємо сумарну довжину шпурів:

$$\begin{aligned} \text{діаметр 43 мм} \quad L_{ш43} &= l_{ш} \cdot n_{43} = 2,8 \cdot 31 = 86,8 \text{ м.} \\ \text{діаметр 57 мм} \quad L_{ш57} &= l_{ш} \cdot n_{57} = 2,8 \cdot 12 = 33,6. \end{aligned}$$

де n_{43} , n_{57} - кількість шпурів відповідного діаметру в забої, шт.

$$L_{ш} = L_{ш43} + L_{ш57} = 86,8 + 33,6 = 120,4 \text{ м.} \quad (2.51)$$

Визначаємо витрату ВР на цикл.

Врубіві шпури заряджаються патронами Амоніт №6ЖВ діаметром 48 мм.

Решта шпурів заряджаємо патронами діаметром 32 мм.

$$\text{Амоніт №6ЖВ діаметром 48мм} \quad Q_1 = \sum (n_{ш} \cdot n_n)_i \cdot p_n = (4 \cdot 8 + 6 \cdot 6) \cdot 0,5 = 34 \text{ кг.}$$

$$\text{Амоніт №6ЖВ діам. 32 мм} \quad Q_2 = \sum (n_{ш} \cdot n_n)_i \cdot p_n = (12 \cdot 8 + 13 \cdot 9 + 6 \cdot 10) \cdot 0,2 = 54,6 \text{ кг.}$$

де $n_{ш}$ - кількість шпурів цього виду за схемою, шт.,

n_n - кількість патронів в шпурі цього виду, шт.:

p_n - вага патрона Амоніту №6ЖВ (діам. 48 мм – 0,5 кг, діам. 32 мм - 0,2 кг).

Загальна витрата ВР складе:

$$Q = Q_1 + Q_2 = 34 + 54,6 = 88,6 \text{ кг.} \quad (2.52)$$

Вибираємо засоби підривання

Приймаємо електричний спосіб підривання. Розрахунок інтервалів уповільнення ведемо згідно з рекомендаціями [10].

Застосовуємо електродетонатори ЕД-3-Н наступних серій: у врубових шпурах №1, 2 серія 1" (уповільнення 20 мс); у врубових шпурах №3, 4 серія 4" (уповільнення 80 мс); у врубових шпурах №5-10 серія 10" (уповільнення 250 мс); у допоміжних шпурах №11-22 серія 14" (уповільнення 450 мс); у оконтурюючих шпурах №23-35 серія 17" (уповільнення 1000 мс); у ґрунтових шпурах №36-41 серія 22" (уповільнення 8000 мс).

Розрахунок норм виробки

1. Визначаємо кількість свердловин на оббурювання вибою:

$$N = 2,3S_{cp} \sqrt{\frac{f}{S_{cp}}} = 2,3 \cdot 4 \sqrt{\frac{12}{4}} = 15,9 \approx 16 \text{ шт.} \quad (2.53)$$

2. Визначаю змінну експлуатаційну продуктивність (норму виробки) бурового верстата ударно-обертального буріння по формулі [9]:

$$P_K = H_K = \frac{(T - t_{пз} - t_{пн}) \cdot k_M}{(t_o + t_B) \cdot k_o}, \quad (2.54)$$

$T = 360$ - встановлена тривалість зміни, хв.;

$t_{пз} = 40$ - норматив часу на підготовчо-завершальні операції при бурінні верстатом НКР-100М, хв.;

$t_{пн} = 10$ - норматив часу на особисті потреби, хв.;

k_M - коефіцієнт збільшеній норми виробки при багатOVERстатному бурінні (при обслуговуванні верстата одним робочим $k_M = 1$);

$t_o = 8,5$ - витрати основного часу на буріння 1 м свердловини, хв./м. табл. 244 [9];

t_B - час на виконання допоміжних операцій, що доводиться на 1 м свердловини [9];

k_o - коефіцієнт, що враховує час періодичного відпочинку в перебігу зміни (при обслуговуванні одним буровим майстром одного верстата $k_o = 1$):

$$t_B = P \cdot (0,5 \cdot t_1 \cdot H + t_2) + \frac{t_3}{h} + \frac{t_4}{H} + t_5, \quad (2.55)$$

P - число спусків і підйомів бурового інструменту, необхідних для заміни затуплених коронок при бурінні 1 м свердловини по породах різної міцності (при $f=8-12$ по табл. 241 [9] $P=0,078$);

$t_1 = 0,577$ - час спуску і підйому бурових штанг, що доводиться на 1 м свердловини, хв.;

$H=30$ - середня глибина свердловин, м;

$t_2 = 2,2$ - час заміни коронки [9], хв.;

$t_3 = 1,51$ - час нарощування однієї штанги, табл. 245 [9] хв.;

h - довжина штанги, м (для НКР-100М $h=1,2$ м);

t_4 - час на перехід до буріння чергової свердловини з забурюванням (без перестановки колонки, розпору), хв. (величина t_4 визначена за даними хронометражних спостережень і складає 17,1 хв.);

$t_5 = 2,55$ - час промивки і продування свердловини, табл. 245 [9], хв.

$$t_B = 0,078 \cdot (0,5 \cdot 0,577 \cdot 30 + 2,2) + \frac{1,51}{1,2} + \frac{17,1}{30} + 2,55 = 5,23 \text{ хв.}, \quad (2.56)$$

$$H_K = \frac{(360 - 40 - 10) \cdot 1}{(8,5 + 5,23) \cdot 1} = 22,6 \text{ м/зм.}$$

перевиконання

$$H_{\text{вир}} = H_M \cdot 1,1 = 1364 \cdot 1,1 = 1500 \text{ хв./зм.}$$

8. Визначаємо витрати часу на зарядку свердловин на один вибух

$$T_{\text{зар}} = \frac{\sum Q_{\text{нб}}}{H_{\text{вир}}} = \frac{304}{1500} = 0,2 \text{ чол.зм.}, \quad (2.57)$$

де $\sum Q_{\text{нб}} = l_c \cdot N \cdot Q = 2 \cdot 16 \cdot 9,5 = 304$ - кількість ВР необхідне для відбою секції, кг.

9. Визначаємо загальні витрати часу на зарядку свердловин для проходки поняттєвого:

$$T_{\text{заг}} = \frac{Q}{H_{\text{вир}}} = \frac{15200}{1500} = 10,1 = 10 \text{ чол.зм.} \quad (2.58)$$

10. Вантаження гірської маси проводиться вантажною машиною ППН-3А. Визначаємо норму виробки на прибирання гірської маси

$$H_K = \frac{T - (t_{\text{пз}} + t_{\text{лп}})}{(t_0 + t_d + t_{\text{пз}}) \cdot k_0}, \quad (2.59)$$

$T = 360$ - встановлена тривалість зміни, хв.;

$t_{\text{пз}} = 6$ - норматив часу на підготовчо-завершальні операції при вантаженні гірської маси вантажними машинами, 255 [11];

$t_{\text{лп}} = 10$ - норматив часу на особисті потреби, хв.;

t_0 - час на виконання основних операцій, віднесене до 1 м³ гірської маси, хв.;

t_d - час на виконання допоміжних операцій, віднесене до 1 м³ гірської маси, хв.;

$t_{\text{пз}}$ - питомі витрати часу на виконання підготовчо-завершальних операцій, що доводяться на цикл, хв., табл. 258 [11];

k_0 - коефіцієнт, що враховує час періодичного відпочинку в перебігу зміни (при прибиранні людиною $k_0 = 1,16$):

$$t_0 = \frac{t_{\text{ц}} \cdot k_p}{V_k \cdot \gamma_{\text{п}}}, \text{ хв./м}^3, \quad (2.60)$$

де $t_{\text{ц}}=0,336$ – час одного циклу навантаження, табл. 256 [11], хв.;

$k_p=1,7$ – коефіцієнт розміщування гірської маси;

$V_k=0,5$ – геометрична місткість ковша, м^3 ;

$\gamma_{\text{п}}=0,48$ – коефіцієнт заповнення ковша, табл. 256 [11]:

$$t_0 = \frac{0,336 \cdot 1,7}{0,5 \cdot 0,48} = 2,38 \text{ хв./м}^3,$$

$$t_{\text{д}} = t_{\text{ш.л}} + t_{\text{з.в}}, \text{ хв./м}^3, \quad (2.61)$$

де $t_{\text{ш.л}} = 0,6$ – питомі витрати часу на очищення шляхів і висунення тимчасової ланки рейок, на розкайлівку і перекидання гірської маси в зону фронту вантаження машин, табл. 257 [11] хв.;

$t_{\text{з.в}}$ – час на заміну вагонів, хв./ м^3

$$t_{\text{з.в}} = \frac{2 \cdot L \cdot k_p}{\omega \cdot V_k \cdot \gamma_{\text{п}}}, \quad (2.62)$$

де $L=40$ – відстань до обмінного пункту, м;

$\omega = 51$ – швидкість відкатки вагонів, м/хв.;

$V_k=4,5$ – геометрична місткість ковша, м^3 ;

$\gamma_{\text{п}}=0,9$ – коефіцієнт заповнення вагону, [11]:

$$t_{\text{з.в}} = \frac{2 \cdot 40 \cdot 1,7}{51 \cdot 4,5 \cdot 0,9} = 0,66 \text{ хв./м}^3,$$

$$t_{\text{д}} = 0,6 + 0,66 = 1,26 \text{ хв./м}^3,$$

$$H_k = \frac{360 - (6 + 10)}{(2,38 + 1,26 + 19) \cdot 1,16} = 13,1 \text{ м}^3.$$

11. Визначаємо норму виробки машиніста вантажної машини

$$H_{\text{мвм}} = 14,4 \text{ м}^3.$$

12. Знаходимо час на прибирання гірської маси з одного циклу:

$$T_{ц} = Q / H_{\text{МВМ}} = 8 / 14,4 = 0,6 \text{ зміни.} \quad (2.63)$$

13. Знаходимо загальний час на прибирання гірської маси:

$$T_{\text{заг}} = L \cdot S / H_{\text{вир}} = 30 \cdot 4 / 14,4 = 8,3 \text{ зміни.} \quad (2.64)$$

14. Визначаємо норму виробки на кріплення підняттевого венцьового кріплення. Згідно табл. 145 [11] при висоті підняттевого 30 м і перетині труби до 4 м² $H_{\text{к}} = 4,8$ венця/зміну.

15. Визначаємо час на кріплення підняттевого венцьового кріплення:

$$T_{\text{кр}} = N_{\text{вен}} / 1,1 \cdot H, \quad (2.65)$$

де $N_{\text{вен}}$ – кількість венців на кріплення підняттевого, шт.

$$N_{\text{вен}} = L_n / l_n = 100 / 6 = 16,7 = 16 \text{ шт.,} \quad (2.66)$$

де $L_n = 100$ – повна висота підняттевого, м;

$l_n = 6$ – відстань між полицями, м.

$$T_{\text{кр}} = 16 / 1,1 \cdot 4,8 = 3 \text{ зміни.}$$

16. Визначаємо норму виробки на устаткування ходового підняттевого

Згідно табл. 146 [11] норма виробки на устаткування ходового підняттевого складає $H_{\text{в}} = 4,3$ м/зміну.

17. Визначаємо час на устаткування ходового підняттевого:

$$T_{\text{об}} = L_n / 1,1 \cdot H_{\text{в}} = 100 / 1,1 \cdot 4,3 = 21 \text{ зміна.}$$

Результати розрахунків заносимо в табл. 2.5.

Таблиця 2.5 – Визначення норми виробки

Вид роботи	Норма виробки	Об'єм робіт		Витрати часу, чол.змін	
		на 1 м	всього	на цикл	всього
Буріння свердловин	24,9 м/зм	16 м	1600	1,3	65
Заряджання і підривання	1500 кг/зм	152 кг	15200	0,2	10
Прибирання породи	14,4 м ³ /зм	4 м ²	400	0,6	8,3
Кріплення підняттевого	4,8 венц/зм	1	16	0,06	3
Устаткування полицями	4,3 м/зм	1	16	0,42	21

Визначаємо трудомісткість проходки штреку:

$$T = \frac{T_{\text{ц}}}{V \cdot \gamma} = \frac{2,354}{27,72 \cdot 3,5} = 0,024 \text{ чол.зм/т}, \quad (2.70)$$

де $\gamma = 3,5$ – об'ємна щільність породи, т/м³.

Таблиця 2.7 – Техніко-економічні показники проходки

№№ п/п	Найменування показників	Одиниця виміру	Показники за проектом
1	Площа поперченого перерізу: у світлі у чорні	м ²	10,0 11,0
2	Категорія міцності	f	8
3	Бурові механізми (тип, кількість)		Boomer-252
4	Коронки (тип, діаметр)	мм	57, 43
5	Кількість шпурів на цикл	шт.	43
6	Кількість шпурометрів	м	
7	КВШ		
8	Об'єм відбитої гірської маси	м ²	
9	Відхід забою за цикл	м	2,52
10	Середня глибина шпурів	м	2,8
11	Швидкість проходки	м/міс.	166
12	Число циклів в зміну	шт	1
13	Тривалість зміни	год.	7,2
14	Число робочих: у бригаді у ланці	чол.	6 2
15	Трудомісткість	чол.змін/т	0,024
16	Питома витрата ВР	кг/м	35,2
17	Загальна витрата ВР	кг	88,6

2.4.3 Енергопостачання дільниці та шахти

В даний час електропостачання ЗЗРК здійснюється від діючої підстанції 150/35/6кВ, розташованої на центральному промайданчику рудника і чотирьох підстанцій 35/6кВ, розташованих на промайданчиках Північного, Південного, Дренажного ВС і закладного комплексу.

На головну зважувальну підстанцію (ГПП) електроенергія подається по двох ЛЕП-154 кВ від системи "Дніпроенерго". Від ГПП через гнучкий шинопровод запитано КРУ-6кВ, що знаходиться в будинку піднімальних машин. Від ГПП також запитані два фідери ЗРУ-6кВ, що живлять підстанції поверхневих споживачів: ДСФ, котельня, господарська пожежна насосна, автобаза. ЖД – станція Днепрорудная, надшахтний будинок ЦГС. Від шин РУ живляться синхронні двигуни компресорів і піднімальних машин ЦГС.

Підстанції 35/6 кВ (ПдВС, ПнВС, ДВС і закладний комплекс) одержують живлення по ЛЕП 35 кВ із підстанції 150/6 кВ промайданчика, обладнаної двома трьохобмоточними трансформаторами типу ТДТГ-63000/154/35/6 і ТДТГ-60000/154/35/6 потужністю відповідно 63000 кВА і 60000 кВА, напругою первинним 154 кВ, вторинним 35 і 6 кВ.

На підстанції 35/6 кВ ПдВС встановлено два масляних трансформатори ТМ-

6300 35/6 кВ, напруги від яких подається на двох секцій шин. Віл шин живляться два двигуни головної вентиляторної установки (ГВУ), двигун піднімальної установки. Від них же секцій двома кабелями електроенергія подається на ЦПП ПдВС гор. 400 м. Устаткування підстанції 35/6 кВ ПнВС подібно устаткуванню ПдВС.

На підстанції 35/6 кВ ДВС встановлено два трансформатори ТМ-6300 і ТМ-2500, напруга подається на двох секцій шин, вії яких живляться двигуни двох вентиляторів потужністю 1250 кВт, двигун піднімальної машини потужністю 630 кВт.

Від ГПП запитана підстанція 35/6 кВ закладного комплексу на який також встановлені два трансформатори ТМ-2500, ТМ-6300 працюючі на двох секцій шин, від яких харчуються двигуни млинів, чотири трансформатори ТМ-1000 6/0,4 м, для низьковольтних споживачів.

Від РУ-6кВ ДСФ запитані двигуни екскаваторів, два двигуни насоса котельні, також подається напруга на підстанції корпусу сортування приводу контейнерів, пункту перевантаження, котельні, підстанції складу ВР. Від РУ-6кВ підземних споживачів подається по Допоміжному стволі на РУ-6 кВ ЦПП гор. 640 м, ЦРП-1 гор. 480 м, ЦПП гор. 480, ЦПП гор, 740. Від шин РУ-6 кВ по двох кабелях від різних секцій шин запитана дільнична знижувальна підстанція гор.740 м, від якої по двох кабелях запитана підстанція ЦПП гор. 840 м і ЦРП гор. 840 м. Кожне РУ 6 кВ ЦПП живляться по двох рівнобіжних кабельних уведеннях від РУ 6кВ, підземних споживачів у будинку компенсації реактивної потужності (КРМ) на промайданчику ЦГС.

ГПП також запитані два філери ЗРУ-6 кВ, що живлять підстанції поверхневих споживачів ДСФ, котельна, господарська пожежна частина, автобаза, ЖД станція Днепрорудная, надшахтний будинок ЦГС. Від шин РУ живляться синхрові двигуни компресорів і піднімальних машин ЦГС.

Пневмопостачання дільниці.

В даний час енергія стиснутого повітря використовується для роботи механізмів добувних і підготовчо-нарізних робіт рудника, перекидних навантажувальних пристроїв, комплексу обміну вагонеток, темпових водовідливних і інших механізмів.

Для забезпечення стисненим повітрям механізмів в блоці піднімальних машин змонтована центральна компресорна станція, що складається з трьох турбокомпресорів К-500-61-1 продуктивністю до 500 м³/хв. кожен і одного турбокомпресори К-250-61-1, продуктивністю 250м³/хв.

Компресорна станція забезпечує робочу витрату в обсязі 1500м³/хв., максимальний 1750м³/хв., при введенні в роботу резервного компресора К-250-61-1.

За 2020 рік загальне споживання стиснутого повітря на руднику склало 721050 тис.м³/рік, при 365 робочих днях у році витрата склала 1370 м³/хв. на 2012 рік заплановано 732150 тис.м³/рік або 1393 м³ хв. При розробці нижчележачих горизонтів (нижче гор. 840 м) на добувних і підготовчих роботах передбачається використання устаткування працюючого на електричній енергії чи на дизельному паливі для доставних машин у межах рудного покладу. У результаті такого рішення споживачами стиснутого повітря в руднику залишаються перекидачі, зава-

нтажувальні пристрої, комплекси обміну вагонеток, тумпфові водовідливи, що витрачають 190-200 м³/хв. стиснутого повітря.

На підставі вищевикладеного витрата стиснутого повітря при розробці нижче гор. 840 м з обліком 20% втрат у пневмосеті і 10% витрати стиснутого повітря неврахованими споживачами складе по комбінату не більш: $(200+70) \cdot 1,2 \cdot 1,1 = 356$ м³/хв., виходячи з чого немає передумов на збільшення витрати стиснутого повітря при розробці нижчележачих горизонтів.

2.4.4 Заходи щодо охорони праці й безпеки робіт

Заходи щодо охорони праці при проходці очисній виїмки і закладці камери

Всі прохідницькі забої повинні мати штучну вентиляцію. Перед початком бурових робіт забій має бути перевірений на відсутність "відмов", а за наявності їх вони мають бути ліквідовані, а в залишки шпурів вставлені дерев'яні пробки.

Проведення виробок здійснюються по паспортах БВР і кріплення. Проведення в білізі відпрацьованих і незалежних камер вирішується тільки за межами зон: інтенсивного впливу - по простяганню покладу, в одному поверсі; загального впливу - в хрест простягання і за простяганням, у вищерозміщеному поверсі і подвійної зони загального впливу по повстанню від очисного простору. Всі проходи до очисних камер або відкритим підняттям мають бути захищені.

Очисна виїмка повинна починатися тільки після проведення передбачених проектом підготовчих і нарізних робіт. Очисні роботи дозволяється вести одночасно на суміжних поверхах за умови випередження очисного забою верхнього поверху. Ходові відділення мають бути забезпечені ґратами або лядами, а що вентиляційні повстають і рудоперепустки металевими ґратами. Що всі діють випускні дучки мають бути заповнені відбитою рудою. У випускних отворах недіючих дучек мають бути встановлені перемички.

У випадку, якщо доводиться відбійка камерних запасів або обробка траншеї, воронки проводити на незаповнені випускні вікна, то випускних вікон повинні споруджуватися запобіжні дерев'яні опори з шпального бруса, круглого лісу і тому подібне, що скріплює між собою скобами, розклинені в покрівлі. Вібрустановки, що потрапляють в контури відпрацьовуваної камери на вищерозміщеному горизонті перед початком відробітку мають бути демонтовані.

Забороняється входити у відпрацьовані очисні камери - вони мають бути закриті.

Спочатку зміни винна проводиться перевірка стійкості покрівлі, забою і стінок виробок шляхом простукування і огляду.

Ліквідація зависань, зведень, що утворилися, у відбитій руді виннта проводиться з безпечного місця підриванням зарядів, що подаються на місцях.

До виконання цих робіт прилеглі виробки і шляхи відходу від дучек і люків мають бути очищені від сторонніх предметів і навалювань.

На штреку (орту) скреперювання під час випуску відбитої руди повинен зберігатися прохід по висоті не менше чим 2/3 висоти виробки.

2.5 Охорона праці

2.5.1 Санітарно-гігієнічні заходи

Згідно з [1] для всіх технологічних процесів передбачаємо застосування засобів механізації не тільки основних, але і допоміжних робіт, що виключають або зводять до мінімуму важку ручну працю.

Перевезення людей здійснюємо при відстані до місця роботи 1 км і більше по горизонтальних, а по вертикальних і похилих підготовчих виробках – якщо різниця між відмітками кінцевих пунктів виробки перевищує 25 м.

У клітьового стовбура влаштовуємо камеру очікування, а на приймальних майданчиках похилих виробок, обладнаних засобами перевезення людей в пасажирських вагонетках – спеціальні місця очікування. Приміщення, камери і місця очікування утеплюємо, освітлюємо і обладнуємо сидіннями, телефонним зв'язком і сигналізацією про дозвіл посадки в транспорт. Температура в них повинна бути не нижче + 16°C.

Для пересування людей мінімальна ширина проходу повинна бути не менше 0,7 м. У виробках вказана ширина повинна зберігатися на висоті 1,8 м від підшви. В очисних вибоях при робочому стані кріплення висота проходу повинна бути не менше 0,5 м.

Шляхи пересування і доставки людей по виробкам повинні бути зручні і безпечні, а водостічні канавки перекриті.

Стан гірничих виробок, робочих місць і приміщень повинен відповідати санітарним нормам і правилам.

Приствольні, головні відкотні і вентиляційні виробки, машинні і трансформаторні камери білимо по мірі їх забруднення, але не рідше за один раз в півроку. Білення даних виробок проводимо по графіках згідно вимогам пилегазового режиму.

В стволах влаштовуємо водоуловлювачі, в клітях – пристосування для захисту від капежа, а в місцях посадки і виходу людей з кліті здійснюємо заходи, що забезпечують запобігання попаданню води на людей.

У вибоях з інтенсивним капежом і притоком води працівники забезпечуються водозахисним спецодягом і спецвзуттям.

Для цілей пилопридушення використовуємо воду, що відповідає вимогам державного стандарту. Допускається, за узгодженням з органами санітарно-епідеміологічного нагляду, використання шахтної води після очищення від механічних домішок і бактерійного знезараження.

У проектах і паспортах передбачений шумовіброзахист працівників. Контроль дотримання допустимих рівнів і тривалості дії шуму і вібрації здійснюється установами Держсанепідемслужби у відповідності вимогами Державних санітарних правил і норм «Підприємства вугільної промисловості».

2.5.2 Медичне і гігієнічне забезпечення

На шахті обладнані підземні і поверхневі медпункти.

Підземний медпункт розташований в приствольному дворі в спеціальній камері на свіжому струмені повітря по шляху проходження основної маси робочих.

Всі працівники шахти навчені наданню першої допомоги постраждалим і мають при собі індивідуальні перев'язувальні пакети в міцній водонепроникній оболонці.

У всіх цехах поверхні шахти, вбиральнях, в надшахтних будівлях, приствольних дворах, на підземних ділянках, у виходів з очисних забоїв і в забоях підготовчих виробок, а також в машинних камерах є укомплектовані аптечки для надання першої допомоги і носилки з твердим ложем. Носилки пристосовані для установки їх в санітарному транспорті без перевантаження потерпілого.

Адміністративно-побутовий комбінат шахти розташований поблизу надшахтної будівлі і з'єднаний з нею утепленим переходом.

В надшахтній будівлі в місцях очікування людей в зимовий період температура складає не менше + 16°C.

Для тих, що працює на відкритому повітрі шахтній поверхні, коли температура нижча +10°C, передбачено приміщення для обігріву з температурою не нижче + 22°C і рухливістю повітря до 0,2 м/с. Приміщення забезпечені питною водою і кип'ятком.

Для питних потреб і прання одягу шахта забезпечена питною водою, якість якої відповідає вимогам державного стандарту. В аварійних випадках допускається використання очищеної і знезараженої шахтної води в душових за узгодженням з установами Госсанепідемслужби.

Роздягальні і душові мають 45-хвилинну пропускну спроможність. Душові забезпечені гарячою і холодною водою з розрахунку 60 л на кожного миючого і мають пристрої змішувачів з регулюючими кранами.

2.5.3 Заходи по боротьбі з пилом

На шахті здійснюються заходи щодо знепилення повітря відповідно до Інструкції з комплексного знепилення повітря.

Гірничі машини, під час роботи яких утворюється пил, оснащені засобами пилопридушення. Забороняється експлуатація таких машин без засобів пилопридушення, а також тоді, коли конструкція та параметри роботи цих засобів не відповідають вимогам посібників з експлуатації відповідних машин, або в разі несправності блокувального пристрою, що перешкоджає запускові машини в разі порушення пилопридушення.

Розпилювання (диспергування) зрошувальної рідини проводиться форсунками (зрошувачами) під тиском не менше за 0,5 МПа, а на виїмкових та прохідницьких комбайнах – не менше за 1,2 МПа.

Під час проведення очисних робіт, а також під час проведення виробок комбайнами вибіркової дії застосовується попереднє зволоження вугілля у масиві.

Якщо засоби боротьби з пилом у діючих вибоях не забезпечують зниження запилення повітря до гранично допустимих концентрацій, розробляються заходи, що забезпечують виключення перебування людей у запиленій зоні, і проводиться знепилення повітря, що виходить із цих вибоїв.

Приймальні бункери, перекидачі, пристрої для завантаження і розвантаження скипів обладнані засобами аспірації та очищення повітря, а також пристроями для запобігання просипання гірничої маси та пилоутворенню.

3 СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

Вибір раціональної технології очисних робіт та обгрунтування її параметрів

До основних параметрів технології очисних робіт належить:

- система розробки;
- спосіб відбійки руди;
- спосіб доставки руди;
- спосіб підтримки виробленого простору.

3.1 Вибір раціональної системи розробки

Вибір раціональної системи розробки – це найвідповідальніший крок при проектуванні видобутку руди. Від системи розробки залежать всі економічні показники роботи рудника (витрати по системі досягають 60 % всіх загальношахтних витрат) та безпека праці гірників.

На вибір системи розробки найбільш істотний вплив роблять потужність рудного тіла, кут падіння, стійкість руди і вміщуючих порід та обводненість родовища.

Згідно гірничо-геологічних умов родовища (потужність рудного тіла – 30-120 м, кут падіння – 60-70°, руди і вміщуючі породи стійкі, над родовищем знаходяться водоносні породи) можливо застосувати системи, які не порушують водотривкий шар в покрівлі, тобто наступні системи розробки [16]:

- камерну систему з підповерховою відбійкою руди (рис. 3.1);
- систему розробки з магазинуванням руди (рис. 3.2).

Обидві системи розробки рівноцінні по рівню втрат і разубожуванню [16], тому остаточне рішення слід приймати в результаті техніко-економічного порівняння цих систем.

В техніко-економічному порівнянні систем розробки фігурують наступні їх показники:

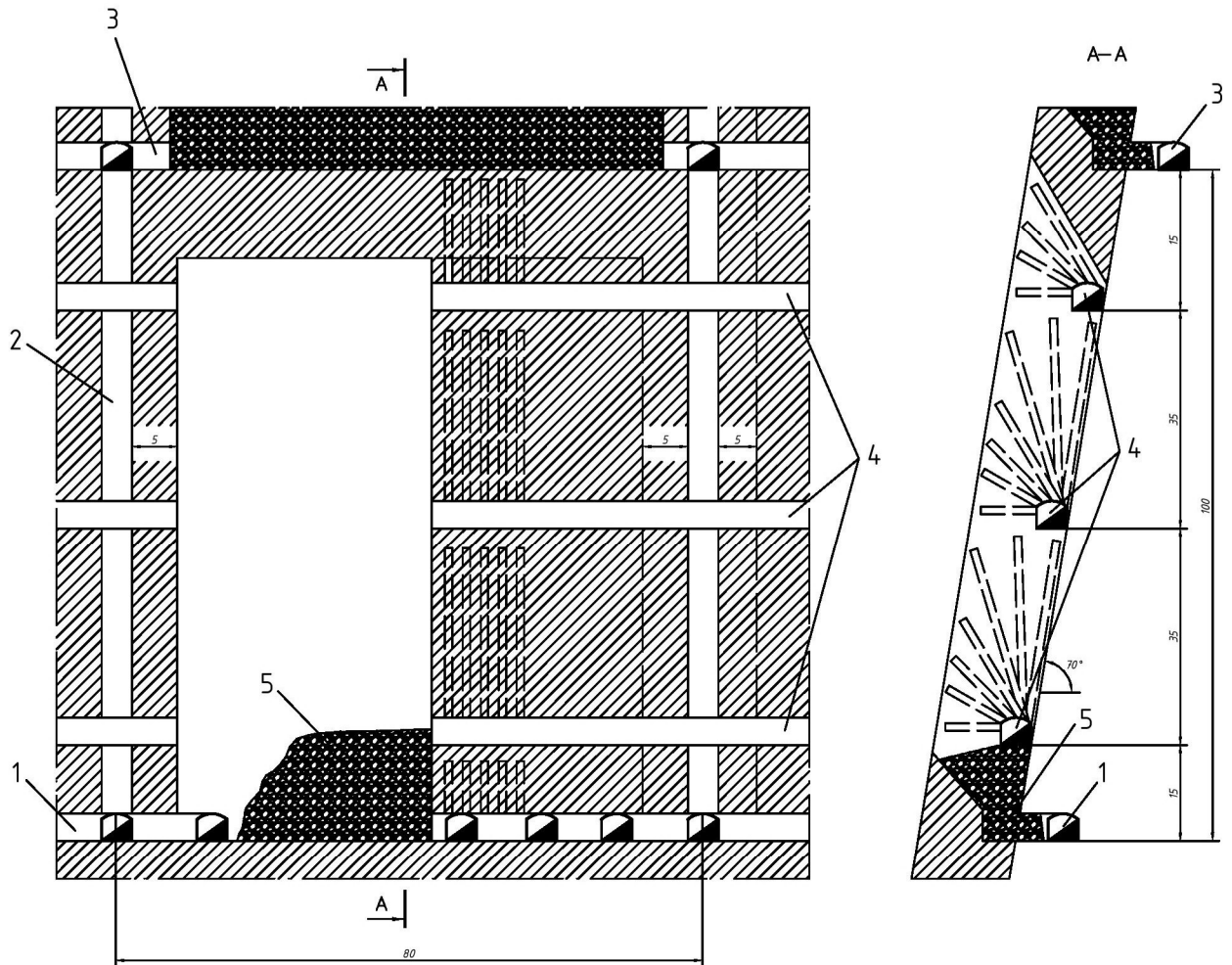
- c – приведені витрати, грн/т;
- n – втрати руди;
- p – разубожування руди.

Як вказано вище, порівнюємі системи розробки не мають істотних відмінностей по рівню втрат і разубожуванню руди, але розрізняються між собою по величині приведених витрат, тобто в цьому випадку досить зіставити системи лише по приведеним витратам і віддати перевагу дешевшій системі.

3.1.1 Розрахунок приведених витрат камерної системи з підповерховою відбійкою руди

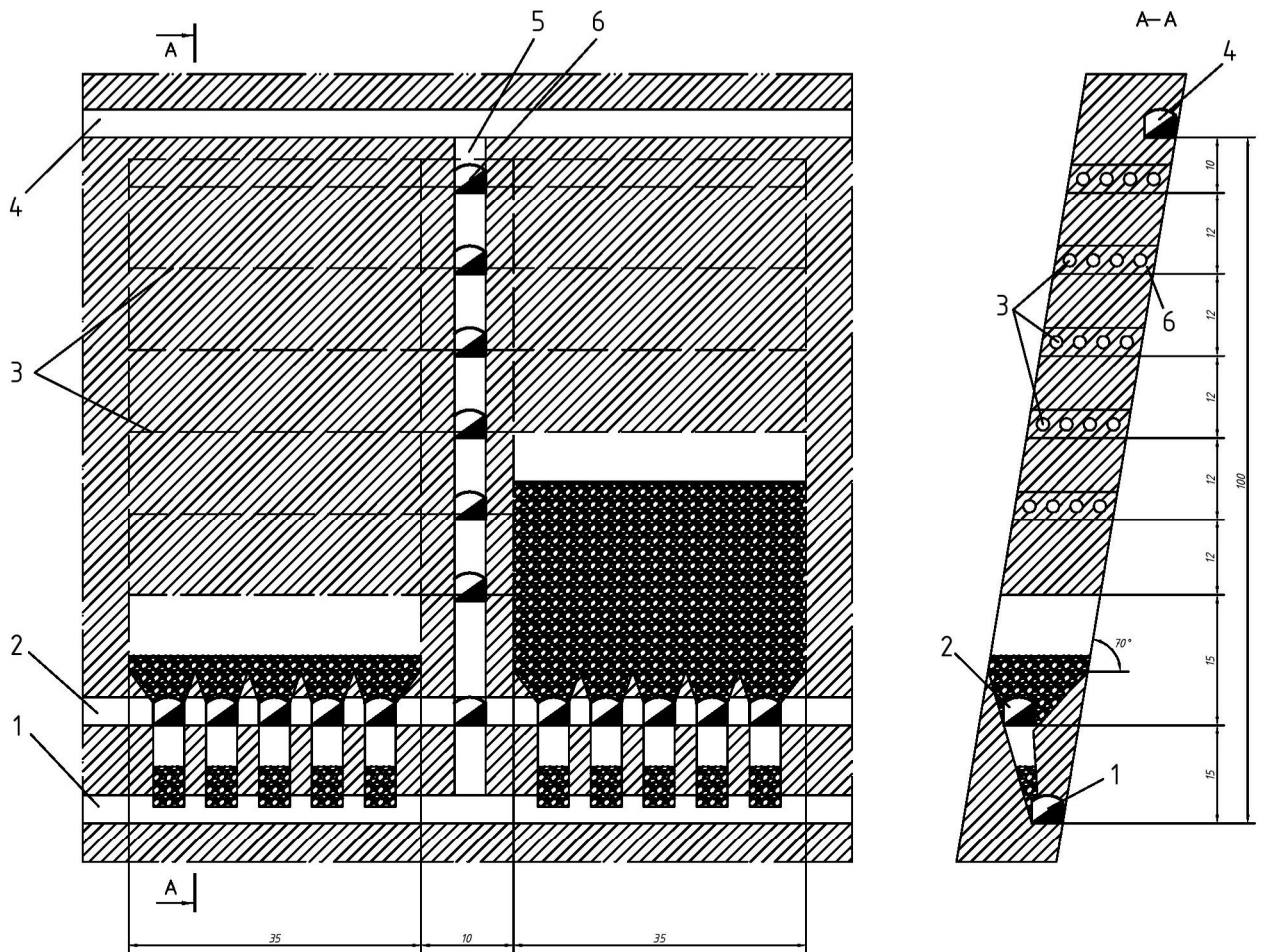
Розрахунки за визначенням продуктивності праці, витрат робочої сили, трудомісткості вибоїв та витрати на проведення виробок зводимо в табл. 3.1.

Розрахунки за визначенням витрат матеріалів і енергії на підготовку, нарізку і відбійку руди зводимо в табл. 3.2.



- 1 - відкатний штрек
- 2 - квершлаг
- 3 - вентиляційний штрек
- 4 - підповерховий штрек
- 5 - підорвана рудна маса

Рисунок 3.1 - Камерна система розробки з підповерховою віддіюкою руди



- 1 - відкатний штрек
- 2 - штрек горизонту подрібнення
- 3 - підривні свердловини
- 4 - вентиляційний штрек
- 5 - підняттявий
- 6 - дуровий орт

Рисунок 3.2 - Система розробки з магазинуванням руди

Розрахунок собівартості закладної суміші та собівартості 1 тони руди по камері представлені в табл. 3.3 та 3.4.

Таблиця 3.3 – Визначення собівартості закладної суміші

Статті витрат	Од. вим.	Витрата		Вартість одиниці, грн.	Сума витрат, грн.	
		на 1 м ³ су-міші	всього на блок		на 1 м ³ су-міші	всього на блок
Матеріали:					50,76	8857518
граншлак	т	0,45	78518	20,1	9,05	1578217
вапняно-доломітовий матеріал	т	0,54	94222	18,6	10,04	1752527
суміш піщана	т	0,52	90732	28,56	14,85	2591312
щебінь	т	0,71	123884	13,44	9,54	1665006
інертний заповнювач (порода)	т	0,19	33152	10,73	2,04	355723
пісок	т	0,02	3490	20,76	0,42	72446
бетон	м ³	0,0018	314	758,8	1,37	238319
кулі помольні	т	0,0004	20	4404	1,76	307373
труби металеві	т	0,00012	21	6750	0,81	141333
лісоматеріал	м ³	0,0008	140	1024,8	0,82	143050
ГЗМ	грн.				0,07	12214
Енергія:					21,13	3686414
Електроенергія	кВт г	15,9	2774312	0,758	12,05	2102928
Стисле повітря	м ³	45,2	7886722	0,071	3,21	559957
Вода	м ³	0,2	122140	8,38	5,87	1023529
Оплата труда	грн.				7,96	1388901
Врахування на соцстрах (41,8%)	грн.				3,33	580560
Транспортні витрати	грн.				10,71	1868734
Амортизація	грн.				0,98	170995
Витрати на поточний ремонт	грн.				1,72	300114
Інші витрати	грн.				0,13	22683
Всього	грн.				96,72	16875920
Всього	грн/т					5,75

Таблиця 3.4 – Розрахунок собівартості 1 тонни руди по камері

Найменування статей витрат	Витрати, грн/т
Витрати на проведення виробок	41,58
Витрати на відбійку руди	7,41
Витрати на випуск руди	4,24
Витрати на транспортування руди	3,15
Витрати на закладку виробленого простору	5,75
Втрати руди, %	6,5
Розубожування, %	2,2
Собівартість 1 т руди по блоку	62,13

3.1.2 Розрахунок приведених витрат системи розробки з магазинуванням руди

Розрахунки за визначенням продуктивності праці, витрат робочої сили, трудомісткості вибоїв та витрати на проведення виробок зводимо в табл. 3.5.

Розрахунки за визначенням витрат матеріалів і енергії на підготовку, нарізку і відбійку руди зводимо в табл. 3.6.

Таблиця 3.6 – Визначення витрат матеріалів і енергії на підготовку, нарізку і відбійку руди

	Видима витягання або прогона		VR	ЕД	ДШ	Висуваний провід	Коронки	Бурова сталь	Скреперний канат	Бетон	Лісокатери-али	Сисгле повітря	Усього																		
	т (м ³)	по руді												по породі	(L) кг/м	кг	шт/м (Т)	шт	кг/м (Т)	кг	м/м (Т)	м	м ³ /м (Т)	м ³	м ³ /м (Т)	м ³	м ³ /м (Т)	м ³	грн/т		
Підготовчі роботи																															
Відкотні штреки г. 840 м			60	32,5	1950	32,5	1950							0,287	17	0,066	4							32,5							
Відкотний орг г.840 м			66	23,93	6624	24,2	6667							0,48	98	0,066	16							23,93							
Буровий орг			200	32,5	10520	32,5	5400							0,28										32,5							
Разом			200	54,5	10520	25,5	5400							0,045	12	0,3	60							30,0							
Разом		7014	360	145	74,519	19094	51,66	12017			0	0	0,109	31	0,564	147	0				0,304	114	0,06	20	0	50,019					
Нарізні роботи																															
Вент. штрек-колектор г. 835 м			30	25,13	754	25,5	765							2,58	77	1,33	40	0,1		300					25,13						
Ніши під ВВДР-5 г.840м			14	22,3	312	23	322							0,155	2	1,038	15	0,1		140					22,3						
Підсінні заходки г.835м			20	19,09	382	20,1	402							0,49	10	1,038	21	0,1		200					19,09						
Підповерховий штрек г.775, 810м			120	31	3720	31,04	3725							0,058	7	0,014	2								31						
Буровий орг г.775, 810 м			325	21,8	15610	22,5	15849							0,055	34	0,013	8								21,8						
Бурова заходка г.740м			37	22,9	847	22,8	844							0,058	21	1,77	65								31						
Відрізна заходка г.740м			14	24,7	348	25,1	351							0,56	5	1,165	16								22,9						
Відрізний штрек г.715, 775, 810м			81	24,2	1960	23,9	1936							0,39	5	1,165	16								24,7						
Відрізний підвентевий			3610	113	17065	15,4	2325							0,068	6	0,016	1	0,1		810					24,2						
Людський ходок г.740м			12	19,09	229	20,1	241							0,0022	8	0,0002	3								113						
Разом		23243	654	425	38,21	41223	24,60	26780			2114		440	0,49	6	1,038	12	0,1		120					19,09						
Очисні роботи																															
Відрізна цілина			18626	2,3	42480	0,041	764							0,0022	10	0,0009	4								2,3						
Вітійка запасів камери			413659	0,53	219238	0,0600	20683							0,00000	1	0,00005	1								0,287						
Закадка камери			135617											0,0022	218	0,0009	89								0,48						
Разом			432285											0,0022	6	0,00005	16								0,28						
Бьоло			462542											0,00000											0,066						
Бьоло. грн/т			11,92											0,80626	282079	0,04961	21447	0,08665	36032	0,122	52739	0,00054	236	0,00025	110		0,304	114	0,06		0,80626
														0,7	412379	0,1	74223	0,1	38146	0,1	53179	0,245	442	0,001	420	0,00				23114502	

Розрахунок собівартості закладної суміші та собівартості 1 тони руди по камері представлені в табл. 3.7 та 3.8.

Таблиця 3.7 – Визначення собівартості закладної суміші

Статті витрат	Од. вим.	Витрата		Вартість одиниці, грн.	Сума витрат, грн.	
		на 1 м ³ суміші	всього на блок		на 1 м ³ суміші	всього на блок
Матеріали:					50,76	8857518
граншлак	т	0,45	78518	20,1	9,05	1578217
вапняно-доломітовий матеріал	т	0,54	94222	18,6	10,04	1752527
суміш піщана	т	0,52	90732	28,56	14,85	2591312
щебінь	т	0,71	123884	13,44	9,54	1665006
інертний заповнювач (порода)	т	0,19	33152	10,73	2,04	355723
пісок	т	0,02	3490	20,76	0,42	72446
бетон	м ³	0,0018	314	758,8	1,37	238319
кулі помольні	т	0,0004	20	4404	1,76	307373
труби металеві	т	0,00012	21	6750	0,81	141333
лісоматеріал	м ³	0,0008	140	1024,8	0,82	143050
ГЗМ	грн.				0,07	12214
Енергія:					21,13	3686414
Електроенергія	кВт г	15,9	2774312	0,758	12,05	2102928
Стисле повітря	м ³	45,2	7886722	0,071	3,21	559957
Вода	м ³	0,2	122140	8,38	5,87	1023529
Оплата труда	грн.				7,96	1388901
Врахування на соцстрах (41,8%)	грн.				3,33	580560
Транспортні витрати	грн.				10,71	1868734
Амортизація	грн.				0,98	170995
Витрати на поточний ремонт	грн.				1,72	300114
Інші витрати	грн.				0,13	22683
Всього	грн.				96,72	16875920
Всього	грн/т					5,75

Таблиця 3.8 – Розрахунок собівартості 1 тонни руди по камері

Найменування статей витрат	Витрати, грн/т
Витрати на проведення виробок	45,87
Витрати на відбійку руди	11,92
Витрати на випуск руди	1,19
Витрати на транспортування руди	3,15
Витрати на закладку виробленого простору	5,75
Втрати руди, %	6,5
Розубожування, %	2,2
Собівартість 1 т руди по блоку	67,88

Різниця між двома системами розробки складає 9 %, тобто в економічному плані вони вважаються рівноцінними. Остаточну перевагу віддаємо камерній системі розробки з підповерховою відбійкою руди, тому що вона в даний час застосовується на руднику і показала себе з вигідної сторони.

3.2 Вибір способу відбійки руди

На підставі прийнятої системи розробки та прийнятих в гірничорудній промисловості технологічних схем відбійки руди [4] застосовуємо буропідбивний спосіб відбійки.

Відбійка основних камерних запасів здійснюється на компенсаційні вертикальні або похилі відрізки щілини віяловими комплектами висхідних і низхідних свердловин $d=105$ мм, які бурять верстатами НКР-100М і самохідними установками «Simba H1352» з підповерхових бурових ортів. Утворення відрізних щілин виконується на відрізки підняткові паралельними висхідними і низхідними свердловинами, які бурять з підповерхових бурових ортів і відрізних за ходок станками НКР-100М. Вибійка руди у камерах під поверхова, вертикальними шарами в одній площині або з випередженням верхніми підповерхами, здійснюється на попередньо розділенні компенсаційні вертикальні чи похилі відрізки щілини, розташовані поперек камери, віяловими комплектами висхідних і низхідних свердловин, які вибурюють з підповерхових бурових ортів та штреків.

Основний запас камер обурюється висхідними віялами свердловин завдовжки до 35м буровою установкою «Simba H1352», яка на відміну від станка НКР-100М при бурінні глибоких свердловин дозволяє досягти високої точності і високої швидкості буріння. Висхідне розташування свердловин дозволяє звести до мінімуму ручну працю по зачистці свердловин від рудного дріб'язку.

3.3 Вибір способу підтримки виробленого простору

В зв'язку з тим, що над родовищем знаходяться водоносні породи, необхідно застосувати системи, які не порушують водотривкий шар в покрівлі.

Застосовуємо камерну систему розробки з подальшим заповненням очисного простору твердіючими сумішами, що дозволить зменшити витрати на осушення, а також зберегти земну поверхню і підвищити безпеку ведення гірничих робіт під водоносними горизонтами.

Склади сумішей твердіючої закладки підбираються так, щоб була забезпечена необхідна міцність закладки, її економічність і транспортабельність самоплив по трубах на значну відстань по горизонтах за рахунок статичного натиску або з використанням енергії стисненого повітря. Важливою особливістю суміші є її консистенція, яку необхідно підбирати так, щоб інертний заповнювач знаходився в зваженому поляганні в середовищі.

В даний час на ЗАТ ЗЗРК як інертний наповнювач для закладної суміші замість відходів Докучаєвського флюсо-доломитного комбінату використовуються відвальні породи, отримані від проходки гірничих виробок, а також золошлаки Запорізької ГРЕС.

ВИСНОВОК

У дипломному проекті описана геологічна будова родовища, розрахована кількість запасів руди, визначені виробнича потужність і режим роботи підприємства. Вирішені питання розкриття і підготовки пластів, вибору системи розробки. Підготовка всіх горизонтів полягає в проведенні квершлагів і штреків лежачого і висячого боків, ортів і інших виробок. Штреки проводять на відстані 20-30 м від рудного тіла і збивають між собою ортами через кожні 30 м. Зроблені розрахунки параметрів провітрювання шахти та магістрального транспорту.

В основній частині вирішені питання, пов'язані з вибором раціональної технології очисних робіт. Були розглянуті різні варіанти очисних робіт та розраховані основні параметри технології очисних робіт, такі як система розробки, спосіб відбійки руди, спосіб доставки руди та спосіб підтримки виробленого простору. В якості системи розробки прийнято камерну систему з підповерховою відбійкою руди з подальшим заповненням очисного простору твердіючими сумішами. Відробка очисних камер проводиться в «шаховому» порядку. Відробка чергової камери проводиться після закладки суміжної камери і набору міцності штучного масиву. Відбійка руди в камерах здійснюється буровибуховим способом. Свердловини буряться верстатами НКР-100М і самохідними установками «Simba H1352». Відбійка руди в камерах підповерхова, вертикальними шарами.

Результати виконаної роботи рекомендуються до використання технічним, технологічним і економічним службам ш. "Прохідницька" при розробці програми розвитку гірничих робіт.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Инструкция по определению, учёту, экономической оценке и нормированию потерь руды для рудников Кривбасса. - Кривой Рог: НИГТИ. – 1979.
2. Мартынов В.К. Проектирование и расчёт систем разработки рудных месторождений. - К: Вища школа, 1987.
3. Щелканов В.О., Сторчак С.О. та інші. Посібник лабораторних робіт по курсу «Технологія підземної розробки рудних родовищ». - Дніпропетровськ. 2001.
4. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с подъемным способом разработки. - Ленинград, 1970.
5. «Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождением подземным способом». – М.: Недра, 1977.
6. Основные расчеты систем разработки рудных месторождений. Малахов Г.М., Мартынов В.К., Фаустов Г.Т., Кучерявенко И.А. – М.: Недра. 1968.
7. Методические указания к расчету параметров буровзрывных работ / Сост. Ю.П. Капленко, В.А. Корж. – Кривой Рог: КГРИ, 1989. – 20 с.
8. Аеродинамічні розрахунки з рудничної аерології в прикладах і задачах: Навч.посібник / Г.Л. Пігіда, Є.А.Будзіло, М.І.Горбунов. - К.: НМК ВО, 1992. - 400 с.
9. Шехурдин В.К. «Задачник по горным работам проведению и креплению горных выработок». – М.: Недра. – 1985.
10. «Единые правила безопасности при взрывных работах». - К.: Норматив. – 1992.
11. Справочник по техническому нормированию подъемных горных работ. - М.: Недра. 1974.
12. Единые нормы выработки и времени на подземные работы. - НИИ ТРУДА. – М.: 1984.
13. Справочник по горнорудному делу. Под ред. В.А. Гребенюка. - М.: Недра, 1983, 816 с.
14. Методичні вказівки до виконання розділу «Провітрювання шахти» в дипломі проєкті для студентів спеціальності 0902 Підземна розробка родовищ корисних копалин» Укл. І.Б. Ошмянський. - Кривий Ріг: КГРІ. - 1994. – 24 с.
15. Инструктивно-методические указания по выбору рациональных параметров буровзрывных работ при подземной очистной выемке на шахтах Криво-рожского бассейна и ЗЖРК-1. – Кривой Рог, 1977. – 35 с.

16. Порцевский А.К. Подземные горные работы. Учебное пособие. М: изд-во МГОУ 2005. – 250 с.
17. Именитов В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. М.: Недра, 1978. – 528 с.
18. Агошков М.И., Борисов С.С., Боярский В.А. Разработка рудных и нерудных месторождений. Учебник для техникумов. 3-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1983. – 424 с.
19. Пучков Л.А., Жежелевский Ю.А. Подземная разработка месторождений полезных ископаемых. Учебник для вузов. М.: "Мир горной книги" изд-во МГГУ 2009. – 562 с.
20. Конспект лекцій з дисципліни "Підземна розробка рудних родовищ". Укл.: Р.А. Фрумкін, В.О. Тищенко, О.П. Болотов – Алчевськ: ДонДТУ, 2006. – 107 с.
21. Машины и оборудование для шахт и рудников. Справочник / С.Х.Клорикьян и др. - М: изд-во МГГУ 1994. – 471 с.