

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

Природокористування
(інститут)

Кафедра транспортних систем і технологій
(повна назва)

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА
кваліфікаційної роботи ступеню бакалавра
(бакалавра, магістра)

студента Дурновцева Романа Павловича
(ПІБ)

академічної групи 184-17зск-21 ГФ
(шифр)

спеціальності 184 Гірництво
(код і назва спеціальності)

спеціалізації _____

за освітньо-професійною програмою «Гірничотранспортні системи та
інженерна логістика»
(офіційна назва)

на тему Розробка параметрів технології видобування руди на горизонті 640 м
шахти «Смолінська» ДП «Схід ГЗК
(назва за наказом ректора)

Керівники	Прізвище, ініціали	Оцінка за шкалою		Підпис
		рейтинговою	інституційною	
кваліфікаційної роботи	Коровяка Є.А.			
розділів:				
Технологічний	Медяник В.Ю.			
Транспорт	Коровяка Є.А.			
Охорона праці	Радчук Д.І.			
Рецензент				
Нормоконтролер	Коровяка Є.А.			

Дніпро
2020

ЗАТВЕРДЖЕНО:

завідувач кафедри

транспортних систем і технологій

(повна назва)

Барташевський С.Є.

(підпис)

(прізвище, ініціали)

«_____» _____ 2020 року

ЗАВДАННЯ

на кваліфікаційну роботу

ступеню бакалавра

(бакалавра, магістра)

студенту Дурновцеву Роману Павловичу академічної групи 184-17зск-21 ГФ
(прізвище та ініціали) (шифр)

спеціальності 184 Гірництво

спеціалізації _____

за освітньо-професійною програмою «Гірничотранспортні системи та
інженерна логістика»

на тему Розробка параметрів технології видобування руди на горизонті 640 м
шахти «Смолінська» ДП «Схід ГЗК

затверджену наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка»

від «28» травня 2020р. №282-с.

Розділ	Зміст	Термін виконання
Технологічний	Характеристика гірничого підприємства. Обґрунтування параметрів технології очисних робіт	21.05.2020
Транспорт	Інтегрована транспортно-технологічна схема доставки вантажів в умовах шахти ім. героїв космосу	08.06.2020
Охорона праці	Аналіз потенційних шкідливих та небезпечних факторів.	15.06.2020

Завдання видано

_____ (підпис керівника)

Коровяка Є.А.

(прізвище, ініціали)

Дата видачі 04.05.2020

Дата подання до екзаменаційної комісії 23.06.2020

Прийнято до виконання

_____ (підпис)

Дурновцев Р.П.

(прізвище, ініціали)

Реферат

Пояснювальна записка: 61 с., 3 рис., 19 табл., 26 джерел, 1 додаток.

Об'єкт розробки: система інтенсифікації гірничих робіт при відпрацюванні запасів руди на гір. 640 м в умовах шахти «Смолінська» ДП «СхідГЗК».

Мета кваліфікаційної роботи: вибір системи розробки для підвищення ефективності видобутку руди на горизонті 640 м шахти «Смолінська» ДП «Схід ГЗК».

У вступі дано нинішній стан проблеми, висунуті пропозиції щодо її вирішення.

У розрахунковій частині обґрунтовані параметри та проведені розрахунки проектованої технології.

Новизна проекту в застосуванні самохідної техніки.

У технологічній частині дані характеристики і показники проекту.

В економічній частині наводиться розрахунок показників при введенні проектних рішень.

Практичне значення проекту - випробування в умовах шахти нової технології очисних робіт.

Розроблені технічні рішення можуть застосовуватися для подібних умов на інших шахтах.

РУДА, ПІДПОВЕРХОВА-КАМЕРНА СИСТЕМА РОЗРОБКИ,
ЗАКЛАДКА, САМОХІДНА ТЕХНІКА

Зміст

Вступ.....	5
1 Характеристика гірничого підприємства	
1.1 Геотехнологічні умови розробки Ватутинського родовища	6
1.2 Гірничо-геологічна характеристика родовища.....	9
1.3 Аналіз виробничої ситуації в розвитку гірничих робіт	19
1.4 Висновки	22
2 Пропозиції за технологічними рішеннями	
2.1 Вибір пріоритетного напрямку і способу вирішення технологічного завдання.....	23
2.2 Обґрунтування технологічних і технічних рішень.....	23
2.3 Розрахунок параметрів системи розробки.....	24
2.4 Технологія виконання прийнятих рішень	34
2.5 Технологічна схема транспорту	37
2.6 Вентиляція шахти.....	41
2.7 Організація робіт з виконання прийнятих рішень.....	47
3 Техніка безпеки при проведенні масових вибухів	48
4 Охорона навколишнього середовища	56
Висновок	57
Перелік використаної літератури.....	59
Додаток	61

Вступ

Українська гірнича наука і практика мають величезний досвід застосування різних систем розробки в різноманітних гірничо-геологічних умовах. В даний час при розробці залізних руд визначилася досить чітка тенденція, яка полягає в застосуванні високопродуктивних систем розробки з масовим відбоєм і випуском руди. Це перш за все різні варіанти поверхово-камерної системи розробки без закладки та з подальшим твердінням або зміцненою закладкою.

За останні кілька десятків років гірничодобувними та переробними підприємствами накопичено великий досвід видобутку і переробки уранових руд. Значних змін в технології видобутку і переробки руд не відбулося, за винятком закладки виробленого простору відходами виробництва.

При розробці родовищ підземним способом із заповненням виробленого простору твердіючою закладкою існують різні схеми приготування закладної суміші.

Уранові руди відносяться до категорії міцних руд. Поклади потужні, мають кут падіння до 90° . При їх розробці слід застосовувати високопродуктивні поверхово-камерні системи з використанням єдиних бурових горизонтів для всього шахтного поля, потужну самохідну техніку, відбійку круговими віялами свердловин, свердловинами збільшеного діаметру і концентрованими зарядами різної потужності і конструкції. Актуальним залишається питання підготовки і нарізки нових блоків. Для дотримання нормативних термінів необхідно на гірничо-капітальних і гірничо-підготовчих роботах застосовувати високо-продуктивну, самохідну техніку. Що також дозволить знизити собівартість, як на прохідницьких, так і на очисних роботах. Необхідно також пристрої вібровипуска і вібродоставкі в поєднанні з конвеєрами і електровозною відкаткою, обладнанням в потужних покладах блокових акумуляторів руди. Щоб зберегти поверхню, необхідно застосовувати поверхово-камерні системи розробки з регулярним залишенням ціликів або із закладкою і використанням для цих цілей відходів збагачувальних фабрик.

1. Характеристика гірничого підприємства

1.1 Геотехнологічні умови розробки Ватутинського родовища

Адміністративна підпорядкованість

Смолінська шахта підпорядкована Східному гірничо-збагачувальному комбінату (м Жовті Води) Міністерства палива та енергетики України. Рік початку експлуатації підприємства - 1969.

Географія розташування

Ватутинське родовище урану розташоване в 30 км на захід від міста Кіровограда та знаходиться на південно-східній околиці с.м.т. Смоліне Маловисківського району Кіровоградської області в пункті з географічними координатами 48°35'30" с.ш.; 31°16'30" в.д.

Район родовища відноситься до південно-західної частині Придніпровської височини і характеризується рівнинним рельєфом, з розвинутою мережею долин річок, ярів і балок. Максимальні відмітки рельєфу досягають 226-228м, ділянки, обмежені горизонтальними 140-150м, відносяться до чітко висловленої сучасної гідрографічної мережі. Ділянка Ватутинського родовища має висотні позначки 160-190м, рельєф його ускладнений балкою Курніковою, що має вріз 20-25м.

Ватутинське родовище розташоване в західному крилі Корсунь - Новомиргородського антиклинорія, що становить центральну осьову частину Кіровоградського структурного блоку. Ядро антиклинорія утворено Корсунь - Новомиргородським масивом гранітів рапакиви, габроїдів і розташованим на південь від нього Новоукраїнським масивом трахітоїдних гранітів. Гнейсової товщі західного крила антиклинорія частково перетворені в гранітоїди різного складу, частково збереглися у вигляді Мігматити - гнейсових товщ, що виконують синклінальні структури. Гранітоїди утворюють протяжний Березовсько-Шевченківський гранітаційний вал, який представляє собою велике антиклінальне підняття.

Кристалічна основа повсюдно перекрита платформеними відкладеннями, представленими осадовими утвореннями мезокайнозоя. Серед цих відкладень переважають суглинки і піски, потужності яких змінюються в широких межах від перших метрів до декількох десятків метрів.

Ватутинське родовище урану локалізовано в альбітитах на ділянці перетину Східно-Курніковським розломом тонкослоїстую горизонту мігматитів потужністю до 500 м. Розташованого в аляскітовідних і біотитових гранітах західного крила Березовської антиклиналі.

На родовищі є рудоносний клиновидний блок, вістрям спрямований на південь і з падіння порід, утворений перетином під кутом 20-25° в плані і розрізі тонкослоїстого горизонту мігматитів південно-західного падіння (50-60°) основною площиною Східно-Курніковського розлому, спрямованої по падінню порід під більш крутим кутом 70-75°.

Внутрішня структура рудного блоку визначається відгалуженням Східно-Курніковського розлому в умовах гетерогенної зони тонкослоїстую горизонту. У лежачому боці основної гілки розлому (Головний розлом) простежується серія порушень субсогласних з простяганням і січних нашаруваннях порід під кутом 20-25° по падінню і послідовно з півдня на північ причленяються до основної площини розлому.

Поряд з розривними структурами переміщення простежуються зони дрібної тріщинуватості і об'ємного каталаза як супроводжуючі крутопадаючі розривні структури, так і країни, що розвиваються по нашаруванні порід тонкослоїстого горизонту.

Основним розривних порушенням на родовищі є Головний розлом. Основне промислове оруднення знаходиться в лежачому борту Головного розлому і контролюється оперяючими його близмеридіальними порушеннями, одним з яких є Східна гілка. Головний розлом, як правило, супроводжується дайкою мікрогранодіоритів потужністю до 20 м і більше і широкою зоною тріщинуватості до 20-30 м.

Уранове зруденіння локалізується виключно в альбітитах. Залежно від структурно-петрографічної характеристики заміщення порід на родовищі виділяються кілька структурних і літологічних різниць альбітітів: дрібнозернисті (апогнейсові), середньо- і нерівномірнотзернисті (апогранітові і апомігматітові) і грубозернисті (апопегматітові). Основним породообразуючим мінералом всіх видів альбітітів є альбіт, який становить в середньому від 60 до 80%, а в окремих випадках до 90-95% породи. По переважному складу темноколірних лужних мінералів, серед ураноносності альбітітів, виділяються: рібекітегірінові, егірінові, рібекітові і флогопітові.

За своїми розмірами Ватутінське родовище є великим. Загальна протяжність зруденіння по простягання становить 950 м, по падінню до 850 м, при ширині рудної зони від 15 м на півдні до 300 м на півночі.

Рудо-контролюючі структури утворюють три рудоносні зони: Східну, Центральну і Північно-Західну, кожна з яких представляє серію рудних покладів, на родовищі оконтурити 17 великих рудних покладів. Розміри окремих покладів коливаються в широких межах: по простяганням від 50 до 690 м, по падінню (в середньому) від 35 до 180 м, потужності (в середньому) від 2,0 до 28,0 м. Простягання рудних покладів меридіональне, падіння круте на захід.

Уранові руди Ватутінського родовища характеризуються бідними і рядовими змістами основного компонента. Вони є однометальними, бесторієвими, алюмосилікатними і містять незначну кількість шкідливих домішок. Середній вміст СаО в окремих рудних покладах коливається від 1 до 3%; MgO-0,2-1,1%; CO₂-0,3-1,5% і P₂O₅ - 0,1-0,2%.

Уранові руди характеризуються змінним мінеральним складом петрогенних і уранових компонентів різноманітністю структурно-текстурних особливостей.

У рудах встановлено 15 уранових і 5 уранів, що містять мінерали, з яких найважливішими є:

а) безводні силікати - уранініт, настуран, уранові черні, складові в балансі зруденіння 35-40%.

б) ненадквіти - група метаміктних мінералів, по окремим рудним покладам в балансі зруденіння 15-30%.

в) силікати урану: уранофан, болтвудіт, бетауранотіл, коффініт, від 20 до 35%.

Титаніти, фосфати, ванадати і урановмісні мінерали практичної ролі в балансі уранового зруденіння не грають.

Технологічні властивості руд дозволяють успішно їх переробляти по сірчано-кислотно-сорбційній схемі.

До теперішнього часу, основна частина рудних покладів родовища розташованих до глибини 460 м відпрацьована. Гірничо-підготовчі роботи ведуться в поверхах 460-550 м, 550-640 м, де запаси руди класифікуються за категорією С₁. Їх кількість дозволяє планувати видобуток на найближчі 10-12 років.

Гірничі виробки необхідні для відпрацювання родовища проходяться по рудовміщаючих породам, якими є альбітити, різноманітні граніти, мігматити, гнейси. Рудні альбітити і вміщачі їх породи, як правило, стійкі, практично всі виробки проходяться без кріплення. Міцність порід і руд 14-18 по шкалі Протод'яконова.

Клімат району помірно континентальний, середня річна температура повітря плюс 7,5°. Середня кількість опадів становить 476 мм.

Найбільшою річкою району є Синюха (ліва притока Південного Бугу), що протікає в 40 км на захід від родовища. Вона є джерелом водопостачання шахти і всього селища Смолине. Район відноситься до степової зони. В економічному відношенні район родовища є типово сільськогосподарським, основні галузі це виробництво зернових і олійних культур, а також цукрових буряків.

Паливної бази район не має. З енергетичного постачання входить в систему Дніпроенерго.

Найближча залізнична станція - Капустине. Ця станція Одеської залізниці проходить за 30 км, з якою родовище пов'язане робочою залізничною гілкою. Подальше транспортування руди здійснюється за наступним маршрутом Помощва-Кіровоград-Знам'янка-Александрія-Жовті Води (280 км). За 2 км на південь проходить шосейна дорога республіканського значення Кіровоград-Умань. Кіровоградщина відноситься до числа областей з розвинутою гірничодобувною промисловістю. У Кіровограді знаходяться родинні гірничодобувні підприємства.

Гідрогеологічні умови

Гідрогеологічні умови родовища визначаються розташуванням його в межах центральної частини Українського кристалічного щита.

Перший від поверхні водоносний горизонт був поширений на всій площі родовища. Підземні води укладені в Пісках Полтавської, Харківської та бугацької серій. Глибина залягання зменшується від вододілу до схилів долини. Середня потужність горизонту 5-10 м. більшу частину року підземні води дренивалися балкою Курниковою. Коефіцієнт фільтрації 0,17 м³/добу, водопровідність 3,2-12,5 м³/добу. Нижнім водоупором для групового водоносного горизонту служить глиниста кора вивітрювання.

Водоносний горизонт в тріщинних зонах кристалічних порід є основним і має повсюдне поширення. Тріщинні води приурочені до зон тектонічних порушень. Інтенсивність водопроявів в тектонічній зоні знаходиться в прямій залежності від ступеня відкривання тріщин. Глибина залягання водоносного горизонту на родовищі становить 469 м. сумарний водопритік становить в середньому 327 м³/год. Водопритік по горизонтах розподіляється наступним чином:

горизонт 100 м	4,5 м ³ /год
горизонт 160 м	6,5 м/год
горизонт 220 м	4,0 м ³ /год
горизонт 280 м	65,0 м ³ /год
горизонт 340 м	71,0 м ³ /год
горизонт 460 м	106,0 м ³ /год
горизонт 550-640 м	70,0 м ³ /год

Протягом багатьох років водопритік на родовищі залишається практично без змін.

На даний момент всі води в третинних пісках в межах родовища осушені. Атмосферні опади на водопритіки практично не роблять ніякого впливу.

Таким чином, гірничо-геологічні та гідрогеологічні умови відпрацювання родовища є сприятливими.

1.2 Гірничо-геологічна характеристика родовища

Геологічна характеристика родовища.

В геологічному плані, родовище розміщене в межах Кіровоградського блоку Українського кристалічного щита.

Оруднення пов'язане виключно з альбітитами, лужними гідротермально-метасоматичними породами. Вони визначають собою міцну, в'язку і стійку породу, найбільш надійну при гірничо-прохідницьких і видобувних роботах. Гнейси і мігматити також характеризуються достатньою стійкістю і слабким руйнуванням.

Вміщуючі породи родовища є давніми утвореннями. Безпосередньо Рудний процес, який призвів до утворення родовища, датується 1,6 млрд.років, що також укладається в середній протерозою. Кристалічні породи родовища прикриті осадовим чохлам. Пухкі покривні відкладення мають потужність від

перших метрів до 50-70м. Вони представлені алювіальними відкладами балки Курникової і лісовидними суглинками четвертинного віку, суглинками, пісками і піщано-глинистими відкладами неогену, пісками Харківського і Бучацького яру-сов, а також пухкими породами кори вивітрювання кристалічних порід. Потужність Літологічних різниць пухких порід по площі родовища до 40м.

Форма покладів лінзоподібна з досить складними межами. Усередині рудних тіл є порожні прошарки потужністю від 5 до 10м, з протяжністю по вертикалі до 25м, і до 15 м по горизонталі. Найбільша потужність рудних покладів поблизу горизонту 400м.

Коефіцієнт фортеці порід за шкалою Протодьяконова М.М. 12-18. Руди і вміщуючі породи середньої тріщинуватості.

Гірничотехнічні умови Ватутінського родовища є вельми сприятливими для відпрацювання його підземним способом, а підвищена обводненість порід при існуючих технічних засобах водовідливу і ефективному попутному дренажі представляється цілком нормальною для уранових родовищ Українського щита.

Сприятливі гірничотехнічні умови відпрацювання родовища полягають, перш за все, в тому, що родовище локалізовано в скельних кристалічних породах докембрійського підстави щита, вельми високої щільності, фортеці і стійкості, що дає можливість ефективно застосовувати буро-вибухові роботи і вести проходку виробок без кріплення.

Підземні води на родовищі представлені тріщинними і тріщинно-жильними водами в кристалічному масиві і пластово-поровими водами в пухких піщаних відкладах.

Шахта не є небезпечною за раптовими викидами газу метану.

Структура родовища визначається перетином моноклінально падаючого на захід тонкошарового горизонту головним Західним розломом Східно-Курниківської зони. Азимут простягання розлому $310-320^\circ$, падіння південно-західне під кутом $70-80^\circ$; розлом розсікає під гострим кутом ($20-25^\circ$) по падінню і простягання породи тонкошарового горизонту. З боку лежачого боку розлом оперяється системою порушень більш високого порядку, ними є Східний, безіменний і Меридіальний розломи, субзгодні по простягання з вміщує породами і мають круте південно-західне падіння.

Будова всіх розломів однотипне. Це Системи зближених розривних порушень, виражених бластокатаклазитами, мілонітами, ультромілонітами, що супроводжуються зонами бластокатаклазітов, а також розшланцюванням порід, дзеркалами ковзання.

Згідно районування за удароопасністю породи нижче горизонту 400м відносяться до схильних за удароопасністю. Температура порід в районі виконання робіт становить 18°C .

Запаси шахтного поля

Розміри шахтного поля визначаються площею рудних покладів. Південною межею шахтного поля є стовбури шахти «Головна» і «Допоміжна», Північною -

стовбур шахти «Вентиляційна». Загальна протяжність шахтного поля 1,3 км. Максимальна глибина, на якій в даний час ведуться гірничі роботи - 640 метрів від поверхні.

Проектна потужність шахти 800 тисяч тон товарної руди на рік, виробнича потужність 560 тисяч тон на рік.

Більше 90% запасів родовища урану зосереджено в шести найбільш великих рудних покладів, що характеризуються протяжністю по простяганню від 300 до 600м і по падінню від 225 до 415 м при потужності від перших метрів до перших десятків метрів.

Глибина ведення очисних робіт в даний час обмежується горизонтами 550-640 м; тут же виконується основний обсяг закладних робіт.

Підготовчі роботи проводяться в поверсі 550-640 метрів.

Розтин

Розтин горизонтів Смолінської шахти Східного гірничо-збагачувального комбінату (СхідГЗК) здійснено стволами «Головний» («Г») і «Допоміжний» («Д»), розташованими в південно-східній частині родовища. Стовбури пройдені з поверхні до горизонту 460 м. і служать для спуску і підйому людей, вантажів і матеріалів, а також для по-дачі свіжого повітря. Обидва ствола обладнані кліт'євим підйомом. На північно-західному фланзі родовища з поверхні до горизонту 280 м пройдено ствол шахти «Вентиляційна», а з горизонту 280 м до горизонту 640 м пройдено ствол шахти «Сліпа-1». Обидва ствола служать для видачі забрудненого повітря і другим запасним виходом на поверхню. Родовище розкрите вертикальними стволами і поверховими відкаточно-вентиляційними квершлагами і штреками. Висота поверху 60-90 м.

Підготовка

Підготовка рудного покладу-Польова. По лежачому і висячому боках вентиляційного 460 м і відкочувального 550 м горизонтів пройдені польові штреки, які збиваються між собою ортами через кожні 30 м по кільцевій схемі відкатки. Відстань від штреків до рудного покладу змінюється від 10 до 15 м. вироблення відкаточних і вентиляційних гори-парасольок, а також бурових підповерхів, пов'язані транспортним ухилом, пройденим з лежачого боку між горизонтами 460-550 м. вентиляційні повстаючі і рудоспуски проходяться як в лежачому, так і в висячому боках поклади.

Підготовка рудних покладів на горизонті 460 м. і 400 м. проводиться польовими штреками, розташованими у висячому і лежачих боках родовища, відкаточними орта-ми і рудними штреками. На горизонті 436м, 424м, 412м, 385м, 370м, 355м підготовка виробляється західними польовими штреками ортами, розташованими один від одного на відстані від 20 до 60м. Для доставки людей, матеріалів, обладнання і техніки на підповерхи передбачена проходка спіральних з'їздів і ліфтових повстаючих. Горизонт 460м являється концентраційним, тобто на цей горизонт проводиться перепуск з горизонтів 340 м і 400м. Тут проводиться навантаження у вагони і подача вагонів на стовбури «Г» і «В» для видачі руди на поверхню.

Зважаючи на велику фортеці порід кріплення гірничих виробок проводиться анкерами, а також набризк-бетонному.

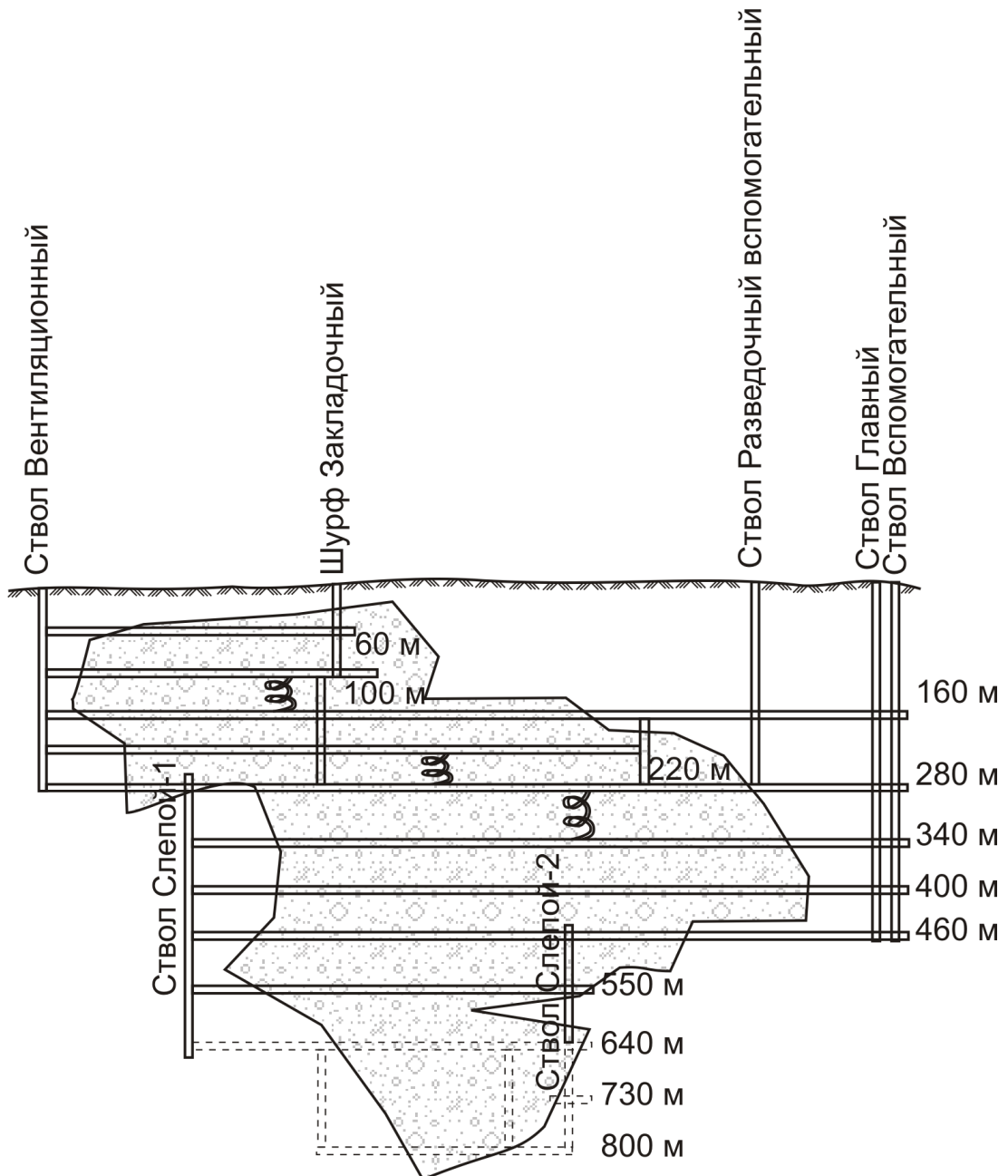


Рис.. 1.1 – Схема розтину Ватутінського родовища шахта «Смолінська» «СхідГЗК»

Нарізні роботи

Нарізні роботи зводяться до проходці під поверхнях бурових ортів через кожних 30 м., які з'єднують штреки лежачого і висячого боків. У днище камери проходять ніші під віброживильники. На горизонтах 400 м, 460 м і 550 м між бурових ортів проходять відрізні штреки і Орти. Потім на всю висоту камери, за допомогою секційного підривання глибоких свердловин, проходять відрізний повстає, відбита руда якого випускається через вібро-живильник ВВДР-5 в вагонетки на відкотній горизонт.

Очисні роботи, з відпрацювання камери здійснюються в три етапи:

1. відрізка запасів камери;
2. підсічка запасів камери;
3. виїмка запасів камери.

Очисні роботи

Очисні роботи передбачають відпрацювання камерних запасів.

Першу чергу-відпрацювати в поперсі 460-400 м. прийом відбитої і докладеної гірничої маси першої черги проводиться на гір. 460 м.

Відпрацювання другої черги проводиться після закінчення очисних робіт, демонтажу обладнання, рейкової колії на відкаточному горизонті 460 м першої черги.

Прийом відбитої і докладеної гірської маси проводиться на горизонті 550 м. доставка руди скреперної лебідкою гір 460 м в рудозвалочний 19 осі.

Очисна виїмка в блоці 504-3, 4 першої черги проводиться після закінчення про-хідничих підготовчих і нарізних робіт на гір 468,454,446 і 436 м. до початку очисних робіт відрізняє щілини, відрізняє повстаючі і бурові горизонти 454,446 і 436 м повинні бути обурені повністю.

Очисні роботи в блоці починаються з освіти відрізний щілини і підсічки блоку. Освіта відрізний щілини проводиться на висоту: 1-а черга-гір.454м-436м, 2-а оче-редь-гор.490-454 м. відрізна щілина утворюється знизу вгору шляхом послідовного вибуху-ня паралельних свердловин на відрізний. Підсічка в блоці ведеться з виробок горизонту 454м і 488 м шляхом підривання висхідних віял глибоких свердловин.

Після утворення відрізної щілини проводиться відбійка камерних запасів руди підриванням віял висхідних глибоких свердловин, пробурених з підповерхових штреків горизонтів 503, 490, 475, 460, 454, 446, 436м. площа віял свердловин повинна бути вертикальної або слабонаклонної в сторону відрізний щілини. Лінія очисного вибою повинна бути вертикальною або ґрунтоуступною. Випередження верхнього підповерху над нижнім допускається на відстань не більше 12 м, що дає можливість ефективно виробляти дроблення і скидання в камеру відбитої гірської маси.

Свердловини у відрізних щілинах буряться верстатами НКР-100м.по сітці 1,5 x 1,5 м, Діаметр свердловин 85-105мм.

Цим проектом передбачається відпрацювання камерних запасів виконати в дві черги.

Першу чергу-відпрацювати в поперсі 460-400 м. прийом відбитої і докладеної гірничої маси першої черги проводиться на гір.460 м.

Відпрацювання другої черги проводиться після закінчення очисних робіт, демонтажу обладнання, рейкової колії на відкаточному горизонті 460 м першої черги.

Прийом відбитої і докладеної гірської маси проводиться на горизонті 550 м. доставка руди скреперної лебідкою гір 460 м в рудозвалочний 19 осі.

Очисна виїмка в блоці 504-3, 4 першої черги проводиться після закінчення прохідничих підготовчих і нарізних робіт на гір 468, 454, 446 і 436 м. до початку очисних робіт відрізні щілини, відрізні повстають і бурові горизонти 454, 446 і 436 м повинні бути обурені повністю.

Очисні роботи в блоці починаються з освіти відрізній щілини і підсічки блоку. Освіта відрізній щілини проводиться на висоту: 1-а черга-гір.454м-436м, 2-а черга гір. 490-454 м. відрізна щілина утворюється знизу вгору шляхом послідовного взривання паралельних свердловин на відрізній. Підсічка в блоці ведеться з виробок горизонту 454м і 488 м шляхом підривання висхідних віял глибоких свердловин.

Після утворення відрізної щілини проводиться відбій камерних запасів руди підриванням віял висхідних глибоких свердловин, пробурених з підповерхових штреків горизонтів 503, 490, 475, 460,454, 446,436 м. Площину віял свердловин повинна бути вертикальною або слабкопохилої в бік відрізної щілини. Лінія очисного вибою повинна бути вертикальною або ґрунтоуступною. Випередження верхнього підповерху над нижнім допускається на відстань не більше 12 м, що дає можливість ефективно виробляти дроблення і скидання в камеру відбитої гірської маси.

Свердловини в відрізних щілинах буряться верстатами НКР-100М по сітці 1,5=1,5 м, діаметр свердловин 85-105 мм. Буріння експлуатаційних віял свердловин на підповерхах здійснюється буровими установками СБ-1П (діаметр свердловин 65мм) по сітці 1,4-1,5, відстань між кінцями свердловин 2,0-2,2 і верстатами НКР-100М, БУ-85 (діаметр свердловин 85мм) по сітці ЛНО-2м, відстань між кінцями свердловин 2,0-2,4 м. Свердловини в суміжних віялах розташовуються в шаховому порядку. В якості ВВ при заряджанні висхідних і низхідних свердловин застосовується грануліт АС-8, граммоніт 79/21, амоніт №6 ЖВ.

Заряджання свердловин проводиться зарядними машинами "Ульба-400", "ВАХШ-7ДН" "ЗП-2, УЗП - 2. Підривання свердловин електричне, електродетонаторами короткосповільненої дії»

Кількість одночасно вибухають віял свердловин при відбійці камерних запасів в блоці і порядок їх підривання визначається в кожному конкретному випадку проектом на виробництво масового (не масового) вибуху.

При середній продуктивності на прямому випуску в блоці 5 т.т. граничний термін відпрацювання камерних запасів 1-ої черги (з урахуванням нарізки відрізній щілини) становить 4 місяці,2-ої черги-12 місяців (скреперний варіант).

У разі перевищення розрахункових термінів відпрацювання камери блоку, "службою по гірських ударах" розробляються заходи, і проводиться візуальний огляд стану оголень з прилеглих до камери блоку виробок. Результати огляду записуються в журнал.

Контроль за станом оголень відпрацьованої камери ведеться " службою по гірських ударах".

Закладочні роботи

Після відпрацювання і випуску камерних запасів руди порожнечі блоку погашаються твердіючою закладкою.

Після закінчення ведення очисних робіт і набору очисної камерою проектної форми проводиться закладка виїмкової камери твердіючою сумішшю. Перед початком закладних робіт очисний простір камери має бути ізольовано від діючих виробок шахти перемичками. Перемички споруджуються в першу чергу на нижніх поверхах і підповерхових виробках очисної камери. Мінімальна відстань від очисної камери до місця установки ізолюючої (основної) перемички одно 2 м. Місце споруди уловлює (запобіжної) перемички щодо основної приймається з таким розрахунком, щоб між перемичками могло поміститися не менше 100 м³ закладки. Основна перемичка споруджується на всю висоту вироблення, а запобіжна висотою не менше 2/3 висоти вироблення. Мінімальна відстань від очисної камери до місця спорудження основної перемички, що застосовується на комбінаті одно 2 м. Після установки перемичок виробляють заповнення камери твердіючою сумішшю, яке проводиться в три етапи:

1. зведення зміцненого шару;
2. заповнення основного обсягу камери;
3. дозакладка камери.

Камеру заповнюють на 5...7 м закладної сумішшю з підвищеною міцністю до 12 МПа, що забезпечує стійкість майбутньої покрівлі і запобігання розубоживання при відпрацюванні нижніх камер. Потім в камеру подають закладну суміш міцністю до 80 МПа. Після твердіння суміші через 2 ... 3 дні в разі необхідності камеру дозакладають.

Твердіюча суміш готується на поверхневому закладному комплексі і подається в підземні вироблення по трубопроводу $D=273\text{мм}$. У камеру блоку закладна суміш подається з гир.340 м по свердловині $d=220\text{мм}$. Проект на погашення пустот блоку складається в ПТО шахти.

Вентиляція.

Створення нормальних сан. гігієнічних умов праці, для працюючих в шахті людей, здійснюється провітрюванням гірничих робіт.

Свіжий струмінь повітря на горизонтах 460 і 550м надходить по стовбурах шахт "Г" і "В" і рухається по виробкам за рахунок загальношахтної депресії. Забруднене повітря по вентиляційному стволу шахти "Сліпа-1" надходить на гор. 280 м і видається на поверхню по стовбуру шахти "Вентиляційна".

Провітрювання вибоїв при проходці виробок проводиться вентиляторами місцевого провітрювання. Кількість вентиляторів їх тип і місця установки визначаються на підставі "проектів на установку вентиляторів часткового провітрювання, що складаються на кожен окрему вироблення.

Провітрювання горизонту вторинного дроблення 1-ої черги проводиться за рахунок свіжого повітря, що надходить з гор.460 м і по вентиляційному 19 осі.

Провітрювання горизонту вторинного дроблення 2-ої черги проводиться за рахунок загальношахтного струменя по повстаючому 19 осі і відпрацьований струмінь йде по повстаючому 16 осі на гор.460м, по 14 осі на гор. 340 м., по 9 і 12 осі на гор. 280 м.

Провітрювання бурових виробок проводиться за рахунок свіжого повітря, що надходить з гір.460 і 550м по похилому з'їзду 45 осі на всі підповерхові горизонти блоку.

Транспорт

На шахті застосовується Електровозна відкатка вагонеток. Для електровозної відкатки застосовують електровози типу К14 в поєднанні з вагонетками типу ВГ-4м. колія рейкового шляху 750мм, рейки типу Р-33, Р-34.

В середньому довжина відкатки від найближчого виїмкового блоку до стовбура не буде перевищувати 1,5 км на кожному робочому горизонті. Електровозна відкатка обладнана двохсвітлової сигналізацією.

Система розробки, втрати і розубоживання

Гірничотехнічні умови і фізико-механічні властивості руди і вміщуючих порід Ватутінського родовища, в основному, аналогічні умовам Ватутінського і Мічурінського родовищ.

Практика відпрацювання цих родовищ показує, що найвищі показники розробки, для цих умов, мають системи розробки з відкритим очисним простором і відбійкою руди підриванням зарядів глибоких свердловин, з подальшою закладкою пустот твердіючими сумішами, які і прийняті для розробки рудних покладів Ватутінського родовища.

Параметри систем розробки наведені в таблиці 1.1.

Таблиця 1.1.

Найменування показників	Система розробки	
	Підповерховими ортами	Підповерховими штреками
Питома вага у видобутку, %	50	50
Висота камери, м	50-80	50-80
Довжина камери, м	50-60	50-100
Ширина камери, м	15-25	5-20
Висота підповерху, м	12-15	10-15
Продуктивність блоку, тис. т/міс.	7-16	7-16
Кількість блоків в роботі, бл.	5	5
Кількість резервних блоків, бл.	1	1
Втрати, %	4-10	4-10
Розубоживання, %	4-25	4-25

Енергопостачання

Споживачі електроенергії в шахті-насоси, вентилятори, електровози, віброживильники, скреперні лебідки, перекидачі вагонеток, дробарка, живильники, дозатори, освітлення виробок та ін.

Джерелом електропостачання споживачів на горизонтах є РУ-0,4 кВ підстанції 1цпп і РУ-0,4 кВ підстанції 2цпп, в кожній з яких є два трансформатора ТСВП-400/6. Трансформатори підключені до різних секцій РУ - бкв з АВР. Харчування споживачів 0,4 кВ здійснюється по двох магістралях, прокладених по виробкам, через розділові коробки КРН-200.

Для управління електроприводами використовується апаратура поставляється комплектно з технологічним обладнанням, а також магнітні пускачі типів ПВН-250бт, ПНШ-63.

Для електроосвітлення використовуються гірлянди світильників з лампами розжарювання типу НСП-100 підключені до трансформаторів ТСШ-4/0,66-33.

Споживачі пневматичної енергії-бурові каретки, бурові машини, бурові верстати, пневматичні лебідки, ПКУ, комплекси обміну вагонеток, пневмозарядники та ін.

Для вироблення стисненого повітря на підприємстві є ЦКС з компресорами типу 2вм-10 63/9, 4ВМ-10 120/9.

Організація робіт на гірничому підприємстві

Режим роботи підприємства-безперервний при п'ятиденному робочому тижні з двома вихідними днями, з тривалістю робочого дня 7,2 години для підземних робітників і 8 годин для працівників поверхневого комплексу.

Кількість робочих днів у році - 254, у тому числі з видобутку руди-254 дні. Регламентні роботи з огляду та ремонту технологічного обладнання проводяться відповідно до планів ППР.

Охорона праці

Охорона праці на шахті організована відповідно до Закону України "Про охорону праці" та "системою управління охороною праці на СхідГЗК".

Гірничі роботи ведуться відповідно до діючих ПТЕ, ЄПБ при розробці, ЕПБ при вибухових роботах, санітарними правилами з будівництва та експлуатації гірничих підприємств. Найважливішими питаннями охорони праці є: провітрювання гірничих виробок, комплекс протипилових заходів і протипожежний захист.

Боротьба з пилом.

При веденні гірничих робіт боротьба з пилом ведеться відповідно до типового проекту "Комплекс протипилових заходів для підземних гірничих робіт". Для зниження запиленості повітря, що подається в шахту, встановлені фільтри МК Ф-1. Швидкість руху повітря в підготовчих, нарізних і бурових виробках не менше 0,5 м/сек, що забезпечує винос пилу з робочих місць. Зменшення запиленості рудникового повітря досягається наступними заходами: буріння шпурів з промиванням, зрошення стінок вибою перед бурінням і зрошення гірської маси перед прибиранням, установка туманоутворювачів в гірничих виробках. Зрошення проводиться зрошувачами типу МакНІИ і

вручну. Водяні завіси влаштовуються на шляху руху вихідного струменя з форсунок типу МакНИИ. При роботі в місцях, запилених вище норми, застосовуються респіратори типу "Пелюстка".

Промсанітарія.

Промсанітарія включає в себе:

а. попередній і періодичний медичний огляд робітників, постачання індивідуальними пакетами;

б. забезпечення газованою водою на поверхні, флягами для води, питною водою поблизу робочих місць на підземних роботах. Резервуари для газованої води не рідше одного разу на місяць піддаються дослідженню працівниками санітарно-епідеміологічних станцій на бактеріальну забрудненість.

У підземних виробках і на поверхні встановлені Вбиральні місця за погодженням з ГСИ.

Повітря, що подається в шахту в зимовий час, підігрівається калориферною установкою до температури +20С.

Всі робочі особи та особи техперсоналу забезпечені відповідно професіям спецодягом, запобіжними поясами та іншими індивідуальними засобами захисту.

Режим надходження спецодягу в пральню прийнятий наступний:

- натільна білизна, рушник, онучі - щодня;
- бавовняно-паперова і брезентові спецівки - 1 раз в тиждень;
- прогумована спецівка - 1 раз на тиждень;
- Засоби індивідуального захисту багаторазового користування - 3 рази на місяць.

Всі підземні робітники забезпечуються фільтруючими саморятівниками типу ШСМ-30. Потрібна кількість саморятівників визначено за кількістю людей, що працюють в максимальній зміні, плюс 10%.

Заходи щодо зниження шумів і вібрації.

Для зниження шумів застосовують Глушники заводів "Комуніст" і "Пневматика", що знижують рівень звукового тиску на 5 дцб і індивідуальні засоби захисту: тампони типу ППШ-1, антифони, еластичні заглушки 73-3, протишумові каски.

Засобами від вібрації є:

- повна ізоляція бурильника від віброджерела, що досягається шляхом використання бурових кареток УБШ-203, УБШ-201;
- індивідуальні засоби-антивібраційні рукавиці і вкладиші;

Протипожежна Охорона.

Протипожежний захист шахти організований відповідно до "проекту протипожежного захисту шахти".

На вхідних і вихідних струменях поблизу навколоствольних дворів проектом передбачена установка подвійних легко закриваються металевих протипожежних дверей. Одинарні протипожежні двері встановлені на вході в трансформаторні електромашинні камери.

Повітряподаючі стовбури обладнані протипожежними лядами.

Діючий горизонт має не менше двох окремих виходів на вищерозміщений горизонт.

Передбачено використання для пожежогасіння всіх діючих водовідливних магістралей, водопроводів зрошувальних систем, повітропроводів. Пожежні крани, обладнані гайками Богданова, розташовані у сполучення стволів з навколоствольним двором, у камер, в місцях сполучення виробок, а також у виробках через кожні 200м. В трубопроводі постійно забезпечується тиск у пожежних кранів не менше 4 і не більше 10 атм.

У горизонтальних виробках через кожні 400м встановлені 2-3 вогнегасника ОП-10 і ящик з піском, в камерах електропідстанцій вогнегасники ОУ-5.

Для зберігання протипожежних матеріалів, обладнання та пристосувань передбачені:

- склад на поверхні шахти, розташований на відстані 50м від надшахтної будівлі ствола РЕ-6 і пов'язаний зі стволом рейковими шляхами;
- центральні підземні склади на кожному діючому горизонті шахти.

1.3 Аналіз виробничої ситуації в розвитку гірничих робіт

З Генеральної системи зв'язків гірничого виробництва шахти можна виділити основні фактори розвитку гірничих робіт і представити їх у вигляді графа зв'язків, показаного на мал.1.1.



Рис. 1.2. - Граф зв'язків факторів розвитку гірничих робіт

На підставі графа зв'язків факторів розвитку гірничих робіт і буде проведено аналіз виробничої ситуації на шахті.

Для своєчасного ведення очисних робіт необхідно виконати прохідницькі роботи в обсязі 6300 п. м. Для виконання зазначеного обсягу

прохідницьких робіт за 2 роки, необхідне придбання наступної прохідницької техніки:

- бурові каретки УБШ-203 – 4 шт.;
- бурові каретки УБШ-201 – 5 шт.;
- навантажувальні машини МПП-3 – 4 шт.;
- навантажувальні машини МПДН-1 – 5 шт.;
- доставочний вагон ВПК-7 – 2 шт.;
- комплекс прохідницький КП-1 – 2 шт.
- станок буровий НКР-100 М – 3 шт.;
- віброживильник ПВГ 1,2/3,1 – 7 шт.;
- віброживильник ПВГ 1,4/4,0 – 5 шт.

Стан гірничих робіт на шахті забезпечує виконання виробничої програми по проходці підготовчих виробок в 2012 році.

Діюча в даний час схема провітрювання гірничих робіт, здійснювана за допомогою вентилятора ВРЦД-4,5, повністю забезпечує їх ведення в шахті.

Діюча схема внутрішньошахтного транспорту і схема видачі гірської маси на поверхню повністю забезпечує виконання планових показників.

Стан підйомів задовольняє умовам експлуатації в 2012 році.

Для виконання запланованих обсягів необхідне придбання прохідницької техніки.

Для виконання запланованих обсягів необхідне збільшення чисельності працівників гірничого виробництва. Це пов'язано зі створенням ділянки прохідницьких робіт.

1.3.1 Сировинна база шахти

Заходи щодо забезпечення планованого рівня вилучення корисних копалин при їх видобутку, а також щодо раціонального, комплексного використання запасів передбачають проводити постійний контроль за всім циклом очисної виїмки в блоках:

- бурінням свердловин згідно затверджених проектів на розбурювання;
- веденням вибухових робіт відповідно до паспортів та проектів;
- скороченням терміну стояння незаповнених камер інтенсифікацією робіт з розрізання блоків;
- підтриманням гірничих виробок в робочому стані.

Для зниження втрат руди у відпрацьованих блоках проводити відновлення випускних дучок, реконструкцію днищ блоків, своєчасний ремонт віброживильників.

Порядок управління якістю руд, що видобуваються, передбачає:

- управління якістю відповідно до щомісячного оперативного плану по шахті на підставі затвердженого річного плану;

- на горизонті 640 м на квершлагу вентиляційному встановлюється пробний пункт ВТК, обладнаний апаратурою РКС, для проведення експрес-аналізу вмісту корисного компонента в гірській масі;

- за результатами проведених аналізів Геологічною службою і начальниками ділянок проводиться оперативне управління якістю руд, що видобуваються.

Середньомісячна кількість одночасно працюючих блоків-2.

Середньомісячна продуктивність блоків - 16 тис. т.

Передбачається здача в експлуатацію блоку 640-1 в грудні 2012р.

Заходи з герметизації гірничих виробок і пустот передбачають:

- закінчити ізоляцію недіючих розвідувальних виробок;
- провести ремонт і торкретування шлакоблочних перемичок у виробках, що перетинають штрек Центральний польовий в осях 30-37 на горизонті 550 м.;

1.3.2 Гірничопрохідницькі та бурові роботи

Підготовчі роботи. Передбачається проведення підготовчих робіт по покладу гір. 640 м в поверсі 640-550 м з метою підготовки блоків до відпрацювання і підготовчих робіт в поверсі 640-550 м з метою забезпечення фронту розвитку гірничих робіт і вентиляції.

Нарізні роботи. Передбачається проведення нарізних робіт в блоці 640-1 в поверсі 640-550 м з метою розвитку гірничих робіт.

Заходами щодо забезпечення безпечного ведення гірничих робіт передбачено:

- створити нормальні санітарно-гігієнічні та кліматичні умови праці для працюючих в шахті за рахунок ефективного провітрювання гірничих робіт, регулюванням розподілу повітря на горизонтах 640, 550, 460 м;
- регулярно силами ЦПГДЛ і СЕС проводити заміри норм ДП і пилу на робочих місцях, усувати причини перевищення санітарних норм;
- проводити ремонт і заміну рейкових шляхів у підземних виробках згідно з графіком;
- проводити заміну застарілого і прийшов в непридатність гірничошахтного обладнання;
- забезпечення всіх працюючих індивідуальними світильниками та засобами індивідуального захисту.

1.3.3 Причини, що стримують розвиток гірничих робіт

Основною причиною, що стримує розвиток гірничих робіт, є брак фінансування за програмою розвитку ядерно-паливного циклу.

1.4 Висновки

Враховуючи, що закінчується відпрацювання запасів на діючих шахтах ДП СхідГЗК, а підготовка запасів Ново-Костянтинівського родовища істотно відстає, перспектива роботи ДП СхідГЗК пов'язана з відпрацюванням Ватутінського родовища. Планована продуктивність шахти з видобутку до 2 млн.т. на рік. Основними стримуючими причинами розвитку гірничих робіт по Ватутінському родовищу є:

- брак фінансування за програмою розвитку ядерно-паливного циклу;
- відсутність достатнього власного фінансування гірничих робіт, які покривають витрати на гірничопрохідницькі роботи, буріння та відбійку вибухових свердловин;
- великі накладні витрати на утримання внутрішньошахтного транспорту, водовідливу, підйому, вентиляції, будівельно-монтажних робіт та управління шахтою;
- недостатня вивченість відпрацьованого покладу залізистих кварцитів.

Для забезпечення стабільної роботи шахти в найближчі 5-15 років необхідно:

- фінансування гірничих робіт за " проектом будівництва першої черги підприємства на базі діючих споруд "Ново-Костянтинівської шахти";
- зниження накладних витрат;
- виділення дослідно-промислової ділянки(Поклад гір. 640 м) для дорозвідки Ватутінського родовища, реалізації промислового освоєння і промислової переробки за повним технологічним циклом до отримання кінцевого продукту і виявлення можливості поліпшення організаційно-виробничої і технологічної схеми з метою підтримки обсягів видобутку, їх збільшення та інтенсифікації переробки руди, поліпшення експлуатаційної ефективності;

Інтенсифікація гірничих робіт по покладу гір. 640 м шахти "Смолінська" ДП СхідГЗК дозволить вирішити перераховані вище проблеми забезпечення стабільної роботи шахти з урахуванням можливості одночасного розвитку гірничих робіт для виходу шахти на проектну потужність, максимальне використання існуючих потужностей гірничотехнічного комплексу.

2 Пропозиції за технологічними рішеннями

2.1 Вибір пріоритетного напрямку і способу вирішення технологічного завдання

Пріоритетними напрямками і способами вирішення поставленого технологічного завдання є:

а. Застосування високопродуктивної системи розробки. Такою є підповерхового-камерна система розробки з відбоек руди віялами глибоких свердловин на відрізну щілину і випуском відбитої руди на віброживильники ПВГ через проміжний горизонт вторинного дроблення із закладкою виробленого простору сумішами, що твердіють. До вибору системи розробки для дослідної ділянки ставляться такі вимоги:

- мінімальні витрати до початку очисних робіт;
- відпрацювання ведеться зі збереженням поверхні від обвалення;
- малі витрати на видобуток 1 т руди.

Система розробки характеризується наступними ТЕП:

- витрата підготовчо-нарізних робіт на 1000 т запасів - 9 п.м;
- вихід руди з 1 п.м свердловини – 5 т;
- витрата ВВ на 1 т відбитої гірничої маси – 0,94.

б. Застосування високопродуктивних комплексів самохідної техніки для забезпечення планованого обсягу проходки гірських виробок під видобуток в 250 тис.т з послідовним подальшим збільшенням обсягів проходки гірських виробок під видобуток в 1000 тис.т і до 3 млн.т і буріння свердловин.

в. Забезпечення необхідних нормативів готових до виїмки запасів - 10 міс.

2.2 Обґрунтування технологічних і технічних рішень

1. Застосування підповерхового-камерної системи розробки з твердінням закладки зроблено на підставі "Інструкції для розробки залізних руд поверхово-камерними системами" і "Тимчасової інструкції з визначення геометричних параметрів камер, які мають контакт з твердіючою закладкою при системі підповерхових штреків (ортов)", досвіду застосування підповерхового камерних систем розробки на шахтах ДП СхідГЗК. Поклад гір. 640 м в осях 30-31 і від горизонту 640 м до 550 м по висоті, розбивається на 10 очисних блоків, приблизно однакових за запасами. В першу чергу відпрацьовуються блоки з 1 по 5, блоки другої черги - 6-10. Блоки другої черги відпрацьовуються після заливки блоків першої черги і набору твердіючої закладки міцності на стиск не менше 60 кг / см^2 , що відповідає терміну твердіння - 6 міс.

У зв'язку з застосуванням на бурінні високопродуктивного бурового верстата Simba L3С, який характеризується високою точністю буріння, і, ґрунтуючись на досвіді застосування цього верстата в світовій практиці,

приймається висота підповерхи рівній в середньому 24 м, з бурінням кругових віял свердловин.

Оформлення днища блоку і схема розбурювання приймається з урахуванням застосування вібровипуска, але для доставки гірничої маси на вторинному дробленні застосовується самохідна дизель-електрична шахтна навантажувально-транспортна машина Wagner EST-2D.

2. З метою накопичення відомостей по геомеханічних параметрах і технології Ватутінського родовища уранових руд, а також для остаточного вибору параметрів системи розробки, порядку відпрацювання інших покладів родовища необхідно на дослідно-промислової стадії відпрацювання провести визначення характеристик міцності властивостей порід, що вміщують, а також організувати систематичні натурні спостереження за стійкістю і деформацією товщі гірських порід.

3. Розрахунок геометричних параметрів системи розробки, виконати за чинною на підприємстві "Інструкції ...". Однак розрахункові параметри слід відкоригувати з урахуванням багаторічного досвіду відпрацювання підповерхового-камерними системами родовищ Східного ГЗК і особливостей геологічної ситуації на конкретно даній ділянці.

4. Виконати плановані обсяги виробництва із застосуванням високопродуктивної самохідної техніки бурової каретки Rocket Boomer 281, вантажної машини Wagner EST-2D, бурового верстата Simba L3C.

2.3 Розрахунок параметрів системи розробки

2.3.1 Дані про запаси, які підлягають виїмці, в тому числі про позабалансових запасах, включених в контур виїмки

Поклад гір. 640 м для стадії проектування дослідно-промислової розробки в межах вибраної ділянки за даними попередньої розвідки оконтурена по категорії С1. Позабалансових запасів в контурі відпрацювання немає. Всього в поверсі 640-550 м відбивається 918 тис.т руди.

2.3.2 Спосіб підготовки блоку до відпрацювання

Спосіб підготовки покладу - комбінований, з відкатувальними штреками і ортами, з випуском руди через віброживильники. Загальна протяжність підготовчих і нарізних виробок дорівнює 9490 п.м, перетин вертикальних виробок 4,4 м², горизонтальних 9,3 м². Питомий обсяг прохідницьких робіт по покладу на 1000 т запасів дорівнює 10,3 п.м (56,6 м³).

2.3.3 Характеристика системи розробки та її основних параметрів

З огляду на гірничогеологічні і гірничотехнічні умови залягання покладу

гір. 640 м і Ватутінського родовища, міцність, стійкість, тріщинуватість руди і порід, що вміщують, круте падіння рудного тіла, потужність руди, приймаємо для відпрацювання блоку високопродуктивну підповерхового-камерну систему розробки з відбоєм руди круговими віялами свердловин.

Відповідно до рекомендацій СТП 2. 173-79, СТП 2.174-79, СТП 2.175-79, СТП 2.176-79, а також для забезпечення більш сприятливих умов провітрювання, створення безпечних умов праці гірників, підвищення інтенсивності та продуктивності блоку, з огляду на необхідність швидкого введення в експлуатацію приймаємо дослідно-промислову ділянку, що складається з 10 очисних камер (блоків). Відбійка руди в блоках буде проводитися хрестом простягання на відрізню щілину, розташовану в висячому боці поклади. Обсяг руди, відбиваний в одному блоці - 91,8 тис.т. Для виконання річного плану з видобутку, необхідно мати три блоки в роботі. Подальші розрахунки проводяться з урахуванням трьох блоків (640-1, 640-2, 640-3).

Основний горизонт 640 м є відкатувальним горизонтом, проміжні: горизонт 629 м - горизонтом підсічки, горизонт 532 м - доставки, горизонти 605 м, 580 м, 557 м - буровими.

На прохідницьких, бурових, очисних і допоміжних роботах передбачається використання високопродуктивних комплексів самохідного бурового, вантажно-транспортного і допоміжного обладнання виробництва Atlas Copco.

Очисний блок має наступні розміри:

- довжина камери – 30 м;
- висота камери – 72 м;
- ширина камери – 17 м;
- висота дна – 11 м;
- висота підсічки – 14 м.

2.3.4 Управління гірським тиском і кріплення виробок

Згідно з рекомендаціями при вибраних параметрах блоку, вироблені простори будуть стійкі протягом усього періоду їх існування. Після закінчення роботи блоку, камера блоку повинна бути залита твердіючою закладкою. На закладних роботах передбачається застосовувати пневматичні перемички, розроблені в Національному гірничому університеті.

Конструкція днища блоку застосовується на шахтах ДП СхідГЗК протягом тривалого періоду і забезпечить стійкість випускних і постачальних виробок на період відпрацювання блоку і обвалення днища при відпрацюванні нижчих запасів.

Кріплення всіх гірничих виробок блоку має проводитися своєчасно відповідно до затверджених для них паспортами кріплення і управління покрівлею, які складаються начальником ділянки відповідно до "Інструкції зі

складання паспортів кріплення і управління покрівлею гірничих виробок в шахтах". При погіршенні гірничо-геологічних і виробничих умов проведення виробок повинно бути припинено до перегляду паспорта. Робочі і технічний нагляд ділянки до початку виконання робіт повинні бути ознайомлені з паспортами кріплення і управління покрівлею під розпис.

Сполучення горизонтальних і вертикальних виробок кріпляться в обов'язковому порядку.

Необхідність кріплення інших сполучень встановлюється паспортами кріплення і управління покрівлею.

2.3.5 Буропідривні роботи

Розрахунок зроблений відповідно до рекомендацій. Відбійка руди в камері блоку і підсікання виробляється підриванням свердловинних зарядів.

Для освіти відрізної щілини шириною 4 м між горизонтами проходяться висхідні повстають на флангах у всячому (східному) боці поклади і відрізний штрек між ними на кордоні контакту з вміщуючими породами.

З відрізних штреків на відрізні повстають буряться паралельні ряди свердловин з гір. 605 м вниз на глибину 21 м, вгору на висоту 22 м, з горизонту 580 м вгору на висоту 20 м. Свердловини буряться буровим верстатом Simba L3C діаметром 89 мм. Відстань між рядами свердловин - 2 м, кількість свердловин в ряду - 3 шт., Відстань між свердловинами в ряду - 1,5 м.

Відстань між свердловинами визначається за формулою:

$$a < (17 - 18)d_{\text{св}}, \quad (2.1)$$

де a - відстань між свердловинами, м;

$d_{\text{св}}$ - діаметр свердловин, мм.

Прийнято розміри сітки свердловин для утворення відрізної щілини: при діаметрі свердловин 89 мм < 1,6 м.

Розташування свердловин у виробленні для утворення відрізної щілини показано на кресленні.

Загальна довжина свердловин для утворення однієї відрізної щілини становить 1701 п.м. Для трьох блоків - 5103 п.м.

В межах відрізної щілини відбивають 4284 м³ руди. Для трьох блоків - 12852 м³. Вихід руди з 1 м свердловини:

$$\lambda = 12852 : 5103 = 2,52 \text{ м}^3 / \text{м}. \quad (2.2)$$

У перерахунку на вагу, при щільності руди 2,5 т/м³

$$\lambda = 2,52 \times 2,67 = 6,3 \text{ т} / \text{м}.$$

Експлуатаційна продуктивність бурового верстата Simba L3C в даних умовах становить 80,8 п.м. / зміну.

Продуктивність буріння свердловин з урахуванням 10% перевиконання норм виробітку:

$$P_6 = 80,8 \times 1,1 = 88,9 \text{ м} / \text{зміну}. \quad (2.3)$$

або в тоннах руди

$$P_6 = 88,9 \times 6,3 = 560,1 \text{ т/ зміну.} \quad (2.4)$$

Свердловини в відрізній щілині заряджаються вручну патронаваними ВВ. Довжина заряду в кожній свердловині приймається рівною: для низхідних свердловин - 21 м, для висхідних свердловин 22 і 20 м відповідно. Загальна маса ВВ для утворення однієї відрізної щілини при масі заряду вибухової речовини 5 кг на 1 м свердловини становить $1701 \times 5 = 8505$ кг. Для трьох блоків – 25515 кг.

Питома витрата ВВ на освіту відрізної щілини з урахуванням використання ВР на вторинне дроблення (0,080 кг/т):

$$q_{ВВ} = 8505 : 1701 + 0,080 = 5,1 \text{ кг/т.} \quad (2.5)$$

Витрата ЕДКЗ з урахуванням 10% запасу

$$q_{д} = 27 \times 2 \times 1,1 : 10710 = 0,006 \text{ шт./т.} \quad (2.6)$$

Витрата електропідривної дроти визначаємо з розрахунку виробництва 10 вибухів по 100 м на один вибух:

$$q_{п} = 100 \times 10 : 10710 = 0,093 \text{ м/т.} \quad (2.7)$$

Норма вироблення на зарядку свердловин дорівнює 2000 кг в зміну на ланку з трьох осіб. Витрати праці на зарядку свердловин складають

$$25515 \times 3 : 2000 = 38,3 \text{ люд.-змін.}$$

З огляду на великий обсяг допоміжних робіт при зарядці свердловин в відрізній щілині, приймаємо витрати праці на зарядку свердловин - 45 люд.-змін.

Витрата бурових коронок, штанг прийнятий за даними практики в аналогічних умовах. Показники по доставці руди при утворенні відрізної щілини прийняті такими ж, як при виїмці запасів руди в камері.

2.3.6 Підсікання камери і відбій камерних запасів

Вертикальна підсікання камери проводиться послідовним висадженням віял свердловин, починаючи з верхніх підповерхів.

Кількість свердловин, їх довжина і розташування визначаються графічним способом для кожної секції проектом розбуривання блоку після проведення дорозвідки. Руда в секціях відбивається відповідно до "Типового проекту на проведення масових вибухів по відбійці руди свердловинними зарядами", узгодженим в ДЮП і технічним розрахунком масового вибуху і розпорядком його проведення при вазі заряду до 1 т і понад 1 т.

Камерні запаси блока розбурюються віялами свердловин з бурових ортов з гір. 629, 605, 580 і 557 м. Діаметр свердловин - 105 мм. Відстань між віялами свердловин - 1,4 м, відстань між кінцями свердловин в віялах - 2,1 м, перебування становить 1 м.

Роботи з розрізання, підсікання і відбійці камерних запасів в блоці виробляються посеційно. Різночасно вибухають перші два віяла свердловин в секції на відрізну щілину для досягнення достатніх розмірів компенсаційної

камери, інші віяла свердловин вибухають з уповільненням в кілька прийомів, але не більше, ніж 3 віяла за один прийом. Підсікання камери з гір. 629 м не повинна випереджати отбойку камери з гір. 605 м більше ніж на 2-3 віяла.

Масові вибухи з кількістю одночасно підривних ВВ не більше 1 т по підсіканню і відбійці руди в камері виробляються в міжзмінній перевазі. Масові вибухи з кількістю ВВ більше 1 т повинні проводитися у вихідні дні.

Буріння експлуатаційних свердловин повинно проводитися відповідно до проекту на розбурювання свердловин в блоці, що розробляється ПТО шахти.

Згідно з попередніми розрахунками обсяги бурових робіт по горизонтах складуть:

- гір. 629 м - 6493 п.м;
- гір. 605 м - 12879 п.м;
- гір. 580 м - 13037 п.м;
- гір. 557 м - 5197 м.

Всього по кожному з блоків - 37606 п.м. Річний обсяг буріння - 112818 п.м.

Вихід руди з 1 п.м свердловини складе 2,44 т.

При застосуванні для ведення вибухових робіт гранульованих ВВ їх витрата на відбійку руди в блоці складе 247,7 т, витрата амоніту № 6 ЖВ для виготовлення бойовиків - 1,5 т. Для забезпечення річного обсягу необхідно - 743,1 т гранульованого ВВ і 4, 5 т амоніту № 6 ЖВ.

Питома витрата ВВ складе 2,7 кг / т.

Вибухові роботи при проведенні гірничих виробок повинні вестися відповідно до паспортів на проведення і кріплення виробок, відбійка руди в камерах відповідно до "Типового проекту проведення масових вибухів по відбійці руди свердловинними зарядами на шахтах ДП СхідГЗК.

Визначення коефіцієнта зближення зарядів:

$$m = 3.0 \cdot \frac{h}{B} \cdot K \cdot d_{\text{св}}, \quad (2.8)$$

де h - максимальна висота підповерха для даного блоку, м;

B - ширина блоку (камери), м;

$d_{\text{св}}$ - діаметр свердловини, см;

K - коефіцієнт, що залежить від співвідношення h / B і інших гірничотехнічних факторів (при $h/B = 1,0 - 1,3$ $K = 0,13$; при $h/B > 1,3$ $K = 0,10$).

Для покладу гір. 640 м $h/B = 24/17 = 1,4$, $K = 0,1$, $m = 1,95$.

ЛНС для рядів свердловин визначена за формулою

$$W = K_{\text{тр}} \cdot \frac{90}{\sqrt{f}} \cdot \frac{e}{e_{\text{г}} \cdot m} \cdot d_{\text{св}}, \quad (2.9)$$

де W - лінія найменшого опору, см;

$K_{\text{тр}} = 1,0$ - коефіцієнт, що враховує тріщинуватість гірського масиву;

$f = 14$ - міцність порід;

$e_{\text{эт}} = A_{\text{эт}} \times p$ - об'ємна концентрація енергії еталонного ВВ (6ЖВ) ккал / см^3 ;

$e = A_{\text{ВВ}} \times p$ - то ж, для застосовуваного ВР, ккал / см^3 ;

$m = 1,64$ - коефіцієнт зближення зарядів;

$A_{\text{эт}}, A_{\text{ВВ}}$ - повна робота вибуху еталонного і застосовуваного ВВ, ккал/г;

p - щільність заряджання, г/ см^3 ;

Розрахункова ЛНС при застосуванні Грануліта АС-8, Грамонітів 79/21:

$W = 1,3$ м.

Розрахункова ЛНС при застосуванні амоніту 6 ЖВ:

$W = 1,6$ м.

Відстань між кінцями свердловин в віялі визначається за формулою:

$$a = m \times W \quad (2.10)$$

$$a = 1,95 \times 1,3 = 2,5 \text{ м.}$$

Перераховуємо параметри сітки свердловин при постійному добутку $a \times W$ за формулою:

$$W_{\text{н}} = \sqrt{\frac{a \times W}{m_{\text{н}}}}, \quad (2.11)$$

де a, W - відстані між свердловинами і ЛНС при вживаному m ;

$W_{\text{н}}$ - ЛНС при новому коефіцієнті зближення $m_{\text{н}}$.

Тоді при коефіцієнтах зближення 0,8 - 1,2 при паралельному розташуванні свердловин і 1,2 - 1,5 при віяловому розташуванні розрахункова ЛНС буде дорівнює:

при застосуванні грануліто АС-8 або грамонітів 79/21 для паралельних свердловин відрізної щілини $W_{\text{н}} = 2,2$ м, для віял свердловин $W_{\text{н}} = 1,6$ м.

З огляду на багаторічний досвід роботи шахт ДП СхідГЗК, приймаємо:

- для паралельних свердловин відрізні щілини $W_{\text{н}} = 2$ м, відстань свердловинами не більше 1,5 м;

- для віял свердловин $W_{\text{н}} = 1,4$ м, відстань між свердловинами 2,1;

Параметри БВР при відпрацюванні блоку по покладу гір. 640 м повинні уточнюватися і коректуватися для поліпшення якості дроблення руди.

Схема розташування свердловин показана на кресленні.

Визначаємо лінійну концентрацію ВВ (місткість ВВ на 1 м свердловини):

$$P = \alpha \times \frac{\Pi \times D^2}{4} \times \gamma \times \epsilon, \quad (2.12)$$

де α - середній коефіцієнт заповнення свердловин по довжині;

D - діаметр свердловини, дм;

γ - щільність ВВ, кг/ дм^3 (АС-8 - 0,895 кг/ дм^3 , амоніт 6 ЖВ - 1,1 кг/ дм^3);

ϵ - щільність заряджання (0,6 - 0,8 для 6 ЖВ, 1,0 - 1,1 для гранулюючого ВВ).

Розрахункові дані лінійної концентрації ВВ залежно від типу ВВ, щільності заряджання свердловин:

- патроновані ВВ (6 ЖВ) - 6,5 кг / м (при заряджанні вручну);
- гранульовані ВВ (АС-8, Грамоніт 79/21) - 8,5 кг / м (при застосуванні зарядника МТЗ - 3 практична щільність заряджання досягає 9 - 9,5 кг / м).

Питома витрата ВВ:

$$q = \frac{Q_{\text{общ}}}{V_p}, \text{ кг/м}^3, \quad (2.13)$$

де q - питома витрата ВВ;

$Q_{\text{общ}}$ - загальна (сумарна) витрата ВВ, кг;

V_p - обсяг відбиваної руди, м³.

Вихід руди з 1 п.м. свердловини:

$$\lambda = \frac{V_p}{L_{\text{св}}}, \text{ т/м}, \quad (2.14)$$

де λ - вихід руди з 1 п.м. свердловини;

V_p - обсяг відбиваної руди;

$L_{\text{св}}$ - загальна (сумарна) довжина підірваних свердловин, м.

Розрахунковий вихід руди з 1 п.м. свердловини діаметром 105 мм, питома витрата ВВ наведена в таблиці 2.1.

Таблиця 2.1 - Вихід руди з 1 п.м. свердловини

Найменування виробки	Ширина камери, м	Коеф. міцності	Вихід руди з 1п.м. свердловини, т	питома витрата ВВ
Відрізна щілина	4	16-18	6,3	5,1
Секція	17	16-18	2,44	3,7

Загальна кількість ВВ на вибух:

$$Q_{\text{заг}} = (P_1 \times L_1 \times N_1) + (P_2 \times L_2 \times N_2) + \dots + (P_i \times L_i \times N_i), \text{ кг}, \quad (2.15)$$

де P_1, P_2, \dots, P_i - лінійна концентрація ВВ на 1 п.м. свердловини, кг/м;

L_1, L_2, \dots, L_i - довжина зарядженої частини свердловини, яка визначається проектом, м;

N_1, N_2, \dots, N_i - кількість свердловин в віялі, пучку, ряду, шт.

2.3.7 Розрахунок електропідривної мережі

Підривання свердловинних зарядів проводиться від джерела постійного або змінного струму. Як джерело постійного струму застосовують підривну машинку КПМ - 3У1. Джерелом змінного струму є шахтна електрична мережа напругою 0,4 кВ.

Розрахункові параметри електропідривної мережі повинні бути не менше

значень, наведених в таблиці 2.2.

Таблиця 2.2 - Параметри електропідривної мережі

Найменування	Рід і джерело струму	
	Постійний КМП - ЗУ1	змінний, електро. мережа 0,4 кВ
Кількість електродетонаторів	до 100	НЕ обмежено
Схема з'єднання	послідовно	послід.-паралельн.
Мінімальний струм на 1 ел. детонатор, а		
при $n < 100$	1,0	2,5
при $n > 100$	1,3	2,5
Максимально допустимий струм на 1 ЕД	-	8,0

Методика розрахунку ЕВС постійного струму полягає у визначенні величини струму, що припадає на один електродетонатор, яка дорівнює:

$$i = \frac{E}{R_{ед} + R_m + r_0}, \text{ а,} \quad (2.16)$$

де i - сила струму, що припадає на один ЕД, а;

E - Напряга на затискачах джерела струму, в (КМП-ЗУ1 - 1500 в);

$R_{ед}$ - сумарний опір ЕД, з'єднаних послідовно, Ом;

$$R_{ед} = \sum_i^n r = r \times n, \text{ ом,} \quad (2.17)$$

де n - кількість ЕД, шт.;

r - опір одного ЕД, Ом;

R_m - опір магістральних проводів, Ом

$$R_m = L \times \rho, \quad (2.18)$$

де L - загальна довжина проводів, м;

ρ - питомий опір дроту, Ом/м;

r_0 - внутрішній опір джерела струму, Ом.

Методика розрахунку ЕВС змінного струму:

$$\text{Загальна сила струму: } I = \frac{U}{\frac{r}{n} \times n_1 + R_n}, \text{ а.} \quad (2.19)$$

де U - напряга в мережі, В;

n - кількість ЕД в одному бойовику, шт.;

n_1 - кількість бойовиків в групі, шт. ;

m - кількість груп, підключених на одну фазу, шт.;

R_n - опір магістральних проводів, Ом.

Сила струму, що припадає на один ЕД:

$$i = \frac{I}{m \times n}, \text{ а} \quad (2.20)$$

Розрахунок безпечних відстаней із сейсмічного впливу вибуху на об'єкти, що охороняються здійснюється за формулою:

$$r_c = K_r \times K_c \times a \times \sqrt[3]{Q_{\text{ВВ}}}, \text{ м}, \quad (2.21)$$

де r_c - відстань від місця вибуху до об'єкту, що охороняється, м;

K_r - коефіцієнт, що залежить від якості ґрунтів в основі об'єкту, що охороняється;

K_c - коефіцієнт, що залежить від типу будівлі і характеру забудови;

a - коефіцієнт, що залежить від показників вибуху;

$Q_{\text{ВВ}}$ - маса заряду, кг.

Визначення безпечних відстаней від місця вибуху до об'єкту, що охороняється в залежності від умов підривання, приведено в додатку 8 "ЕПБ при вибухових роботах".

Розрахунок безпечних відстаней по впливу повітряної хвилі на людину виробляється на підставі "Тимчасової інструкції з визначення небезпечних зон при підготовці масових вибухів в підземних умовах". (Москва. 1980 рік).

Час провітрювання визначається за формулою професора Луговського:

$$t = Z \times \frac{50 \sqrt{i \times A \times W_B}}{Q_{\text{СВ}}}, \quad (2.22)$$

де t - час провітрювання, хв;

Z - 1,1 - 3,0 - коефіцієнт запасу повітря;

i - 0,125 - коефіцієнт, що враховує знаходження місця вибуху;

A - кількість одночасно підриваємого ВВ, кг;

W_B - сумарний обсяг загазованих виробок в напрямку вихідного струменя від місця вибуху, м³;

$Q_{\text{СВ}}$ - кількість свіжого повітря, що направляєється до місця вибуху, м³/хв.

Для випуску зруйнованої руди і навантаження її в вагони ПВГ - 1,4 / 4,0 встановлюють в нішах, пройдених з відкатувального штреку. Роботи по ліквідації зависань руди в дучках, дроблення негабаритів виконують на горизонті вторинного дроблення 532 м.

Технічна продуктивність установки визначається за формулою:

$$P_T = 3600 b \times h_c \times v_m \times K_B \times K_L \times \gamma_p, \quad (2.23)$$

де b - ширина лотка, м;

h_c - висота переміщеного шару руди (0,3...0,5 м);
 v_m - швидкість переміщення матеріалу (0,1...0,5 м/сек);
 K_b - коефіцієнт нерівномірності випуску (0,5...0,8);
 K_d - коефіцієнт що враховує довжину живильника (1,1...1,5);
 γ_p - щільність руди в розпушеному стані, т/м³.

$$P_T = 3600 \times 1,4 \times 0,5 \times 0,5 \times 0,5 \times 1,1 \times 2,5 = 1733 \text{ т/ч.}$$

Вібраційна установка забезпечує високу технічну продуктивність, а експлуатаційну за даними практики шахти приймаємо рівною 330 т / зміну за умовою можливої продуктивності шахтних підйомів. Всі установки, розташовані в блоці обслуговує два робочих, які крім випуску та навантаження руди, виробляють роботи по дробленню негабариту, ліквідації зависань руди. Продуктивність праці становить 330 т / зміну.

Руду на вібраційну установку доставляє шахтні навантажувально-транспортні машини EST 2D. Експлуатаційну продуктивність машини визначимо за формулою:

$$Q = 60 \times T_{cm} \times q \times k_1 \times k_2 \times k_3 / T_u$$

де T_{cm} – тривалість зміни, ч;

q – вантажопідйомність машини, т;

k_1 – коефіцієнт використання машини ($k_1 = 0,8-0,95$);

k_2 – коефіцієнт зниження продуктивності через дроблення негабаритів ($k_2 = 0,9-0,95$);

k_3 – коефіцієнт зниження продуктивності в період освоєння ($k_3 = 0,6-0,9$);

T_u – тривалість циклу, хв.

Тривалість циклу:

$$T_u = \frac{0,12 \times L}{v_{cp}} + \frac{25 + 0,02 \times q \times t_3}{(B/d_{cp})^{1,5}} + t_3 + t_{загр}$$

де L – довжина доставки, м;

v_{cp} – середня швидкість руху машини, км/ч;

q – вантажопідйомність машини, т;

t_3 – середня тривалість ліквідації одного зависання, хв. ($t_3 = 15$ хв.);

B – ширина ковша, м;

d_{cp} – середній діаметр шматка в відбитої руди, м;

t_p – час розвантаження машини, хв.;

$t_{загр}$ – час завантаження машини, хв.

На підставі розрахунків:

тривалість циклу дорівнює - 9,8 хв., приймаємо рівною 10 хв;

експлуатаційна продуктивність - 167 т / год, приймаємо рівним 150 т /

год.

Руду на основному горизонті відкочують електровозами 14-КР в глухих вагонах ВГ-4М, вантажопідйомністю 5 т. Вантажопідйомність складу з 11 вагонів дорівнює 55 т.

За даними хронометражних спостережень чистий час навантаження вагона становить в середньому 2,0 - 2,5 хв, складу - 2,5 x 11 = 27,5 хв. При

змінній продуктивності 330 т протягом зміни необхідно завантажити $330: 55 = 6$ складів. Чистий час навантаження 6 складів одно $27,5 \times 6 = 165$ хв або 2,75 години. Коефіцієнт використання установки протягом зміни - $165: 432 = 0,38$.

Витрата електроенергії на доставку руди при потужності двигуна вантажної машини 56 кВт

$$\omega = \frac{56 \times 7,2 \times 2,75}{0,9 \times 330} = 3,73 \text{ кВт ч/т.} \quad (2.24)$$

Витрата електроенергії на навантаження руди при потужності двигуна віброживильника 20 кВт

$$\omega = \frac{20 \times 7,2 \times 2,75}{0,9 \times 330} = 1,3 \text{ кВт ч/т.} \quad (2.25)$$

2.3.8 Нормативи втрат і розубожування руди

Відомості про втрати і розубожування не наведено, тому що є закритою інформацією.

2.3.9 Послуги по допоміжних роботах

За нормативами на обслуговування механізмів, установок витрачається робота слюсарів 15,6 люд.-год на добу на підготовчих і нарізних роботах і 10,2 люд.-год - на очисних роботах. Витрати праці слюсарів при коефіцієнті облікового складу 1,34 і тривалості зміни 7,2 години складають: на підготовчих і нарізних роботах $15,6 \times 1,34: 7,2 = 2,9$ чол.зміну на добу, на очисних - $10,2 \times 1,34: 7,2 = 1,89$ чол.зміну на добу.

Приймаємо роботу трьох слюсарів на добу на підготовчих і нарізних роботах на весь обсяг робіт і двох слюсарів на добу на очисній виїмці на весь обсяг робіт.

2.4 Технологія виконання прийнятих рішень

Порівняльна техніко-економічна оцінка існуючої та запропонованої технології підготовки та відпрацювання запасів руди.

Вибір технології відпрацювання запасів поклади гір. 640 м проведений, виходячи з геологічної характеристики залягання і властивостей поклади гір. 640 м, визначення стійкості порід горизонтальних, вертикальних і похилих оголень.

На підставі вищевикладеного, узагальнення і вивчення, запаси руди в осях 30-31 в поверсі від горизонту 640 м до горизонту 550 м відпрацьовуються дослідно-промисловими блоками з твердіючою закладкою. Як першочергові до

відпрацювання прийняті запаси трьох дослідно-промислових блоків 640-1, 640-2, 640-3 в осі 30 + 50 в поперсі 640-550 м.

Запаси цього блоку відпрацьовуються підповерхового-камерною системою з доставкою руди на вторинному дробленні самохідну техніку і вібровипуском руди, з наступною закладкою камери блоку твердіючою закладкою.

Вибір технологічної схеми підготовки запасів.

Вибір технологічної схеми підготовки запасів виробляли виходячи із загального обсягу пройдених підготовчо-нарізних виробок, обсягу виробок, пройдених по руді і породі, і їх стійкості, технічної можливості застосування самохідної техніки при проходці виробок.

Стосовно до гірничотехнічних умов розробки поклади гір. 640 м для вивчення і обґрунтування технологічної схеми підготовки і відпрацювання запасів прийнята ортова схема.

Для розробки передбачається потокова технологія підготовки та відпрацювання запасів. При цій технології найбільш технічно складною і трудомісткою є схема приймального горизонту, яка і прийнята до вивчення по графо-аналітичного методу. Зміст методу: графічна розробка конструкцій ортов технологічної схеми; розрахунок обсягів проведення виробок; технологічний аналіз видів прохідницьких робіт; застосування самохідної техніки; стійкість виробок, а також порівняльна оцінка технологічних схем.

Конструктивні параметри днища приймального горизонту за технологічною схемою визначені з умови найбільш повного вилучення запасів, мінімально можливого обсягу проведення підготовчих і нарізних виробок і застосування самохідної техніки.

Обґрунтування технології розбурювання і відбою.

Практика гірничого виробництва показує, що найбільш ефективно руйнується масив, розбурений глибокими свердловинами, тому що при цьому досягається рівномірне розміщення зарядів вибухових речовин по обвалюючому об'єму.

У дослідно-промислових блоках руда розбурюється висхідними і спадними віялами глибоких свердловин діаметром 105 мм. Свердловини вибурюють буровим верстатом Simba L3C.

Параметри буро-вибухових робіт визначено виходячи з кондиційного шматка 1000 мм і виходу негабариту 5 - 12%. Для якісного руйнування масиву відбійку ведуть хрестом простягання, на компенсаційну камеру, підриванням віял глибоких свердловин зустрічно-направлено.

Визначення конструктивних параметрів днища приймального горизонту і доставки.

Конструктивні параметри встановлені з умов повноти вилучення запасів, стійкості рудних ціликів над виробками випуску та використання вже пройдених в днище блоку.

Вибір оптимального варіанта системи розробки по мінімуму грошових

витрат.

Вибір системи розробки руди поклади гір. 640 м виробляли виходячи з гірничо-геологічної характеристики родовища, повноти виїмки запасів, стійкості оголень, використання існуючих виробок, мінімальних трудових і матеріальних витрат.

Для підготовки і відпрацювання запасів дослідно-промислового блоку в осі 30 + 50 прийнята підповерхового - камерна система з доставкою руди на вторинному дробленні самохідну техніку і вібровипуском руди.

Конструкція системи розроблена на основі теоретичних досліджень і досвіду практики вітчизняних і зарубіжних рудників.

Конструктивні та технологічні параметри системи розробки визначені за чинними нормативними документами, методичним положенням і рекомендацій.

Головними технологічними ознаками розробленої технології відпрацювання запасів дослідно-промислового блоку 640-1 є:

- комбінована підготовка запасів;
- розбурювання масиву висхідними, що сходять і круговими віялами глибоких свердловин;
- відбій масиву хрестом простягання покладу на компенсаційну камеру;
- збільшена висота підповерхів;
- випуск, навантаження і доставка руди вібраційними установками;
- на гірничопрохідницьких і очисних роботах застосовується високопродуктивна імпортна техніка.

Практика показала, що ефективність застосування самохідних вантажно-постачальних машин на випуску, навантаження і доставку руди з очисних блоків в значній мірі залежить від якості дроблення руди. При розробці покладів міцних руд з коефіцієнтом міцності 16-18 і оптимальних параметрах буро-вибухових робіт вихід негабариту становить від 9-12 до 18-24%. При такому обсязі виходу негабариту і довжині доставки 100-120 м продуктивність самохідних вантажно-постачальних машин складе 150-200 т в зміну, а з урахуванням підготовчо-нарізних операцій - 100-150 т.

У технологічних схемах із застосуванням самохідних вантажно-постачальних машин передбачено два забої. З урахуванням роботи в одному забої однієї самохідної вантажно-доставочної машини місячна продуктивність блоку складе 9-12 тис.т.

З огляду на вищевикладене, для відпрацювання дослідно-промислового блоку приймається - камерна система розробки з доставкою руди на вторинному дробленні самохідну техніку і вібровипуском руди.

Параметри сітки свердловин при виході негабариту до 10-12% визначені за стандартом підприємства СТП 2.175-79 і рекомендацій УКрНІШпт.

Економічна ефективність розробки запасів покладу гір. 640 м в цілому по шахті буде визначена в процесі освоєння технології і відпрацювання запасів.

2.5 Технологічна схема транспорту

2.5.1 Організація роботи

У структурі управління ВШТ передбачені служби: руху, тяги, шляхи.

Служба руху забезпечує вивіз вантажу за графіком і своєчасну подачу порожняка, транспортування матеріалів.

Служба колії забезпечує ремонт рейкових колій, стрілочних переводів та іншого колійного господарства.

Служба тяги забезпечує безперебійну роботу, ремонт електрообладнання.

Для управління транспортом на шахті Смолінська прийнятий високочастотний диспетчерський зв'язок.

2.5.2 Розрахунок електровозної відкатки

Транспортні засоби шахти «Смолінська» переміщують насипні (масові) і поодинокі (штучні) вантажі.

Розпушена руда і порожня порода відносяться до насипних вантажів. Устаткування, матеріали в ящиках або контейнерах і рідини в резервуарах відносяться до одиничних вантажів.

Для переміщення всіх вантажів по відкатувальним виробках на шахті застосовується локомотивний транспорт. Застосовуються електровози типу К14 зі зчіпною масою 14 т і вагонетки типу ВГ-4М.

Сутність відкатки руди з блоків до стовбура "Вентиляційний" горизонту 500м полягає в наступному - склад з електровозом К14 вагонами ВГ-4М завантажується в відкотних ортах і по штреку Західному польовому потрапляє на опрокиду стовбура Вентиляційного горизонту 500 м. Розвантажившись, склад слідує зворотним ходом до блоків.

2.5.3 Обробка вихідних даних

Таблиця 2.3 - Характеристика елементів траси

Показник	Елементи траси		
	1-2	2-3	3-4
Довжина, км	0,1	0,191	0,26
Середній ухил, ‰	0,004	0,004	0,01

2.5.4 Довжина маршруту

$$L = L_{1-2} + L_{2-3} + L_{3-4} = 0,1 + 0,191 + 0,26 = 0,557 \text{ км} \quad (2.25)$$

2.5.5 Середній ухил

$$I_{\text{cp}} = \frac{I_{1-2} \cdot L_{1-2} + I_{2-3} \cdot L_{2-3} + I_{3-4} \cdot L_{3-4}}{L} = \frac{0,004 \cdot 0,1 + 0,004 \cdot 0,191 + 0,01 \cdot 0,26}{0,557} = 0,0067 \text{ ‰} \quad (2.26)$$

2.5.6 Маса порожнього поїзда

$$m_{\text{п}} = \frac{1000 \cdot P_{\text{ц}} \cdot \Psi}{\omega + \omega_{\text{мп}} + I_{\text{мп}} + 110 \cdot a_{\text{мін}}} = \frac{1000 \cdot 14 \cdot 0,1}{8 + 1 + 0,0046 + 110 \cdot 0,05} = 96,5 \text{ т}; \quad (2.27)$$

де ω - основний опір руху; $\omega = 8$ даН/т;

$\omega_{\text{тр}}$ - додатковий опір руху; $\omega_{\text{тр}} = 1,0$ даН/т;

Ψ - коефіцієнт зчеплення, $\Psi = 0,1$ при рейках покритих рідким брудом з глинистими домішками;

$a_{\text{мін}}$ - мінімальне прискорення, $a_{\text{мін}} = 0,05$ м/с².

2.5.7 Допустима кількість порожніх вагонеток

$$Z = \frac{m_{\text{п}} - m}{m_0} = \frac{96,5 - 14}{1,6} = 50 \text{ вагонів} \quad (2.28)$$

2.5.8 Дійсна маса порожнього поїзда

$$m_{\text{пп}} = P + Z \cdot (m_0) = 14 + 11 \cdot (1,6) = 31,6 \text{ т}. \quad (2.29)$$

2.5.9 Маса всього навантаженого складу

$$m_{\text{пг}} = P + Z \cdot (m_{\text{тр}} + m_0) = 14 + 11 \cdot (5 + 2,5) = 96,5 \text{ т} \quad (2.30)$$

Прийняту масу перевіряємо за умовою гальмування навантаженого поїзда при спуску на середньому ухилі маршруту. Електровоз К14 має в якості робочого колодкове гальмо з пневмоприводом.

2.5.10 Максимальна сила гальмування

$$B_{\text{к}} = 1000 \cdot P \cdot \Psi = 1000 \cdot 14 \cdot 0,1 = 1400 \text{ даН} \quad (2.31)$$

2.5.11 Уповільнення поїзда

$$a = \frac{\omega - I_{\text{cp}} + \frac{B_{\text{к}}}{m_{\text{пг}}}}{110} = \frac{8 - 0,0067 + \frac{1400}{96,5}}{110} = 0,2 \text{ м/с}^2. \quad (2.32)$$

2.5.11 Час підготовки гальм до дії

$$t_{\text{п}} = 1,4 + t_x = 1,4 + 2 = 3,4 \text{ с}; \quad (2.33)$$

де t_x - час холостого ходу, $t_x = 2$ с для колодчатого гальма з пневмоприводом.

2.5.12 Допустима швидкість руху

$$V_{\text{доп}} = \sqrt{(a \cdot t_{\text{п}} + 2 \cdot a \cdot L_{\text{T}} - a \cdot t_{\text{п}})} = \sqrt{(0,2 \cdot 3,4 + 2 \cdot 0,2 \cdot 40 - 0,2 \cdot 3,4)} = 3,4 \text{ м/с}$$

або 12 км/ч (2.34)

де L_{T} - норматив гальмівного шляху, $L_{\text{T}} = 40$ м.

2.5.14 Сила тяги поїзда при сталому русі по середньому ухилу

З вантажем вниз (робочий хід):

$$F_{\text{кр}} = m_{\text{пг}} \cdot (\omega - I_{\text{сп}}) = 96,5 \cdot (8 - 0,0067) = 771 \text{ даН}; \quad (2.35)$$

З порожняком вгору (холостий хід):

$$F_{\text{кх}} = m_{\text{пг}} \cdot (\omega + I_{\text{сп}}) = 31,6 \cdot (8 + 0,0067) = 253 \text{ даН}. \quad (2.36)$$

На один двигун відповідно доводиться сила тяги $F_p = 385,5$ даН $F_x = 126,5$ даН. По електромеханічній характеристиці двигуна ЕДР-25Б (рис 5.2) знаходимо при робочому ході струм $I_p = 80$ А, швидкість руху $V_p = 12$ км/ч, при холостому ході струм $I_x = 50$ А, швидкість руху $V_x = 15$ км/ч. Швидкість при холостому ході перевищує швидкість допустиму. Тому приймаємо $V_{\text{доп}} = 10$ м/с.

Час робочого ходу:

$$t_p = \frac{60 \cdot L}{k_c \cdot V_p} = \frac{60 \cdot 0,557}{0,75 \cdot 12} = 3,7 \text{ хв} \quad (2.37)$$

Час холостого ходу:

$$t_x = \frac{60 \cdot L}{k_c \cdot V_x} = \frac{60 \cdot 0,557}{0,75 \cdot 10,0} = 4,45 \text{ хв} \quad (2.38)$$

$$\text{Час рейсу: } T = t_p + t_x + \theta = 3,7 + 4,45 + 50 = 58,15 \text{ хв} \quad (2.39)$$

де θ час пауз, $\theta = 50$ хв.

2.5.13 Еквівалентна сила струму

$$I_9 = \gamma \cdot \sqrt{\frac{I_p^2 \cdot t_p + I_x^2 \cdot t_x}{T}} = 1,15 \cdot \sqrt{\frac{80^2 \cdot 3,7 + 50^2 \cdot 4,45}{58,15}} = 28,13 \text{ А} \quad (2.40)$$

2.5.14 Тривалий струм двигуна

$$I_{\text{дл}} = I_{\text{час}} \cdot \rho = 130 \cdot 0,45 = 58,5 \quad (2.41)$$

Оскільки $I_e < I_{\text{дл}}$ то двигуни не перегріваються.

2.5.15 Визначення числа електровозів

$$N = 2 \cdot \frac{Q_{\text{см}} \cdot K \cdot T}{60 \cdot Z \cdot m \cdot t_{\text{см}} \cdot K_{\text{в.м}}} = \frac{330 \cdot 1,5 \cdot 58,15}{2 \cdot 60 \cdot 11 \cdot 5 \cdot 7 \cdot 0,7} = 1,7 \quad (2.42)$$

приймаємо 2 електровози.

Додатково приймаємо 1 електровоз для допоміжних робіт і 3 інвентарних. Разом приймаємо 6 електровозів.

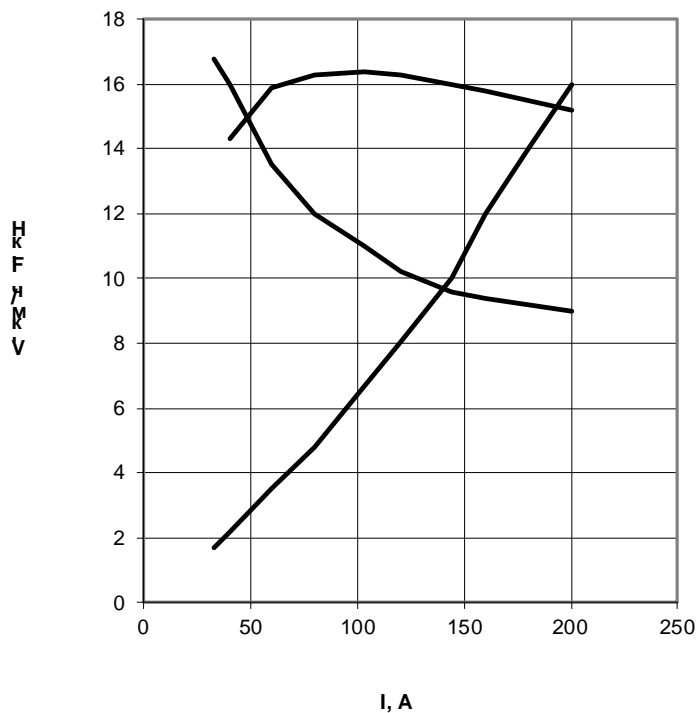


Рис.2.1 Електромеханічні характеристики ЕДР -25Б

2.6 Вентиляція шахти

2.6.1 Вибір способу і схеми провітрювання на планований період розвитку гірничих робіт

При подальшому плановому розвитку гірничих робіт на 5-15 років спосіб і схема вентиляції залишиться незмінним в зв'язку з тим, що провітрювання проектованого поверху буде здійснюватися аналогічно вище розміщеним поверхам, тобто схема вентиляції приймається флангова, спосіб провітрювання всмоктуючий.

2.6.2 Розрахунок кількості повітря для провітрювання шахти

Кількість повітря для провітрювання рудника визначається:

$$Q_{\text{руд}} = \left(\sum_{i=1}^{n_1} Q_{\text{бі}} + \sum_{k=1}^{n_2} Q_{\text{тк}} \right) \cdot K \quad (2.51)$$

де $Q_{\text{бі}}$, $Q_{\text{тк}}$ - відповідно кількості повітря, які необхідно подавати в i -ту очисну виробку, k - ті тупикові виробки, м³ / хв;

n_1 і n_2 - відповідно кількості очисних і тупикових виробок в шахті (згідно з результатами повітряно-депресійної зйомки $n_1=3$, $n_2=5$);

K - коефіцієнт запасу повітря, $K = 1,63$ при всмоктуючому способі провітрювання і при витоках через обрушений простір 25%.

2.6.3 Визначення кількості повітря для очисних вибоїв

Кількість повітря для провітрювання очисних вибоїв визначається за чотирима факторами: 1) по витраті ВВ; 2) за пиловим чинником; 3) по людям; 4) по мінімальній швидкості руху повітря.

1) Кількість повітря по витраті ВВ, в видобувній зміні, протягом якої випускається руда і виконуються роботи по бурінню і провітрювання виробок

$$Q_{\text{бВВ}} = \frac{40,3}{t'} \sqrt{A'_y \cdot V'_3}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.52)$$

де t' - час провітрювання після вибуху заряду для вторинного дроблення, $t' = 5$ хв;

V'_3 - обсяг провітрюваної вироблення, рахуючи від її початку до вентиляційного повсталого, $V'_3 = 450$ м³;

A'_y - величина умовного заряду

$$A'_y = A_1 + A_2 \quad (2.53)$$

A_1 - середня витрата ВВ при вторинному дробленні, кг, $A_1 = 2$ кг;

A_2 - кількість ВВ, відповідне газовиділення з відбитої руди

$$A = \xi \frac{m_{-} \cdot V_{\text{ввл}} \cdot t_{\text{с}}}{\gamma_{\text{р}} \cdot t_{\text{в}} \cdot \%o_{\text{е}}}, \text{ кг} \quad (2.54)$$

де ξ - коефіцієнт, що враховує більш інтенсивне газовиділення в початковий період випуску, $\xi=2,7$;

$P_{\text{д}}$ - добова кількість руди, що випускається з дучек даного орта, $P_{\text{с}}=990$ т;

$V_{\text{ввл}}$ - вільний обсяг руди, $V_{\text{св}} = 0,3 \text{ м}^3/\text{м}^3$;

$\gamma_{\text{р}}$ - об'ємна вага руди в розпушеному стані, $\gamma_{\text{р}} = 4 \text{ т}/\text{м}^3$;

$t_{\text{в}}$ - час випуску руди протягом доби, $t_{\text{в}} = 20$ ч;

$v_{\text{а}}$ - обсяг всіх газів, що утворюються під час вибуху 1 кг ВВ, $v_{\text{а}} = 0,9 \text{ м}^3/\text{кг}$.

$$A_2 = 2,7 \frac{990 \cdot 0,3 \cdot 5}{4 \cdot 20 \cdot 0,9} = 55,0 \text{ кг},$$

$$A'_y = 2 + 55 = 57 \text{ кг}$$

$$Q_{\text{бВВ}} = \frac{40,3}{5} \sqrt{57 \cdot 450} = 1290 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Час, необхідний для провітрювання блоку після масового вибуху

$$t = N \frac{\sqrt{A_y \cdot V_3}}{Q_{\text{бВВ}}}, \text{ год} \quad (2.55)$$

де N - коефіцієнт пропорційності, для системи підповерхового обвалення з відбійкою руди глибокими свердловинами, $N=50$;

V_3 - обсяг загазованих виробок, який визначається з виразу:

$$V_3 = V_{\text{вих}} + A_{\text{вих}} v_{\text{а}}, \text{ м}^3 \quad (2.56)$$

де $V_{\text{вих}}$ - обсяг виробок в сторону вихідного струменя, рахуючи від даного блоку до земної поверхні, $V_{\text{вих}} = 26521 \text{ м}^3$;

$Q_{\text{бВВ}}$ - кількість повітря, що подається до блоку, $Q_{\text{бВВ}}=1800 \text{ м}^3/\text{хв}$;

A_y - величина умовного заряду, визначається з виразу:

$$A_y = i \cdot B \quad (2.57)$$

де B - заряд ВВ підривається в блоці при масовому вибуху, $B=5000$ кг;

i - коефіцієнт, що враховує фактичний обсяг газовиділення у виробки рудника, $i = 0,058$ при бічній і верхній поверхнях відбитої руди з зруйнованими породами.

$$A_y = 5000 \cdot 0,058 = 290,$$

$$V_3 = 26521 + 290 \cdot 0,9 = 26782 \text{ м}^3,$$

$$t = 50 \frac{\sqrt{290 \cdot 26782}}{1290} = 108 \text{ хв.}$$

2) Кількість повітря за пиловим чинником при безперервних процесах пилоутворення (доставка руди віброустановці).

$$Q_{\text{бп}} = q_{\text{оч}} \cdot m \cdot K_{10} \cdot K_{20} \cdot K_{\text{гдк}}, \text{ м}^3/\text{хв};$$

де $q_{\text{оч}}$ - норматив повітря на одну машину, для віброустановки $q_{\text{оч}}=156 \text{ м}^3/\text{хв}$;

m - кількість одночасно працюючих в даній виробці машин, $m=1$;

K_{10} - коефіцієнт, що враховує спосіб провітрювання місця розташування машини, $K_{10}=2$ при розташуванні в ніші;

K_{20} - коефіцієнт, що враховує застосування засобів зниження пилоутворення, $K_{20}=0,7$ при установці зрошувачів в покрівлі виробки;

$K_{гдк}$ - поправний множник, що враховує значення гранично-допустимої концентрації (ГДК) пилу.

$$K_{гдк} = \frac{1,4}{\sqrt{n}} \quad (2.58)$$

де n - ГДК пилу, $n=12$ мг/м³;

$$K_{гдк} = \frac{1,4}{\sqrt{12}} = \frac{1,4}{3,64} = 0,38$$

$$Q_{бп} = 156 \cdot 1 \cdot 2 \cdot 0,7 \cdot 0,38 = 82,9 \text{ м}^3/\text{хв};$$

3) Кількість повітря, необхідне для провітрювання очисного вироблення по людям.

$$Q_{бл} = 6 \cdot n_6, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.59)$$

де n_6 - найбільша кількість людей, які перебувають в очисній виробці одночасно, $n_6 = 5$ людей.

$$Q_{бл} = 6 \cdot 5 = 30 \text{ м}^3/\text{хв}$$

4) Кількість повітря по мінімально допустимій швидкості руху повітря.

$$Q_{бс} = 60 \cdot S \cdot V_{\min}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.60)$$

де S - площа поперечного перерізу виробки, $S = 9,3$ м²

V_{\min} - мінімальна швидкість руху повітря, при $t = 20^\circ\text{C}$ $V_{\min} = 0,5$ м/с;

$$Q_{бс} = 60 \cdot 9,3 \cdot 0,5 = 279 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Остаточо для провітрювання очисних виробок приймається кількість повітря:

$$Q_6 = \max\{ Q_{бвв}, Q_{бп}, Q_{бл}, Q_{бс} \}, \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$Q_6 = Q_{бвв} = 1290 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

2.6.4 Визначення кількості повітря для підготовчих вибоїв (Тупикових виробок)

Кількостей повітря для провітрювання тупикових виробок визначається:
1) по витраті ВВ; 2) за пиловим чинником; 3) по людям; 4) по мінімальній швидкості руху повітря.

1) Кількість повітря для провітрювання тупикових виробок по витраті ВВ.

$$Q_{ТВВ} = 2,25 \cdot \frac{S}{t} \sqrt[3]{\frac{\varphi_1 \cdot B \cdot B}{S \cdot p_1^2}} \cdot L^2, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.61)$$

де S - площа поперечного перерізу виробки, $S = 9,3$ м²;

t - час провітрювання виробки, $t = 30$ хв;

V - найбільша кількість одночасно підриваємого ВВ, $V = 50$ кг;

v - газовість ВВ, $v = 900$ л/кг;

φ_1 = коефіцієнт, що враховує обводнення виробки, $\varphi_1 = 0,6$ виробки частково проходяться по водоносним породам;

P_1 - коефіцієнт витоків повітря в трубопроводі, $P_1 = 1,111$ для трубопроводу типу М довжиною 120 м;

L - довжина виробки, $L = 130$ м.

$$Q_{\text{ТВВ}} = 2,25 \cdot \frac{9,3}{30} \cdot \sqrt[3]{\frac{0,6 \cdot 50 \cdot 900}{10 \cdot 1,111}} \cdot 130^2 = 240,6 \text{ м}^3/\text{хв}$$

2) Кількість повітря для провітрювання тупикових виробок, що забезпечує мінімальну запиленість повітря.

$$Q_{\text{тп}} = q_n \cdot m' \cdot K_{\text{п1}} \cdot K_{\text{п2}} \cdot K_{\text{п3}} \cdot K_{\text{ГДК}}, \quad (2.62)$$

де q_n - норматив витрати повітря на одну бурильну машину, $q_n = 90 \text{ м}^3/\text{хв}$ для телескопних перфораторів;

m' - кількість одночасно працюючих в тупиковій виробці машин, $m' = 1$;

$K_{\text{п1}}$ - коефіцієнт, що враховує умови буріння шпурів, $K_{\text{п1}} = 1$ при проходці горизонтальних і висхідних виробок;

$K_{\text{п2}}$ - коефіцієнт, що враховує спосіб провітрювання, $K_{\text{п2}} = 1$ при нагнітальному способі провітрювання;

$K_{\text{п3}}$ - коефіцієнт, що враховує застосування засобів, що попереджають диспергування бурового шламу, $K_{\text{п3}} = 1$ при відсутності коштів;

$K_{\text{ГДК}}$ - поправочний множник, що враховує значення ГДК пилю, $K_{\text{ГДК}} = 0,38$.

$$Q_{\text{тп}} = 90 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 0,38 = 34,2 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

3) Кількостей повітря по людях.

$$Q_{\text{тл}} = 6 \cdot n_{\text{т}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.63)$$

де $n_{\text{т}}$ - найбільша кількість людей, які перебувають в тупиковій виробці одночасно, $n_{\text{т}} = 5$ чоловік.

$$Q_{\text{тл}} = 6 \cdot 5 = 30 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

4) Кількість повітря по мінімальній швидкості руху повітря.

$$Q_{\text{тс}} = 60 \cdot S \cdot V_{\text{min}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.64)$$

де S - площа перерізу тупикової виробки, $S = 9,3 \text{ м}^2$;

V_{min} - мінімально допустима швидкість руху повітря, $V_{\text{min}} = 0,25 \text{ м/с}$ згідно ЕПБ для підготовчих виробок.

$$Q_{\text{тс}} = 60 \cdot 9,3 \cdot 0,25 = 139,5 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Остаточна витрата повітря для тупикових виробок:

$$Q_{\text{т}} = \max \{ Q_{\text{ТВВ}}, Q_{\text{тп}}, Q_{\text{тл}}, Q_{\text{тс}} \},$$

$$Q_{\text{т}} = Q_{\text{ТВВ}} = 240,6 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Кількість повітря для рудника:

$$Q_{\text{руд}} = (1290 \cdot 3 + 240,6 \cdot 5) \cdot 1,63 = 8269 \text{ м}^3/\text{хв} = 138 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Кількість повітря для рудника з урахуванням всіх споживачів становить:

$$Q_{\text{руд.полн.}} = Q_{\text{руд}} + Q_{\text{опк}} = 138,0 + 126,2 = 264,2 \text{ м}^3/\text{с} \quad (2.6)$$

де $Q_{\text{опк}}$ - витрата повітря для відокремлено провітрюваних камер.

2.6.5 Визначення депресії шахти

Депресія шахти визначається як сума депресій виробок напрямку максимальної депресії:

$$h_{\text{ш}} = \sum_{i=1}^n h_i, \text{ Н/м}^2, \quad (2.66)$$

де h - кількість виробок, що входять в напрямок максимальної депресії. Депресія i -тої виробки визначається по формулі:

$$h_i = \alpha_i \frac{P_i \cdot L_i}{S_i^3} Q_i^2, \text{ Н/м}^2 \quad (2.67)$$

де α_i - коефіцієнт аеродинамічного опору i -тої виробки, $\text{Н}\cdot\text{с}^2/\text{м}^4$, приймається за таблицями.

P_i , L_i , S_i , Q_i - відповідно периметр, м; довжина, м; площа поперечного перерізу, м^2 ; кількість повітря, що проходить, $\text{м}^3/\text{с}$ для i -тої виробки.

За направлення максимальної депресії приймаємо напрямок, сумарна довжина виробок якого має найбільшу величину.

Розрахунок депресії рудника наведено в таблиці 2.7

2.6.6 Розрахунок головної вентиляційної установки

Депресія вентилятора головного провітрювання визначається за формулою:

$$h_e = 1,2 \cdot h_{\text{п.в.}} + h_{\text{к.у.}} \text{ Па}, \quad (2.68)$$

де $h_{\text{п.в.}}$ - депресія підземних виробок направлення, Па;

$h_{\text{к.у.}}$ - депресія каналу калориферної установки, Па;

1,2 - коефіцієнт, що враховує втрати тиску на місцевих опорах в шахтній вентиляційній мережі і в каналі вентиляційної установки.

Депресія $h_{\text{п.в.}}$ знаходиться як сума депресій окремо з'єднаних виробок, що входять в напрямок.

Загальна депресія напрямку становить 2321 Па.

Депресія вентилятора складе:

$$h_e = 1,3 \cdot h_{\text{п.в.}} = 1,2 \cdot 2321 + 232,1 = 3017 \text{ Па}. \quad (2.69)$$

Визначимо подачу вентилятора:

$$Q_e = Q_{\text{ш}} \cdot K_{\text{ут.вн.}} = 264,2 \cdot 1,25 = 330 \text{ м}^3/\text{с}, \quad (2.70)$$

де $K_{\text{ут.вн.}}$ - коефіцієнт, що враховує витоку повітря через надшахтну будівлю і канал вентилятора.

Аеродинамічний опір шахтної мережі, на яку працює даний вентилятор визначається за формулою:

$$R_{\text{ш}} = h_e / Q_e^2 = 3017 / (330)^2 = 0,028 \text{ Н}\cdot\text{с}^2/\text{м}^8. \quad (2.71)$$

Таблиця 2.7 - Розрахунок депресії напрямку

номер гілки	початок вузла	кінець вузла	довжина виробки	переріз виробки м ²	витрата повітря м ³ /с	депресія, мм вод.ст.
1	1	2	640	25,8	80	117
2	2	3	920	15,1	80	431
3	3	4	340	12,7	40	71
4	4	5	30	12,7	30	115
5	5	6	30	4,4	20	141
6	6	10	350	5,6	20	126
7	10	22	30	4,4	20	140
8	22	44	25	9,8	30	121
9	44	45	60	4,4	10	114
10	45	35	50	9,8	25	114,8
11	35	36	200	9,8	35	165,5
12	36	27	50	12,7	40	126,2
13	27	29	50	12,7	45	33,2
14	29	37	100	15,1	50	36,2
15	37	38	80	15,1	50	25,8
16	38	39	640	38,5	80	128
17	39	40	20	6,76	85	315

Для побудови аеродинамічної характеристики мережі задамо довільні значення витрати повітря Q_v і розрахуємо депресію за формулою:

$$h_i = R_{\omega} \cdot Q_v^2 \text{ Па.} \quad (2.72)$$

Результати розрахунку депресії зведемо в таблицю 2.8.

Таблиця 2.8. - Результати розрахунку депресії

$Q_i, \text{ м}^3/\text{с}$	60	120	180	240	300	360	420
$h_i, \text{ Па}$	100,2	403,2	907,2	1612,8	2520	3628,8	4939,2

Фактичні витрати електроенергії і депресія вентилятора головного провітрювання складуть : $Q_{\phi}=340 \text{ м}^3/\text{с}$; $H_{\phi}=3250 \text{ Па}$; вентилятор працює з ККД рівним 80 %.

2.7 Організація робіт по виконанню прийнятих рішень

Продуктивність ділянки по рудній масі для крутопадаючих покладів визначаємо по гірничо-технічними можливостями, виходячи з річного зниження очисних робіт по формулі:

$$A = \frac{H \times S \times e \times Y \times n}{1 - p}, \text{ тис. т / рік} \quad (2.73)$$

де :

A - річна продуктивність ділянки, тис.т;

H - річне зниження гірничих робіт, м;

S - горизонтальна рудна площа ділянки, тис.м²;

Y - об'ємна маса руди в масиві, т/м³;

n - коефіцієнт вилучення руди, (n = 1 - p, де p-втрати руди в частках одиниці);

p - розубожування в частках одиниці;

e - поправочний коефіцієнт на нормальну потужність рудного тіла.

Відповідно до "Нормами технологічного проектування ..." РТМ 8-8-87 для параметрів проектованої ділянки річне зниження приймаємо по таблиці 2.2.3 - 15 м, поправочний коефіцієнт по таблиці 2.2.2 - 0,6, об'ємна маса руди 2,5 т/м³.

Продуктивність визначена для системи розробки з ортовою підготовкою при втратах 25% і розубожуванні – 5%.

$$A = \frac{15 \times 10,2 \times 0,6 \times 2,5 \times 0,75}{1 - 0,05} = 181 \text{ тис.т.}$$

з урахуванням попутного видобутку прийнято 250 тис.т.

Організація робіт прийнята:

- режим роботи підприємства - безперервний;
- п'ятиденний робочий тиждень з двома вихідними днями;
- робочих днів у році - 254;
- видобувних змін на добу - 3;
- тривалість зміни, час:
 - на підземних роботах - 7,2;
 - на поверхневих роботах - 8,0.

3 Техніка безпеки при проведенні масових вибухів

Всі роботи по підготовці вибуху, доставці ВМ, зарядці вибухових свердловин проводяться в строгій відповідності з "Єдиними правилами безпеки при підривних роботах", "Єдиних правил безпеки при розробці рудних, нерудних і розсипних родовищ підземним способом" і "Інструкції по організації та проведенню масових вибухів на підприємствах з підземним способом розробки "і" Типового проектом проведення масових вибухів по відбійці руди свердловинними зарядами на шахтах ДП СхідГЗК ", узгоджених з органом Держнаглядохоронпраці, якими передбачено повністю розпорядок і безпеку проведення масових вибухів.

3.1 Підготовка блоку до масового вибуху

Підготовка блоку до масового вибуху починається з очищення місць зарядки, розкриття і контрольних замірів свердловин, освітлення і підготовки виробок за маршрутами доставки ВМ, обладнання висхідних виробок для спуску-підйому ВВ. Після контрольного заміру свердловин дільничним маркшейдером видається графічний матеріал на очистку свердловин від води, мулу до фактичних глибин.

Для механізованого заряджання глибоких свердловин готують зарядні машини МТЗ-3 з урахуванням резерву (одна машина). До початку завезення ВМ перевірені і справні зарядні машини встановлюються в місцях визначених проектом.

3.2 Чистка вибухових свердловин

Очищення вибухових свердловин від води і мулу виконується стисненим повітрям, а, в разі необхідності, буровим верстатом. Контроль за безпечним і якісним виконанням робіт з очищення свердловин покладається на нагляд ділянки БПР.

Після закінчення очищення свердловин проводиться контрольний замір заряджаючих свердловин, який заноситься в акт готовності блоку до вибуху.

3.3 Доставка ВМ

До початку транспортування ВМ з базисного складу на проммайданчик шахти комісія перевіряє місця зарядки і підходи до них на предмет оборки заколів, кріплення окремих ділянок покрівлі виробок, відповідно ЕПБ перекриттів, огорожень, вентиляційних пристроїв, місць установки зарядника і їх заземлення. За результатами перевірки складається акт готовності блоку до вибуху.

Потрібна кількість ВМ для вибуху перевозиться з базисного складу на спеціально обладнаних машинах до стовбурів шахти. Машини повинні бути забезпечені брезентом. На проммайданчику шахти ВМ перевантажуються в спеціальні вагонетки для спуску в шахту. Завезення ВМ на проммайданчик проводиться тільки в світлий час доби.

Вантажні розвантажувальні роботи, транспортування ВМ до місць зарядки виконуються бригадами проінструктованих робочих з їх розписом в журналі інструктажу під керівництвом особи технічного нагляду.

Охорона ВМ в дорозі з базисного складу до стовбурів забезпечується озброєною охороною.

Спуск ВМ в шахту здійснюється в заводській упаковці в спеціально обладнаних вагонетках, укритих діелектричним неспаленим матеріалом.

Біля зарядника має бути не більше тієї кількості ВВ, яке визначено проектом на масовий вибух.

З моменту доставки ВМ всі вибухові роботи в радіусі не менше 100 м від місця зберігання ВВ припиняються.

3.4 Зарядка свердловин

Перед початком зарядки свердловин начальнику БПР видається графічний матеріал з проекту масового вибуху із зазначенням розвантажувальних майданчиків, установки зарядника, огорож, розташування свердловин по виробках і конструкції зарядів.

Висхідні і низхідні свердловини заряджаються гранульованими ВР зарядника МТЗ-3. Обводнені свердловини заряджаються патруном ВВ вручну.

Змінна продуктивність підричника при зарядці свердловин гранульованим ВВ зарядника МТЗ-3 - 4000 т / зміну.

Для зарядки свердловин потрібно 12 осіб

Підривання електричне, джерело струму - силова мережа електричних установок (змінний струм) або КМП-3У1 (постійний струм).

Патрон - бойовик виготовляється з 3 патронів амоніту 6 ЖВ Ø 32 мм і двох паралельно з'єднаних між собою електродетонаторів. Патрон - бойовик вводиться в свердловину останнім.

Місця виготовлення бойовиків для свердловинних зарядів вказуються в проекті на планах горизонтів. Виготовлення бойовиків починається після закінчення зарядки свердловин.

До початку виготовлення бойовиків необхідно прибрати всі зарядні пристрої та інструмент з місця зарядки. Місця виготовлення бойовиків повинні бути ретельно оглянуті і приведені в безпечний стан.

За вказівкою відповідального за вибух, підричники отримують електродетонатори на підземному складі ВМ, на підставі наряд-путівки, затвердженої головним інженером шахти.

У зазначених місцях підрильники приступають до виготовлення бойовиків в черговості, встановленої головним інженером шахти вибуху.

Відповідальний за вибух дає дозвіл технічного керівника вибуху на виготовлення бойовиків і введення бойовиків в свердловинні заряди і монтаж вибухової мережі після всіх робіт із зарядки, але не раніше, ніж через 1 годину після закінчення механізованої зарядки.

3.5 Провітрювання району вибуху

Провітрювання району вибуху здійснюється за рахунок загальношахтної діпресії. Час, необхідний для провітрювання шахти після масового вибуху, визначається за формулою проф. С.І. Луговського:

$$t = Z \times \frac{50 \sqrt{i \times A \times W_B}}{Q_{св}}, \quad (2.74)$$

де t - час провітрювання, хв;

Z - 1,1 - 3,0 - коефіцієнт запасу повітря;

i - 0,125 - коефіцієнт, що враховує знаходження місця вибуху;

A - кількість водночас підриваємого ВВ, кг;

W_B - сумарний обсяг загазованих виробок в напрямку вихідного струменя від місця вибуху, м³;

$Q_{св}$ - кількість свіжого повітря, яке направляєється до місця вибуху, м³/хв.

Вентилятори головного провітрювання включаються в роботу після виробництва масового вибуху і продовжують працювати до відновлення нормальної рудничної атмосфери в районі вибуху. Остаточний час провітрювання уточнюється за результатами проб повітря, відібраних бійцями ВГРЧ, згідно завдання.

3.6 Заходи безпеки щодо отруйних газів, що утворюються при масовому вибуху

Перш ніж почнеться заряджання вентиляційний нагляд шахти разом з бійцями ВГРЧ перевіряють вентиляційні пристрої, а також всю схему провітрювання шахти, відділення ДВГРС знайомиться з розташуванням електроустановок і водовідливу.

Перед виробництвом масового вибуху ГВР зупиняються, їх атмосферні ляди і шлюзи відкриваються. Всі протипожежні та вентиляційні двері відкриваються і розкріплюються.

Після вибуху негайно закриваються атмосферні ляди, шлюзи і включаються ГВР.

Робота бійців ДВГРС після вибуху проводиться згідно з письмовим завданням на огляд району вибуху і відбір проб повітря в межах розрахункової зони вибуху.

У будівлях ГВР на поверхні необхідно встановити пости ДВГРС на час вибуху.

Окремі позиції до плану ліквідації аварій складаються перш ніж почнеться заряджання свердловин.

Складається перелік місць відбору проб повітря після проведення масового вибуху.

3.7 Визначення сейсмічної безпечної відстані від місця вибуху

Визначення відстані, на якому коливання ґрунту під час вибуху будуть безпечними для підземних споруд, здійснюється за формулою:

$$R_c = K_r \times K_c \times a \times \sqrt[3]{Q_3}, \text{ м} \quad (2.75)$$

де R_c - відстань від місця вибуху, м;

K_r - коефіцієнт, що залежить від властивостей ґрунту в основі охоронюваних об'єктів (табл.3, ЕПБ при ВР, стр.124);

K_c - коефіцієнт, що залежить від типу будівель (споруд) і характеру забудови (табл.3, ЕПБ при ВР, стр.124);

a - коефіцієнт, що залежить від умов підривання (табл. 4, ЕПБ при ВР, стр.124);

Q_3 - найбільшу вагу ВВ, що припадає на одне уповільнення.

3.8 Визначення безпечної відстані по УВВ при масовому вибуху

З огляду на велику глибину підривання зарядів, радіус небезпечної зони на поверхні за дією повітряної хвилі не розраховується. Радіус небезпечної зони за дією УВВ на людини з тимчасової інструкції по координатам номограми:

а. безпечну відстань при заряджанні;

б. при перевірці груп.

$$k = \frac{q \times n \times \text{кут}}{S \times R_3} \quad (2.74) \quad \text{и} \quad i = \frac{b \times R_3}{d} \quad (2.76)$$

де q - вага розривного заряду (ємність бункера МТЗ-3);

n - коефіцієнт переходу енергії на освіту УВВ;

$k_{пт}$ - коефіцієнт питомої теплоти вибуху ВВ;

S - сумарна площа перерізу виробок, що примикають до заряду, м²;

R_3 - шлях, пройдений хвилею по виробках до поста охорони, м;

d - приведений діаметр виробки, м;

b - коефіцієнт, що враховує шорсткість виробок;

k та i - координати номограми.

По номограмі знаходять тиск УВВ в районі поста охорони, перевіряють з урахуванням місцевих опорів, переконуються, що обрані місця відповідають вимогам безпеки.

З метою зниження впливу повітряної хвилі на гірничі виробки застосовують короткоуповільнене підривання, встановлюють тросові перемички. Воронки дучек блоку, камера на горизонті підсічки на висоту не менше 1 м заповнені рудою, яка створює захисну подушку від удару повітряної хвилі і обвалюються руди на вироблення днища.

Вище наведені в розділі формули (2.74 - 2.76) розраховуються для кожного конкретного масового вибуху.

3.9 Додаткові організаційно-технічні заходи з безпеки робіт при проведенні масового вибуху

1. Доставка ВМ, заряджання свердловинних зарядів, комутація електропідривної мережі проводиться спеціально проінструктованими робочими з розписом в книзі інструктажу.

2. Завантаження вагонеток з ВВ на поверхні виробляється на спеціальному майданчику. На час розвантажувальних-навантажувальних робіт майданчик огорожується канатом з прикріпленими через 2-2,5 м червоними прапорцями.

3. Спуск вагонеток з ВВ або зарядних машин по стовбурах шахти виконується у встановлений розпорядженням керівника підприємства час.

4. Кожне місце зосередження ВВ необхідно забезпечити чотирма вогнегасниками і пожежним стволом з рукавом, приєднаним до протипожежної магістралі.

5. Доставка ВВ повинна виконуватися в умовах, що виключають загоряння ВВ. При доставці контактними електровозами вагонетки накриваються вогнезахисними покриттями або доставляються в закритих вагонетках.

6. Допускається доставка зарядних пристроїв, трубопроводів і інструменту в різних вагонетках в одному складі з ВВ. Швидкість руху складу з ВВ не повинна перевищувати 3 км / год.

7. Робітники, знову виділяються на доставку ВВ, повинні бути проінструктовані про правила поведінки з ВМ і протипожежними заходами з обов'язковим записом в книзі інструктажу.

8. До початку очищення свердловин підходи до компенсаційної камері блоку захищаються дерев'яними бар'єрами.

9. Усі працюючі на очищенні і зарядці свердловин в безпосередній близькості від відкритих камер повинні користуватися запобіжними поясами з канатами, які кріпляться до опор-штирів в двох місцях, а вільна довжина каната повинна бути не менше 3-х метрів.

10. До початку доставки ВМ до місць зарядки, по всьому шляху транспортування перевіряється стан виробок, оббирають заколи, де необхідно, настеляються дерев'яні трапики, влаштовуються майданчики для прийому і перевантаження ВМ.

11. Перед початком доставки ВМ, в місцях заряджання, розміщення ВВ і зарядного пристрою з боку можливого підходу людей на відстані не менше 25 м по виробках від останньої вагонетки з ВВ (штабеля мішків з ВВ), зарядного пристрою, що заряджається свердловини або камери повинні виставлятися пости охорони або аншлаги:

"Стой! ЙДЕ ЗАРЯДЖАННЯ!". Зміна постових проводиться на місці. Розташування постів вказується на планах горизонтів.

12. За 25 м від місця розвантаження ВМ і установки зарядника контактний провід повинен бути відключений і закорочен на землю.

13. Головний енергетик шахти спільно з начальником ВТБ повинні забезпечити нормальне провітрювання виробок на період зарядки і проведення вибуху, а також після вибуху.

14. У місцях розпакування мішків з гранульованими ВР і завантаження їх в зарядну машину розстелити поліетиленову плівку для збору просипався ВВ з подальшим знищенням шляхом розчинення у воді або вибухом одночасно з основним зарядом ВВ. Забороняється для пневмозарядження використання прокидається і засмічених ВВ.

15. Місця розвантаження ВВ і зарядки свердловин очищають від горючих матеріалів, покрівлю та боки виробок зрошують водою. Завчасно забезпечити місця розвантаження і складування ВВ, зарядні машини протипожежним водопроводом, пожежним рукавом, підключеним до гайки "Богданова", вогнегасниками (не менше 2-х штук на місце зарядки). Курити в районі зарядки категорично ЗАБОРОНЯЄТЬСЯ! Всі курильні приналежності повинні бути здані при вході в район зарядки.

16. Пневмозарядниками перед зарядкою повинні бути перевірені, встановлені на дерев'яних площадках і заземлені. Заземлення повинно бути виміряне приладами М-416 і результат виміру записаний в спеціальну книгу. Зарядка проводиться спеціальними шлангами, перевіреними на токопровідність і на відповідність допустимого опору при отриманні їх зі складу.

17. Зарядка свердловин за допомогою пневмозарядниками починається після того, як підрильники, що працюють на них, отримують наряд на зарядку свердловин і результати виміру опору заземлення машини і шланга, що не перевищують допустимі норми.

18. До роботи на зарядних машинах допускаються особи, які мають "Єдину книжку підрильника" і які пройшли навчання за спеціальною програмою для механізованого заряджання і отримали посвідчення. До допоміжних роботах при механізованому заряджанні свердловин допускаються особи, які мають спеціальні навички і пройшли спеціальний інструктаж. Перед початком заряджання повинен бути проведений профілактичний огляд засобів механізованої зарядки. Ремонт зарядних машин на місці зарядки поблизу місць зберігання ВМ забороняється.

19. При зарядці свердловин не дозволяється перебування осіб, не пов'язаних з виробництвом вибуху в радіусі небезпечної зони. При виготовленні та укладанні бойовиків в заряди все люди виводяться на поверхню, крім осіб, зайнятих на комутації вибухової мережі, чергових підстанцій, обслуги стовбурів, водовідливів і постів охорони.

20. Роботи при механізованій зарядці дозволяється проводити після встановлення надійного телефонного зв'язку між оператором-підрильниким на зарядній машині і заряджає підрильниким.

21. Виготовлення бойовиків проводиться в місцях, встановлених проектом масового вибуху.

22. Підривання заряду ВВ може виконуватися за допомогою електродетонаторів або детонуючого шнура, ініційованого електричним способом. Бойовик з електродетонатором розташовується в заряді з боку гирла свердловини останнім.

23. Введення бойовиків в заряди ВВ має здійснюватися вручну з використанням забійника і не раніше однієї години після закінчення зарядки під час пневмо зарядження. Допускається використання зарядних трубопроводів для введення безкапсюльних бойовиків в заряди ВВ.

24. Розміщення бойовиків, з'єднання проводів електродетонаторів, під'єднання ініціатора до мережі детонуючого шнура дозволяється тільки після закінчення заряджання і видалення на безпечну відстань людей, не пов'язаних з монтажем вибухової мережі. При масових вибухах спеціального призначення перед початком укладання бойовиків або перед підключенням ініціатора до мережі детонуючого шнура, всі люди, не пов'язані з монтажем вибухової мережі, повинні бути виведені з підземних гірничих виробок на поверхню.

25. Після закінчення комутації груп, кожна перевіряється приладом з безпечного місця, маркується, а потім підключається до клемника. Кінці змонтованих груп (дільниць) приймає від відповідальних за монтаж начальник дільниці ПР, повторюючи замір опорів і звіряючи їх з розрахунковими.

26. Напруга освітлювальної мережі повинна бути не більше 42 В, світильники нормальні рудничні. До початку монтажу електропідривної мережі освітлювальну мережу необхідно відключити і прибрати, а освітлення повинно здійснюватися індивідуальними світильниками.

27. У межах небезпечної зони при заряджанні свердловин всі електроустановки, кабелі та контактна мережа знеструмлюється, встановлюються закоротки, а на рубильниках зміцнюються таблички з написом "Не включати! ЙДЕ ЗАРЯДЖАННЯ!"

28. Джерело струму включається підрильниким в присутності відповідального за монтаж вибухової мережі по команді відповідального за вибух (начальника вибуху) після отримання письмових рапортів про виведення людей на безпечну відстань і виконанні всіх заходів, передбачених проектом вибуху.

29. На період проведення масового вибуху встановлюється режим роботи головного вентилятора і забезпечується чергування електрослюсаря.

30. Всі ділянки, відділи та служби шахти письмово сповіщаються про масовий вибух.

При кожному масовому вибуху органи Держнаглядохоронпраці повинні бути сповіщені не пізніше, ніж за дві доби.

31. Відповідальний за вибух перед виробництвом вибуху і в момент вибуху знаходиться на командному пункті (в диспетчерській шахті).

32. Дозвіл на допуск людей для роботи в районі вибуху видається відповідальним за вибух після отримання необхідних даних від осіб нагляду та ДВГРС.

33. У першу робочу зміну після вибуху нагляд ділянки особисто перевіряє стан забоїв і виробляє допуск до роботи.

34. Вироблення в районі вибуху і прилеглі до нього, в перший час, тривалість якого встановлюється головним інженером шахти, повинна перебувати під суворим контролем ВТБ. Змінний нагляд повинен систематично контролювати рудничну атмосферу за допомогою газоаналізаторів. При виявленні змісту газів вище норми необхідно вивести людей з вибоїв, довести до відома начальника ВТБ та головного інженера шахти.

35. У ході випуску гірської маси, відбитої при масовому вибуху, повинен здійснюватися контроль за наявністю в ній вибухових речовин.

4 Охорона навколишнього середовища

1. Для зменшення викидів забруднюючих речовин в атмосферу:

- застосування мокрого пилоподавлення в місцях перевантаження і транспортування породи і сипучих матеріалів;
- промивка шпурів і свердловин при проведенні бурових робіт;
- зрошення забоїв до і після проведення вибухових робіт;
- установка водяних завіс і тумано утворювачів на вихідному струмені;
- ізоляція герметичними перемичками всіх недіючих виробок, що служили в свій час для видобутку уранових руд або мають зв'язок з такими виробками.

2. Для запобігання руйнівних впливів на геологічне і техногенне середовище:

- застосування уповільненого відривання при виробництві масових вибухів.

Відпрацювання родовища проводиться відповідно до ліцензії та в межах гірничого відводу, "Кодексом України про надра".

На підприємстві застосовується схема оборотного водопостачання, тобто після відкачування води з шахти вона використовується в циклі збагачення.

На підприємстві існує служба контролю умов праці та охорони навколишнього середовища, основною функцією якої є контроль за рівнем виробничих шкідливих факторів на робочих місцях і за ступенем забруднення шкідливими речовинами різних об'єктів навколишнього середовища. Передбачено плановий контроль, оперативний контроль і науково-дослідні роботи. Склад контролю наступний: інструментальні вимірювання, відбір проб, аналітичні роботи в стаціонарній лабораторії, робота з контролю за умовами праці ведеться як під землею, так і в виробничих приміщеннях поверхневого комплексу. Робота з охорони навколишнього середовища виконується в межах проммайданчика, санітарно-захисної зони і зони спостереження для кожного об'єкта підприємства окремо. За результатами аналізів і узагальнень розробляються відповідні заходи, спрямовані на поліпшення санітарно-гігієнічної обстановки.

Висновок

З огляду на гірничо-геологічні і гірничотехнічні умови залягання покладу гір. 640 м і Ватутінського родовища, міцність, стійкість, тріщинуватість руди і порід, що вміщують, круте падіння рудного тіла, потужність руди, приймаємо для відпрацювання блоку високопродуктивну підповерхового-камерну систему розробки з відбійкою руди круговими віялами свердловин.

Основний горизонт 640 м є відкатувальним горизонтом, проміжні: горизонт 629 м - горизонтом підсічки, горизонт 532 м - доставки, горизонти 605 м, 580 м, 557 м - буровими.

На прохідницьких, бурових, очисних і допоміжних роботах передбачається використання високопродуктивних комплексів самохідного бурового, вантажно-транспортного і допоміжного обладнання виробництва Atlas Copco.

Спосіб підготовки покладу - комбінований, з відкатувальними штреками і ортами, з випуском руди через віброживильники. Загальна протяжність підготовчих і нарізних виробок дорівнює 9490 п.м, перетин вертикальних виробок 4,4 м², горизонтальних 9,3 м². Питомий обсяг прохідницьких робіт по покладах на 1000 т запасів дорівнює 10,3 п.м (56,6 м³).

Запаси цього блоку відпрацьовуються підповерхового-камерною системою з доставкою руди на вторинному дробленні самохідну техніку і вібровипуском руди, з наступною закладкою камери блоку твердіючою закладкою.

Вертикальне підсікання камери проводиться послідовним висадженням віял свердловин, починаючи з верхніх підповерхів.

Камерні запаси блока розбурюються віялами свердловин з бурових ортов з гір. 629, 605, 580 і 557 м. Діаметр свердловин - 105 мм. Відстань між віялами свердловин - 1,4 м, відстань між кінцями свердловин в віялах - 2,1 м, перебур становить 1 м.

Масові вибухи з кількістю одночасно підривається ВВ не більше 1 т по підсіканню і відбійці руди в камері виробляються в міжзмінні перерви. Масові вибухи з кількістю ВВ більше 1 т повинні проводитися у вихідні дні.

Буріння експлуатаційних свердловин повинно проводитися відповідно до проекту на розбурювання свердловин в блоці, що розробляється планово-технічним відділом шахти.

При застосуванні для ведення вибухових робіт гранульованих ВВ їх витрата на відбійку руди в блоці складе 247,7 т, витрата амоніту № 6 ЖВ для виготовлення бойовиків - 1,5 т. Для забезпечення річного обсягу необхідно - 743,1 т гранульованого ВВ і 4, 5 т амоніту № 6 ЖВ.

Питома витрата ВВ складе 2,7 кг / т.

Вибухові роботи при проведенні гірничих виробок повинні вестися відповідно до паспортів на проведення і кріплення виробок, відбійка руди в камерах відповідно до "Типового проекту проведення масових вибухів по

відбійці руди свердловинними зарядами на шахтах ДП СхідГЗК.

Згідно з рекомендаціями при вибраних параметрах блоку, вироблені простори будуть стійкі протягом усього періоду їх існування. Після закінчення роботи блоку, камера блоку повинна бути залита твердіючою закладкою. На закладних роботах передбачається застосовувати пневматичні перемички, розроблені в НТУ «ДП»

Для виконання запланованих обсягів виробництва застосовуємо високопродуктивну самохідну техніку: бурову каретку Rocket Boomer 281, вантажну машину Wagner EST-2D, буровий верстат Simba L3C.

Перелік використаної літератури

1. Унифицированные типовые сечения горных выработок. Том 1,2 - К.: Будівельник, 1971. - 382, 415 с.
2. Горная графическая документация. ГОСТ 2.850-75 - ГОСТ 2.857 -75 - М.: Издательство стандартов, 1983. - 200 с.
3. Горно-инженерная графика / Г.Г. Ломоносов, А.И. Арсентьев, И.А. Гудков и др. - М.: Недра. 1976. - 263 с.
4. ГОСТ 2.105 - 95. Единая система конструкторской документации. Общие требования к текстовым документам. - К.: Госстандарт Украины, 1996. - 36 с.
5. Гелескул М.Н., Каретников В.Н. Справочник по креплению капитальных и подготовительных горных выработок. - М.:Недра, 1982. - 479 с.
6. Единые правила безопасности при взрывных работах. - К.: Норматив, 1992. - 172 с.
7. Бурчаков А.С., Малкин А.С. Проектирование предприятий с подземным способом добычи полезных ископаемых. Справочник. - м.: Недра, 1991. - 399 с.
8. Справочник. Подземный транспорт шахт и рудников / Под общей ред. Г.Я. Пейсаховича, И.П. Ремизова - М.: Недра, 1985. - 565 с.
9. Рудничная вентиляция. Справочник. - М.: Недра, 1988. - 440 с.
10. Экология горного производства. Учебник для вузов. - М.: Недра, 1991. - 320 с.
11. Единые правила охраны недр при разработке месторождений твердых ископаемых. - М.: Недра, 1987. - 60 с.
12. Ищук И.Г., Поздняков Г.А. Средства комплексного обеспыливания горных предприятий. Справочник. - М.: Недра, 1991. - 253 с.
13. Проектирование и расчет систем разработки рудных месторождений/ В.К.Мартынов. - Киев, Донецк.: Вища школа.Головное издательство, 1987. - 216 с.
14. Байконуров О.А., Рыков А.Т. Совершенствование днищ блоков на рудниках. - М.: Недра, 1977 г. - 159 с.
15. Друкованый М.Ф., Дубнов Л.В., Миндели Э.О. Справочник по буровзрывным работам. - М.: Недра, 1976. - 631 с.
16. Киричук Б.Н., Приймак А.Н., Мартыненко В.П. Механизация и автоматизация вспомогательных работ на шахтах. - Днепропетровск : Промінь, 1982. - 63 с.
17. Транспорт на горных предприятиях / Под ред. Б.А. Кузнецова. - М.: Недра, 1976.-152 с.
18. Агошков М.И., Борисов С.С., Боярский В.А. Разработка рудных и нерудных месторождений. - М.: Недра, 1976. - 456 с.
19. И.Ф. Медведев, А.В. Абрамов, А.П. Нефедов. Ликвидация завесаний и вторичное дробление руды. - М.: Недра, 1976. - 200 с.

20. А.Г. Тутов, П.А. Лещ. Безопасность подземных работ в горнорудной и нерудной промышленности. (Сб. официальных материалов). - К.: Техніка, 1979. - 288 с.
21. Организация, планирование и управление в горной промышленности / Под ред. Н.Я. Лобанова. - М.: Недра, 1989. - 463 с.
22. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. М.: Недра, 1972. - 224 с.
23. Григорьев А.П. Исследование и внедрение эффективной технологии подземной добычи магнетитовых кварцитов на рудниках Кривбасса. НИГРИ, 1983. - 67 с.
24. Инструкция по определению геометрических параметров этажно-камерной систем разработки для железорудных залежей ВостГОКа / В.К. Мартынов, В.М. Кучер, В.С. Гирин и др. Кривой Рог.: КГРИ, 1975. - 46 с.
25. Григорьев А.П., Парховник Р.Е. и др. Исследовать и разработать фронтально-бесцеликовые схемы и параметры очистной выемки магнетитовых кварцитов. - НИГРИ, 1987.- 63 с.
26. Инструкция по безопасному ведению горных работ на рудных и нерудных месторождениях

Додаток А

Відомість матеріалів кваліфікаційної роботи

№	Формат	Позначення	Найменування	Кількість аркушів	Примітка
1					
2			Документація		
3					
4	A4	ТСТ.ПД.20.01.ПЗ	Пояснювальна записка	61	
5					
6			Демонстраційний матеріали		
7					
8			Геологічний розріз	1	
9			Схема розкриття шахтного поля	1	
10			Технологічна схема очисних робіт	1	
11			Поверхово-камерна система розробки з торцевим випуском	1	
12			Поверхово-камерна система розробки з доставкою руди самохідною технікою	2	
13			Показники буропідривних робіт	1	

ВІДЗИВ

на кваліфікаційну роботу бакалавра на тему: Розробка параметрів технології видобування руди на горизонті 640 м шахти «Смолінська» ДП «Схід ГЗК» студента групи 184-17зск-21 ГФ Дурновцева Романа Павловича

1. Метою работ: вибір системи розробки для підвищення ефективності видобутку руди на горизонті 640 м шахти «Смолінська» ДП «Схід ГЗК.
2. Підвищення ефективності технології видобутку уранових руд є актуальною інженерною задачею.
3. Тема кваліфікаційної роботи бакалавра безпосередньо пов'язана з об'єктом діяльності спеціальності 184 Гірництво.
4. Оригінальність рішень полягає у застосуванні знань та умінь студента для вибору високопродуктивної підповерхово-камерної системи розробки з відбійкою руди круговими віялами свердловин і з доставкою руди самохідною технікою.
5. Практичне значення проекту полягає в підвищенні технічного рівня виробництва, заміні морально і фізично застарілих основних активних і пасивних фондів, поліпшенні умов праці, підвищенні якості руди.
6. Розрахунки, що підтверджують ефективність запропонованих технологічних рішень виконані з використанням пакетів прикладних комп'ютерних програм.
7. Оформлення кваліфікаційної роботи виконано з деякими незначними відхиленнями від стандартів і відзначається наявністю таких недоліків:
 - прогалинами у застосуванні знань з основ проектування гірничих підприємств, що не дозволило автору оптимізувати і раціонально висвітлити запропоновані технологічні рішення в кресленнях;
 - відхиленнями у оформленні роботи від стандартів ЄСКД;
 - наявністю у тексті пояснювальної записки орфографічних та стилістичних помилок.
8. Ступінь самостійності виконання кваліфікаційної роботи задовільна.
9. Не зважаючи на вказані недоліки кваліфікаційна робота виконаний на досить високому інженерному рівні, а її автор Дурновцев Роман Павлович заслуговує на присвоєння освітньої кваліфікації бакалавр з гірництва.
10. Кваліфікаційна робота, в цілому, при відповідному захисті заслуговує оцінки «відмінно» (90 балів).

Керівник кваліфікаційної роботи,
к.т.н., доцент

Є.А. Коровяка