

Міністерство освіти і науки України
Національний технічний університет
"Дніпровська політехніка"

Інститут природокористування

(інститут, факультет)

Кафедра гірничої інженерії та освіти

(повна назва)

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА
кваліфікаційної роботи ступеню
бакалавра

(бакалавр, магістр)

студента Саричева Єгора Дмитровича

(П і Б)

академічної групи 184-18зск-2 ІП

(шифр)

спеціальності 184 Гірництво

(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою Гірництво

(офіційна назва)

на тему: Розробка параметрів технології видобування малопотужного марганцеворудного пласта шахти №3-5 ПАТ «Марганецький ГЗК»

(назва за наказом ректора)

Керівники	Прізвище, ініціали	Оцінка за шкалою		Підпис
		рейтинговою	інституційною	
кваліфікаційної роботи	Доц. Почепов В.М.			
розділів:				
Розділ 1	Доц. Почепов В.М.			
Розділ 2	Доц. Почепов В.М.			
Розділ 3	Проф. Яворська О.О.			

Рецензент				
-----------	--	--	--	--

Нормоконтролер				
----------------	--	--	--	--

ЗАТВЕРДЖЕНО:
завідувач кафедри
гірничої інженерії та освіти
(повна назва)

проф. Бондаренко В.І.

_____ (підпис)

(прізвище, ініціали)

« _____ » _____ 2021 року

ЗАВДАННЯ
на кваліфікаційну роботу ступеня

бакалавра

(бакалавра, магістра)

студенту Саричеву Є.Д. академічної групи 184-18зск-1 ІП.
(прізвище та ініціали) (шифр)

спеціальності 184 Гірництво.
(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою Гірництво.
(офіційна назва)

на тему: **Розробка параметрів технології видобування малопотужного марганцеворудного пласта шахти №3-5 ПАТ «Марганецький ГЗК»**

затверджену наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка» від _____ № _____

Розділ	Зміст	Термін виконання
Розділ 1	Характеристика гірничого підприємства	15.04.2021 р.
Розділ 2	Обґрунтування параметрів технології очисних робіт при відпрацюванні малопотужного рудного пласта.	25.05.2021 р.
Розділ 3	Заходи з охорони праці та підтримання нормальних умов праці, технічні засоби для їх реалізації. Охорона навколишнього середовища.	10.06.2021 р.

Завдання видано _____
(підпис керівника)

Почепов В.М.
(прізвище, ініціали)

Дата видачі: **05.04.2021 р.**

Дата подання до екзаменаційної комісії: **15.06.2021 р.**

Прийнято до виконання _____
(підпис студента)

Саричев Є.Д.
(прізвище, ініціали)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка: 53 стор., 4 рис., 2 табл., 17 джерел літератури.

Об'єкт дослідження – очисні роботи шахти № 3-5 ПАТ «Марганецький ГЗК».

Мета роботи – обґрунтування параметрів технології очисних робіт при розробці малопотужних ділянок марганцеворудного пласта з використанням діагональних заходок.

У вступі описане існуюче положення в гірничорудній промисловості та на шахті, актуальність поставленої в роботі задачі. Наведено мету й практичне значення роботи.

В 1 розділі проєкту наведений опис геології родовища і шахтного поля, дана характеристика марганцеворудного пласта й порід, що його вміщують.

В 2 розділі обґрунтовані параметри технології ведення очисних робіт при розробці малопотужного марганцеворудного пласта в умовах шахти №3-5 ПАТ «Марганецький ГЗК», розрахована технологія ведення очисних і підготовчих робіт в умовах шахти, обґрунтована стовпова система розробки з виїмкою руди діагональними заходками, перевірені допоміжні ланки шахти.

В 3 розділі наведено заходи з охорони праці та навколишнього середовища.

**МАЛОПОТУЖНИЙ ПЛАСТ РУДИ, ЗАБАЛАНСОВІ ЗАПАСИ,
ДІАГОНАЛЬНА ЗАХОДКА, ПРИБУТОК, ПОРОДНИЙ СКЛАД,
РОЗДІЛЬНА ВИЙМКА**

ЗМІСТ

ВСТУП.....	5
РОЗДІЛ 1. ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА.....	6
1.1. Місцезнаходження підприємства	6
1.2. Горнично-геологічна характеристика	6
1.3. Аналіз ситуації з розвитку гірничих робіт.....	14
1.4. Висновки.....	15
1.5. Вихідні дані на роботу.....	17
РОЗДІЛ 2. ОБҐРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ТЕХНОЛОГІЇ	
ОЧИСНИХ РОБІТ ПРИ РОЗРОБЦІ МАЛОПОТУЖНОГО	
МАРГАНЦЕВОРУДНОГО ПЛАСТА.....	18
2.1. Вибір способу рішення технологічної задачі.....	18
2.2. Обґрунтування технологічних і технічних рішень.....	19
2.3. Визначення параметрів технології роздільної виїмки руди.....	22
2.4. Технологія виконання прийнятих рішень.....	36
2.5. Технологічна схема транспорту.....	39
2.6 Розрахунок економічного ефекту.....	
РОЗДІЛ 3. ОХОРОНА ПРАЦІ.....	44
3.1. Заходи з охорони праці.....	44
3.2. Охорона навколишнього середовища	50
ВИСНОВКИ.....	52
ПЕРЕЛІК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ.....	53

ВСТУП

Актуальність теми

Запаси Нікопольського марганцеворудного басейну, одного з найбільших родовищ марганцю у світі, вичерпали себе на вісімдесят відсотків.

Багаті марганцеві руди (окисні), які відрізняються більшим змістом Mn у масиві, практично відпрацьовані, а добувають зараз, в основному, окисно-карбонатні або карбонатні (руди II сорту).

У даній роботі обґрунтовані параметри технології очисних робіт при виїмці малопотужного пласта руди із застосуванням діагональних заходок, достоїнства й недоліки технології, приводиться економічне порівняння роздільної та валової виїмки, а також вирішується немаловажний екологічний аспект, як залишення порожньої породи в шахті та інші питання, пов'язані з веденням роздільної виїмки руди.

Об'єкт дослідження – очисні роботи шахти №3-5 ПАТ «Марганецький ГЗК».

Предмет дослідження – малопотужні марганцеворудні пласти, які за часту відносять до забалансових запасів.

Мета роботи – обґрунтування параметрів технології очисної виїмки малопотужних ділянок марганцеворудного пласта з використанням діагональних заходок.

Методи досліджень. Досягнення поставленої мети вирішувалися шляхами: аналізу та узагальнення сучасних досліджень та досвіду застосування існуючих технологій розробки малопотужних пластів; використання методу економічного порівняння технологій виїмки руди.

Практичне значення роботи полягає у підвищенні якості видобуваної руди і продуктивності праці. Розроблені технологічні рішення можуть бути впроваджені при веденні гірничих робіт в умовах шахт ПАТ «Марганецький ГЗК».

РОЗДІЛ 1. ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА

1.1. Місцезнаходження підприємства

Грушевсько-Басанська ділянка Нікопольського родовища марганцевих руд розташована у межах Томаківського району Дніпропетровської області. Західніше проходить ділянка електрифікованої Придніпровської залізниці Запоріжжя-Кривий Ріг зі станцією Марганець. У межах ділянки розвинена мережа залізниць, що зв'язують всі шахти й кар'єри зі збагачувальною фабрикою, а також мережа асфальтованих доріг.

Питне й господарське водопостачання здійснюється з Каховського водоймища.

Рельєф ділянки в цілому рівнинний із загальним зниженням на південь у бік долини ріки Дніпро, характеризується переважними абсолютними відмітками поверхні 70 - 90 метрів.

Клімат району помірно-континентальний, характеризується короткою й нестійкою зимою та печею влітку, частими сильними сухими вітрами. Середньорічна температура повітря дорівнює $+9 +10\text{ }^{\circ}\text{C}$ при річному мінімумі $+5\text{ }^{\circ}\text{C}$ і річному максимумі $+14 +15\text{ }^{\circ}\text{C}$. Середньорічна відносна вологість повітря дорівнює 70 - 90%. Середньорічна кількість опадів дорівнює 450 - 460 міліметрів. Переважний напрямок вітру південно-східний, середньорічна швидкість 3 - 4 м/сек, зі збільшенням із грудня по березень до 5 м/сек.

1.2. Гірничо-геологічна характеристика

Геологічна характеристика

У геологічній будові Грушевсько-Басанської ділянки беруть участь докембрійські кристалічні породи, продукти їхнього вивітрювання та осадові породи палеогену, неогену й четвертинного віку. Докембрійські кристалічні породи, що входять до складу Українського кристалічного масиву, у межах ділянки залягають, в основному, на глибинах 100-120 м. Лише уздовж східного

й західного контурів ділянки кристалічні породи залягають на глибині до 40-50 м.

У петрографічному відношенні докембрійські кристалічні породи представлені сірими й рожевими магматитами та плагногранитами.

Полеомезозойське відкладення представлено породами кори вивітрювання кристалічного фундаменту жовтувато й рожево-сірими каолінами із включенням зерен кварцу. Потужність їх не постійна й змінюється від десятків сантиметрів до 40 м. Осьова лінія Томаківської депресії проходить, приблизно, у центральній частині ділянки з півночі на південь і характеризується абсолютними відмітками поверхні 40 - 90 м.

Найбільш древніми породами палеогену є товща континентальних відкладень від палеогену до середнього еоцену, представлена піщано-глинистими породами сірого і темно-сірого кольорів з опадами обвуглілих рослин і прослоями бурого вугілля. Загальна потужність товщі до 30-35 м.

Породи олігоцену представлені нікопольськими шарами борисфенської плити, з якими зв'язаний марганцеворудний пласт.

Четвертинні відкладення представлені лесовидними суглинками середньою потужністю в межах ділянки 15-16 м.

Найбільше водоносними горизонтами, що роблять істотний вплив на обводненість шахт, є водоносний горизонт товщі олігоцену з водопритоком 6-25 м³/годину та нижньосарматський водоносний горизонт з водопритоком 0,3-0,4 м³/годину.

Український кристалічний масив, до південного схилу якого присвячений Придніпровський марганцеворудний басейн, витягнутий із північно-заходу на південний схід у вигляді дуги, зверненою опуклістю на південний захід, довжиною близько 1000 кілометрів і шириною до 300 кілометрів. Марганцеві руди Нікопольського родовища присвячені до Дніпровської зони гейсів.

Опадонакопичення і утворення марганцевих руд відбувалося в умовах порівняно повільних коливальних рухів.

Гірнична характеристика

Границі та розміри шахтного поля. У Грушевсько-Басанську ділянку входить поле шахти № 3-5, яке межує на півдні з раніше відпрацьованими запасами Грушевського кар'єра та шахти № 6 (південна технічна межа), на сході з полем шахти № 9-10 (східна технічна межа), на півночі з відпрацьованими запасами Басанського кар'єра (північна технічна межа) та на заході з полем шахти № 2 (західна технічна межа). Розміри шахтного поля в довжину становлять 4,25 кілометра, а в ширину 3,0 кілометри.

Технічні показники. Шахта була введена в експлуатацію у 1979 році з проектною потужністю 1200 тис.т/рік. Ця величина була визначена з урахуванням впровадження в роботу механізованих комплексів 2ОКП-70. В існуючих гірничо-геологічних умовах застосування механізованих комплексів стало не доцільним та виробнича потужність шахти знизилася вдвічі та становить 600 тис.т/рік. У 2004 році річний видобуток шахти склав 440 тис.т/рік. Глибина ведення очисних та підготовчих робіт становить 96 м. Як всі інші марганцеві шахти, шахта № 3-5 не є небезпечною по виділенню газу метану, а також по раптовим викидам та гірничим ударами. Температура оточуючих порід не перевищує 12 °С.

Схема розкриття. Шахтне поле розкрито двома вертикальними стволами, розташованими за межами шахтного поля та похилим конвеєрним стволом. Головний (S ст. = 12,6 м²) та вентиляційний (S ст. = 9,6 м²) стволи круглого перетину, закріплені монолітним залізобетонним кріпленням. Підйом руди здійснюється по похилому стволу довжиною 420 м та кутом нахилу 16°. Площа перетину ствола 12,5 м², закріпленій кільцевим кріпленням з жолобчастого профілю СВП-27. Навколостволний двір головного ствола - односторонній кільцевий, вентиляційного - односторонній тупиковий. Всі виробки

навколоствольних дворів кріпляться жорстким кільцевим металевим кріпленням.

Вентиляція. На шахті прийнятий всмоктуючий спосіб провітрювання. Схема провітрювання шахти - центрально-віднесена. Вентиляторна установка головного провітрювання обладнана вентилятором ВЦ-31,5. Фактичні витрати повітря по шахті складають 138,2 м³/с, депресія при цьому дорівнює 220 кг/м³. Для провітрювання тупикових підготовчих виробок та тупикових очисних вибоїв застосовується вентилятор місцевого провітрювання ВМ-6. Спосіб провітрювання - нагнітальний.

Витрата повітря у вентиляційній мережі вимірюється за допомогою крильчатого анемометра АСО-3. Для визначення вмісту метану та вуглекислого газу в атмосфері гірничих виробок застосовують шахтні інтерферометри ШІ-10.

Шахтний підйом. Підйомні установки головного та допоміжного стволів обладнані підйомними установками Ц 2 х 1,5, похилого ствола - Ц1,6 х 1,2. Середня швидкість підйому - 5 м/с . В якості підйомних посудин головного ствола застосовуються кліті 1 УКН-55-1, допоміжного ствола кліті КБ-00-0021, похилого ствола - платформа.

Транспорт. На шахті № 3-5 для забезпечення основного вантажопотоку використовується система повної конвейеризації від очисного вибою до поверхні. Доставка руди на поверхню здійснюється по похилому стволу, в якому встановлений стрічковий конвеєр 2ЛУ-120 продуктивністю 120 т/хв зі стрічкою шириною 1200 мм . Продовженням ствола в шахті є збірний конвеєрний штрек, в якому розміщений конвеєр 2ЛУ-120, на який надходить руда, що подається конвеєрами 1Л-100, розташованими в панельних штреках та приймають руду з конвеєрів 2Л-80, змонтованих в виїмкових штреках. Вибійні конвеєри КЛЗС, що знаходяться в заходках, подають руду на конвеєри 2Л-80. Руда та порода, що видобуваються при проходці підготовчих та нарізних виробок, транспортуються до пунктів розвантаження електровозного транспорту, причому вагонетки з

рудю надходять на підземні перевантажувальні пункти, розташовані над збірним конвеєрним штреком. При розвантаженні в перекидачах руда надходить на збірний конвеєр 1Л-100. Вагонетки з породою через головний ствол видають на поверхню. Видана порода по маятниковій канатній доріжці складається у відвал.

Руду, видану похилим конвеєром 2ЛУ-120 на поверхню, вантажать безпосередньо у думпкери, через спеціальний бункер. У разі відсутності думпкерів, руда спеціальним конвеєром направляється на запасний склад руди.

Шахтні води відкачуються на поверхню за допомогою головної водовідливної установки, яка укомплектована трьома насосами ЦНС. Вода подається по напірному трубопроводу в самопливний канал для використання на збагачувальній фабриці.

Споживачі та вимоги до якості видобутої руди. Середній вміст марганцю по Грушевсько-Басанського ділянці становить: в окисних рудах 27,6%, в окисно-карбонатних рудах 25,5% та в карбонатних рудах 19,4%. Бортовий зміст для всіх типів руд становить 10%. Вся видобута руда надходить на збагачувальну фабрику, де переробляється на марганцевий концентрат, основними споживачами якого є металургійні та феросплавні заводи Нікополя, Кривого Рогу, Кам'янського та Запоріжжя.

Спосіб підготовки та порядок видобутку запасів у шахтному полі. Шахта №3-5 відпрацьовує один пласт. Спосіб підготовки шахтного поля - панельний. Шахтне поле готується головним відкотним, вентиляційним та панельними штреками. Все штреки проведені по пласту. Шахтне поле розбите на три крила: східне, південне та північне. Ширина виїмкових стовпів становить 75м . Довжина виїмкових стовпів коливається від 350м на північному крилі та до 800м в східному та південному крилах шахти.

На шахті прийнятий послідовний спосіб підготовки виїмкових стовпів. При цьому напрямок розвитку гірничих робіт ведеться від кордонів шахтного поля до стволів.

Система розробки. На шахті № 3-5 застосовується стовпова система розробки з відпрацюванням стовпа довгими очисними заходками .

Стійкість підготовчих та виїмкових штреків при відпрацюванні запасів шахтного поля забезпечується шляхом залишення охоронних ціликів шириною 40м. Для охорони діючих заходок залишаються стрічкові цілики шириною 0,3м.

Очисні роботи. Очисна виїмка руди ведеться заходками, які являють собою довгі вузькі камери з невеликим терміном служби, та мають один вихід на виїмкових штрек.

Відбійка та навантаження руди проводиться комбайном КДР-5. Посування вибою за цикл становить 0,75м. Руда вантажиться на вибійний секційний конвеєр КЛЗС. Після відпрацювання заходки з неї витягують кріплення та покрівля в заходці обвалюється природним шляхом. Після обвалення покрівлі поруч з обваленим простором відпрацьовують наступну заходку, тобто роботи тривають від кордонів шахтного поля до панельного штрека. У межах шахтного поля на обох його флангах у відпрацюванні може знаходитися кілька стовпів. За зміну заходку проходять в середньому на 7,5-9,0 м та встановлюють при цьому 10-12 рам. Змінне навантаження на вибій складає 100-130 т/зміну. Перевагою такої схеми є можливість вести розробку нестійких руд, що залягають в таких же нестійких породах. Недоліком є низька продуктивність праці та значний обсяг робіт зі зведення кріплення та обвалення покрівлі, які не піддаються механізації.

Проведення підготовчих та нарізних виробок. На шахті прийнятий звичайний спосіб проходки вузьким вибоєм, з роздільною виїмкою руди та породи за допомогою легких відбійних молотків МО-8, МО-10. Навантаження

відбитої гірничої маси проводиться за допомогою породозавантажувальної машини циклічної дії ППН-1С в вагонетки. Після завантаження потягу на штреку за допомогою контактного електровоза 7КР-600 доставляють потяг на підземний вузол перевантаження. Після цього виконують маневри, вагон з рудою виставляють на шляху до перекиду, а вагон з породою відправляють на головний ствол для відвантаження в відвал.

Форма поперечного перерізу підготовчих та нарізних виробок круга, діаметр у світлі - 3 м, в проходці - 3,5 м. Для кріплення виробок застосовують кільцеве металеве кріплення з СВП-27 з кроком установки кріплення 0,5 м, що складається з чотирьох сегментів (верхняка, двох стійок та лежана), з'єднаних між собою клиновими замками. Змінне навантаження на вибій складає 1,7 м/зміну.

Енергопостачання. Більшість обладнання, яке застосовується на шахті, працює на електроенергії. Це конвеєрний транспорт, очисні комбайни, насосні установки, вентилятори головного та місцевого провітрювання, підйомні установки стволів, електровозна відкатка та багато іншого. Електроенергія на шахту надходить від електропідстанції «Грушевська» 35/6 кВ, розміщеної на проммайданчику колишньої шахти №5.

На шахті також застосовується пневматична енергія, основними споживачами якої є породонавантажувальні машини, відбійні молотки, пневматичні лебідки та ерліфти. Стиснене повітря надходить від компресорної станції енергоцеху, розташованої на проммайданчику шахти № 9-10.

Постачання теплової енергії здійснюється з котельні, розташованої на проммайданчику шахти № 3. Споживачами теплової енергії є калориферні установки та система опалення та гарячої води.

Організація роботи на шахті. Режим роботи шахти:

- число робочих днів у році - 300;
- робочий тиждень - 6 днів, вихідний неділя;
- число робочих змін з видобутку руди на добу - 3;

- число ремонтних змін на добу - 1;
- тривалість робочої зміни - 8 годин.

Охорона праці. На шахтах АТ «Марганецький гірничо-збагачувальний комбінат» особлива увага приділяється зниженню запиленості на робочих місцях та заходам щодо протипожежного захисту. Комбайни оснащуються системою мокрого пилоподавлення. При транспортуванні руди, місця перевантаження обладнуються водяними завісами шляхом установки водяних форсунок. Робочі забезпечуються протипиловими респіраторами «Лепесток - 200», «У-2К», «Астра - 2».

Для запобігання пожежам та їх гасіння виїмочні штреки оснащуються протипожежними пристроями: протипожежними трубопроводами, вогнегасниками, ящиками з піском, установками пожежогасіння приводних станцій конвеєрів.

Охорона навколишнього середовища. Для повернення порушених гірничими роботами земель, щорічно проводиться їх рекультивация.

Основними джерелами викидів забруднюючих речовин на шахті № 3-5 є котлоагрегати котелень, головні вентиляторні установки та відвали підземних виробок. Газоподібні речовини викидаються в атмосферу без очищення через труби, висота яких забезпечує їх розсіювання до концентрацій нижче гранично допустимих величин.

Скидання господарсько-побутових стоків проводиться на міські очисні споруди, після чого, пройшовши систему очищення, скидаються в річку Томаківку.

У процесі виробничої діяльності шахти № 3-5 утворюються різні види відходів, які використовуються на власні потреби або передаються стороннім організаціям для подальшої їх утилізації.

Техніко-економічні показники підземного видобутку марганцевої руди на шахті № 3-5 наведені в таблиці 1.1.

Таблиця 1.1. - Техніко-економічні показники шахти

Найменування показників	Одиниця виміру	Значення
Проектна виробнича потужність шахти	тис.т	1200
Фактична виробнича потужність шахти	тис.т	600
Чисельність працівників по шахті:	чол.	824
Робітників	чол.	743
ІТП	чол.	54
Службовці	чол.	24
Собівартість 1 т руди	ум.од.	73,15
Нормативний показник якості руди	%	27,33
Витрата лісоматеріалів на 1000 т видобутки руди:		
- ліс круглий	м ³	1,114
- дошка необрізна	м ³	0,826
- шпальний брус	м ³	0,128
Середньомісячне просування виїмкового стовпа	м/міс.	16,0
Середньомісячне просування підготовчих вибоїв	м/міс.	70,0
Число діючих очисних вибоїв	шт.	5
Число діючих підготовчих вибоїв	шт.	3

1.3. Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт

Одними з основних причин, що стримують розвиток гірничих робіт, є дуже висока інтенсивність прояву гірського тиску у виїмкових штреках, обводненість ділянки, небезпека прориву у виробки води й пливунів.

Застосовувана на шахті податливе кільцеве кріплення замкнутої форми з жолобчастого профілю СВП-27 у зоні інтенсивно наростаючого гірського тиску швидко вичерпує свою піддатливість, при цьому спостерігається деформація кріплення.

Конвеєрна доставка по виїмковим штреках має ряд істотних недоліків, що значно знижують економічну ефективність очисної виїмки. Головними з них є: необхідність безперервного укорочування конвеєрного ставу в міру відпрацювання стовпа, а також монтажу його в новому штреку після

закінчення очисних робіт у відпрацьованому стовпі; труднощі доставки кріпильних матеріалів у вибій.

Особливостями Нікопольського марганцево-рудного родовища є те, що воно не витримано по потужності пласта. На одній ділянці потужність може досягати 3,5-4 м, а на іншому 0,7-1,2 м. Тому відразу ж виникає питання, як бути з такими малопотужними шарами. Великою помилкою є те, що такі малопотужні шари звичайно відносять до забалансових запасів, відкидаючи тим самим багаті руди на задній план.

Так поле шахти № 3-5 перебуває в зоні окисно-карбонатних руд, які відрізняються своїми якісними показниками. Окисним рудам віддають більшу перевагу, чим карбонатним, внаслідок їх різного процентного вмісту марганцю, тому не завжди буде, вигідно виймати пласт карбонатної руди потужністю 2 м у порівнянні із пластом окисної руди потужністю 1-1,2 м.

У даній роботі проробляється технологія роздільної виїмки малопотужних марганцеворудних пластів з використанням діагональних заходок.

1.4. Висновки

На даному етапі розвитку науково-технічного прогресу багато уваги приділяється вивченню закономірностей прояву гірського тиску з метою вишукування шляхів керування й поліпшення якісних і кількісних показників розробки родовищ. Знизити величину й тривалість дії гірського тиску можна наступними шляхами:

- збільшити швидкість просування очисних вибоїв;
- перейти до лавної виїмки;
- збільшити швидкість нарізки стовпів, довівши її до 100-150 замість 70-90 м/міс.;
- збільшити ширину виїмкового стовпа до 80-90 м.

Великою проблемою залишаються експлуатаційні втрати, які доводяться на міжзаходочні цілики і на контакті з виробленим простором. Високі втрати руди в міжзаходочні ціликах обумовлені тим, що застосування комбайнової виїмки руди в заходках не допускає значного зменшення висоти кріплення в них, особливо на сполученні з виїмковими штреками. Внаслідок цього для виїмки цих цілків після відпрацьовування заходок, не залишається часу, тому що кріплення сполучень швидко деформується під дією великого гірського тиску, по-друге, самі комбайни до цієї операції не пристосовані. Тому межзаходочні цілики не погашаються. Значні втрати руди в місцях контакту з виробленим простором викликані недоробкою в ряді випадків заходок, коли при інтенсивній деформації кріплення доводиться передчасно забирати. Для зниження втрат руди необхідно широкое впровадження виїмки стовпів лавами, що виключають необхідність залишення межзаходочних цілків.

Валова виїмка руди передбачає видачу порожньої породи на поверхню, порожня порода слезується в терикони, які забруднюють навколишнє середовище шляхом виділення шкідливих газів при гнитті органічних речовин, що попадають у породу при видобутку руди, і так само терикони займають більшу площу родючих земель. Згодом, щоб привести землі у номальний стан необхідно проводити рекультивацію, озеленення, що спричиняє до більших матеріальних витрат. Вихід порожньої породи на поверхню становить близько 30% від добуваної руди.

З використанням роздільної виїмки руди порожня порода залишається в породному відвалі очисної заходки з боку цілика. Що дозволяє знизити витрати на видобуток руди (економія електросенергії за рахунок зменшення використання внутрішахтного транспорту), зменшується разубожування руди. Не виконуються роботи з розробки ніші, при цьому заощаджується час перегону комбайна, скорочується використання ручної праці гірника, члени бригади що звільнилися виконують інші необхідні роботи.

1.5. Вихідні дані на роботу

Шахта відпрацьовує один пласт марганцевої руди, який залягає горизонтально на глибині 95 - 98 м. Товщина промислової частини рудного пласта коливається від 1,2 до 1,6 м, складаючи в середньому 1,4 м.

Рудний пласт при відпрацюванні має певну стійкість. Однак під впливом гірського тиску при оголенні руди з груді вибою відбувається відшаровування великих брил розміром 0,3-0,5м та більше та сповзання їх до підшви виробки. Коефіцієнт міцності руди за шкалою професора Протод'яконова в основному 2 бали, в деяких випадках може досягати 6 - 8 балів. Об'ємна вага руди $2,18 \text{ т/м}^3$. Вміст марганцю в цілому по промисловій частині пласта коливається від 21,83 до 33,4% та в середньому становить 27,33%.

У покрівлі рудного пласта залягають щільні зелені надрудні глини товщиною 10 -15м. При розвитку гірського тиску глини розтріскуються та при оголенні покрівлі схильні до вивалювання у вироблений простір у вигляді брил розміром до 0,5м та більше. У підшві рудного пласта залягають зеленувато-сірі водонасичені піски.

Добове навантаження на очисний вибій становить 204 т/добу. Швидкість проведення виробок 5,1 м/доб. Продуктивність комбайна КДР-5 складає 70 м³/год.

Транспортування руди від вибоїв до денної поверхні здійснюється за допомогою системи конвеєрів. Для механізованої доставки людей, матеріалів від ствола до вибою використовується локомотивний транспорт. Продуктивність конвеєра КЛЗС 140 т/рік.

На транспортування 1 тонни порожньої породи витрачається 0,63 кВт/год.

Спосіб провітрювання шахти - всмоктуючий. Схема провітрювання - центрально-віднесена.

РОЗДІЛ 2. ОБҐРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ТЕХНОЛОГІЇ ОЧИСНИХ РОБІТ ПРИ РОЗРОБЦІ МАЛОПОТУЖНОГО МАРГАНЦЕВОРУДНОГО ПЛАСТА

2.1. Вибір способу рішення технологічної задачі

На теперішній час на шахтах басейну найбільше поширення одержала виїмка стовпів двосторонніми заходками. Стовпи нарізуються виїмковими штреками, які проводяться до границь панелі або шахтного поля і погашаються зворотним ходом за допомогою вузьких очисних вибоїв так званих заходок, розташованих перпендикулярно до виїмкового штреку. Порожня порода із заходки видається на поверхню - це близько 30 % (180000 т/рік) від загального обсягу добутої руди, при цьому витрачається 50 ум.од. на транспортування 1 тонни порожньої породи. На окремих ділянках через підвищений гірський тиск відпрацьовування стовпів двосторонніми заходками неможливе, тому що в зоні впливу очисних робіт розвивається опорний тиск, у результаті чого пласт руди і вузли сполучення заходок з виїмковим штреком піддаються значній деформації. Це приводить до передчасного руйнування кріплення сполучень і до більших витрат на їхнє відновлення.

З метою розміщення вузла сполучення в більше сприятливих умовах, тобто виносу його із зони концентрації гірського тиску передбачається відпрацьовування стовпа вести діагональними заходками (Рис. 2.1), тобто напрямок заходок відносно виїмкового штреку змінити в такий спосіб. Заходки розташовані не перпендикулярно до штреку, а під кутом 60° убік частини стовпа, що відпрацьовується, тобто так, щоб вузол сполучення трохи випереджав фронт очисних робіт і порожню породу при проведенні заходки залишати в очисному вибої у місці складування.

Рис. 2.1. Схема діагонального розташування виїмкових заходок

2.2. Обґрунтування технологічних і технічних рішень

Роздільне відпрацьовування виїмкових стовпів заходками призначено для підземної виїмки малопотужних пластів, переважно з потужністю 0,75-1,7 м. (Рис.2.2)

Сутність роздільної технології видобутку руди полягає в тому, що при веденні очисних робіт порожня порода, що виймається з масиву, не транспортується на збагачувальну фабрику, а залишається в очисній заходці.

Породний склад у видобувній заходці розташовується з боку недоторканого масиву руди, відпрацьовування якого буде вестися суміжною заходкою. Формування породного складу у заходці здійснюється шляхом

розміщення порожньої породи, необхідність підирки якої обумовлює технологією роздільної виїмки малопотужних пластів.

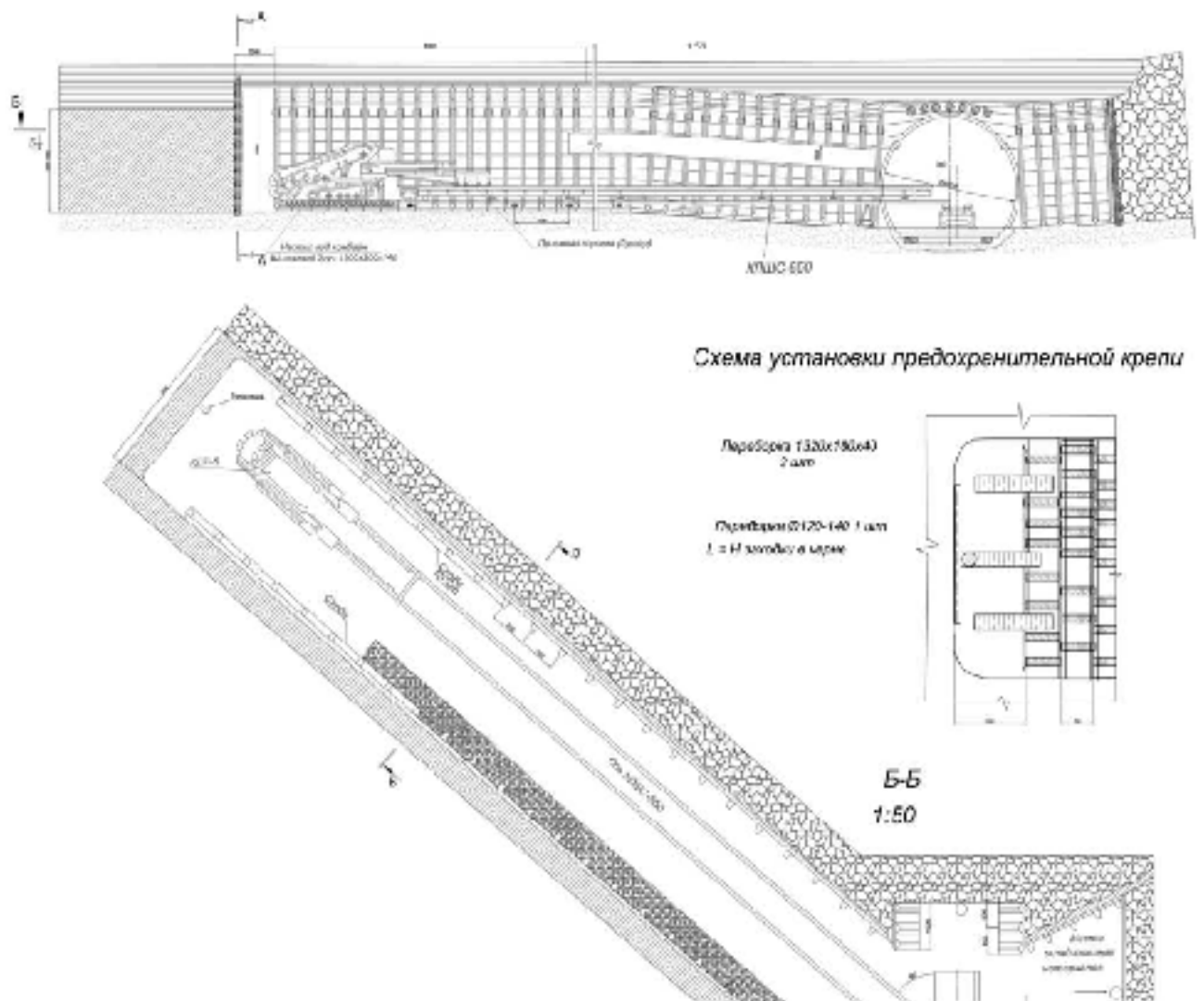


Рис. 2.2 Технологія роздільного виймання малопотужного пласта руди.

Для створення складу пустих порід в заходці відгороджується частина порожнього простору. Пуста порода, що складається, відгороджується сіткою «рабиця», яка навита на арматури діаметром 25-30мм із кроком установки рівним 2-3 крокам установки кріплення в очисній заходці, тобто 1,5-2,2 м.

Зависання покрівлі в суміжній заходці змушує вживати додаткових заходів по створенню безпечної технології виїмки руди. Як показала практика, протягом тривалого часу найефективнішим заходом щодо безпеки робіт, є залишення міжзаходочних ціликів потужністю 0,3-0,5м.

Паспортом керування покрівлею і кріплення очисного вибою передбачається можливість використання найбільшої ширини породного складу 1,5м. Залежно від потужності рудного пласта, ширина частини заходки яка відгороджується, для складування порід визначається по таблиці 2.1.

Таблиця 2.1. - Ширина частини заходки, що відгороджується.

Потужність пласта, м	1,8	1,6	1,4	1,2	1,0
Ширина породного складу, м	0,5	1,0	1,3	1,5	1,5

Обрана з даної таблиці ширина породного складу повинна забезпечувати нормальні вільні проходи для людей і безпечні умови роботи.

Технологічною схемою виїмкового стовпа передбачено, для ведення очисних робіт використовувати існуючі машини, механізми й устаткування, що випускаються серійно.

У вибої очисної заходки руда й порода відбиваються по черзі за допомогою комбайна КДР-5, продуктивністю 70 м³/годину. Відбита руда комбайном вантажиться на забійний конвеєр КЛЗС, продуктивністю 140 т/годину і доставляється до скребкового перевантажувача КСП. Порожня порода від піддирання за допомогою розвантажувального конвеєра комбайна КДР-5 або спеціальних спрямовувачів лотків направляється у відгороджену частину цієї ж очисної заходки.

2.3. Визначення параметрів технології роздільної виїмки руди

Визначимо основні параметри даної системи розробки: довжину й ширину стовпа, довжину й ширину заходки.

У результаті теоретичних і промислових випробувань встановлені наступні значення оптимальної довжини виїмкових стовпів залежно від швидкості просування очисних вибоїв:

- швидкість виїмки стовпа до 300, 300...350, 350...400, 400...450 м/рік;
- довжина виїмкового стовпа до 400, 500, 600, 700 м

Середньорічне посування виїмкового стовпа можна визначити по формулі:

$$L = \frac{A_3 \times N}{S \times P \times b \times m}, \quad (2.1)$$

де A_3 – середньодобове навантаження на очисній вибій, т;

N - число робочих днів у році;

S - коефіцієнт добування руди в межах стовпа;

P – продуктивність пласта, т/м²;

b - ширина стовпа, м;

m - потужність пласта, м.

Ширину стовпа визначають по формулі:

$$b = \sqrt{\frac{m \times \alpha \times a \times S \times V}{\Phi \times K_a}}, \quad (2.2)$$

де α – щільність руди, т/м³;

a - ширина заходки, м;

V - швидкість посування комбайна при очисній виїмці, м/сут;

Φ – швидкість наростання гірського тиску на кріплення заходки, Н/м² у добу;

K_a – коефіцієнт водоємності пласта.

Як показує досвід шахт ПАТ «Марганецький ГЗК», оптимальна ширина заходки в умовах нестійких порід покрівлі 3-3,5 м із залишенням з боку

заваленої заходки цілика товщиною 0,5-0,8м. Виходячи з того, що даний пласт підлягає роздільній виїмці руди із залишенням пустої породи в заходці, необхідний певний простір для складування цієї породи, і тим самим чим більше буде ширина заходки, тим безпечніше буде умова праці при веденні очисних робіт. Приймаємо ширину заходки 3,5м.

Підставляючи у формулу 2.2 числові значення елементів для умов марганцевих шахт, одержимо оптимальну ширину виїмкового стовпа:

$$b = \sqrt{\frac{1,4 \times 2,18 \times 3,5 \times 0,9 \times 22,5}{0,2 \times 1}} = 32,8 \text{ м.}$$

Остаточно приймаємо ширину виїмкового стовпа 35 м.

Визначимо середньорічне посування виїмкового стовпа по формулі 2.1:

$$L = \frac{200 \times 300}{0,9 \times 3,05 \times 35 \times 2,3} = 446 \text{ м/рік.}$$

Отже, довжина виїмкового стовпа в середньому повинна становити 700 м.

Довжина дев'ятого західного виїмкового штреку від західної технічної границі шахтного поля до головного південного відкаточного штреку становить 650 м. Виходячи із цього приймаємо довжину виїмкового стовпа $L_{ст} = 610$ м із залишенням магістральних ціликів шириною 40м для підтримки головного південного відкаточного штреку.

Знаючи ширину виїмкового стовпа, визначимо довжину заходки по формулі:

$$L_{зах} = \frac{b}{\sin \alpha}, \text{ м} \quad (2.3)$$

де b - ширина виїмкового стовпа, м;

α - кут між виїмковим штреком і заходкою, град.

$$L_{зах} = \frac{35}{\sin 60^\circ} = \frac{35}{\frac{\sqrt{3}}{2}} = 40 \text{ м.}$$

Довжина заходки, отримана по формулі 2.3, повинна задовольняти наступній умові:

$$l = \frac{P_3 \times K_1}{m \times v_{ст}} , \text{м} \quad (2.4)$$

де P_3 – продуктивність очисного вибою, т/зміну;

K_1 – коефіцієнт, що враховує організацію робіт (при почерговому порядку відпрацьовування заходок, трьохзмінній роботі $K_1 = 0,7-0,8$);

$V_{ст}$ – швидкість відпрацьовування стовпа, м/доб.

Підставимо у формулу 2.4 значення вхідних у неї величин, одержимо:

$$l = \frac{70 \times 0,75}{1,4 \times 0,8} = 46,87 \text{ м.}$$

Тобто, довжина розрахованої заходки задовольняє умові 2.4.

Визначимо ширину міжзаходочних ціликів по наступній формулі:

$$z = \frac{a \times \alpha \times H}{\delta_{сж} - \alpha \times H} , \text{м} \quad (2.5)$$

де a - ширина заходки, м;

α – щільність порід, т/м³;

$\delta_{сж}$ – допустиме напруження на стиск, тс/м²;

H - глибина ведення очисних робіт, м.

$$z = \frac{3,5 \times 2,18 \times 95}{2500 - 2,18 \times 95} = 0,3 \text{ м.}$$

Визначимо основні параметри ведення очисних робіт при роздільній виїмці руди заходками.

Визначимо запас руди, що виймається (відділений від масиву) із заходки:

$$P_{зах} = l_{зах} \times m_p \times v_{зах} \times \alpha , \text{т} \quad (2.6)$$

де $l_{зах}$ – довжина заходки, м;

m_p – потужність розроблювального шару, м;

$v_{зах}$ – ширина заходки, м;

α – об'ємна вага руди, т/м³.

$$P_{зах} = 40 \times 1,4 \times 3,5 \times 2,18 = 427,28 \text{ т.}$$

Визначимо кількість породи, добуваної при проведенні заходки:

$$P_{\text{пор}} = (h - m_p) \times V_{\text{зах}} \times l_{\text{зах}} \times \alpha_{\text{п}}, \quad (2.7)$$

де h – висота заходки, м;

$\alpha_{\text{п}}$ – об'ємна вага породи, т/м³.

$$P_{\text{пор}} = (2,0 - 1,4) \times 3,5 \times 40 \times 1,5 = 126 \text{ т.}$$

Нормативні втрати руди становлять 10 %:

$$P_{\text{пор.піт}} = P_{\text{зах}} \times 0,1 = 427,28 \times 0,1 = 42,7 \text{ т.} \quad (2.8)$$

Разубожування руди прийнятої системи розробки 2,5...9%, приймаємо 4%, тоді кількість порожніх порід, що завантажуються на конвеєр, складе:

$$P_{\text{раз}} = P_{\text{зах}} \times 0,04 = 427,28 \times 0,04 = 17,1 \text{ т.} \quad (2.9)$$

Визначимо запас, руди що, добувається із заходки (завантажується безпосередньо на конвеєр):

$$P_{\text{зах}}^{\text{нр}} = P_{\text{зах}} + P_{\text{раз}} - P_{\text{пор.піт}} = 427,28 + 17,1 - 42,7 = 402 \text{ т.} \quad (2.10)$$

Визначимо кількість руди з одного погонного метра заходки:

$$R_{\text{нр}}^I = \frac{P_{\text{зах}}^{\text{нр}}}{l_{\text{зах}}} = \frac{402}{40} = 10,05 \text{ т/п.м.} \quad (2.11)$$

Визначимо кількість породи з одного погонного метра заходки:

$$R_{\text{п}}^{II} = \frac{P_{\text{пор}}}{l_{\text{зах}}} = \frac{126}{40} = 3,15 \text{ т/п.м.} \quad (2.12)$$

Визначимо вихід руди з одного циклу. У цьому випадку цикл дорівнює кроку установки кріплення в очисній заходці, $L_{\text{кр}} = 0,75$ м:

$$R_{\text{нр}} = R_{\text{нр}}^I \times 0,75 = 10,05 \times 0,75 = 7,54 \text{ т.} \quad (2.13)$$

Визначимо вихід породи з одного циклу:

$$R_{\text{п}}^{\text{нр}} = R_{\text{п}}^{II} \times 0,75 = 3,15 \times 0,75 = 2,36 \text{ т.} \quad (2.14)$$

Визначимо кількість рам кріплення в заходці:

$$N_{\text{зах}} = \frac{l_{\text{зах}}}{L_{\text{кр}}} = \frac{40}{0,75} = 53 \text{ рам.} \quad (2.15)$$

Передбачаємо даною технологією залишення міжзаходочного цілика шириною 300 мм.

Запаси руди в ціликах визначаються по формулі:

$$Z_{ц} = n \times m_p \times l_{зах} \times \alpha, \text{ т} \quad (2.16)$$

де n - ширина міжзаходочного цілика, м.

$$Z_{ц} = 0,3 \times 1,4 \times 40 \times 2,18 = 36,6 \text{ т.}$$

Втрати руди в цілику складуть:

$$P_{\text{пот.цілий}} = \frac{Z_{ц} \times 100}{P_{\text{зах}} + Z_{ц}} = \frac{36,6 \times 100}{427,28 + 36,6} = 8 \%. \quad (2.17)$$

Визначимо нормативний коефіцієнт засорення:

$$K_{\text{нн}} = \frac{h}{m} = \frac{2,0}{1,4} = 1,43 \%. \quad (2.18)$$

Визначимо плановане засорення:

$$B = \frac{P_{\text{зах}} \times K_{\text{нн}}}{100} = \frac{427,28 \times 1,43}{100} = 6,1 \text{ т.} \quad (2.19)$$

Ширину частини заходки що,відгороджується, вибираємо з таблиці 2.1. Відповідно до цієї таблиці для пласта потужністю 1,4 м, ширина частини заходки для складування пустих порід повинна становити 1,3 м.

Визначимо планований видобуток по дев'ятому західному виїмковому штреку по наступній формулі:

$$D = B \times \frac{100 - (P_{\text{пор.пот}} + P_{\text{пор.цел}})}{100 - K_{\text{нн}}}, \text{ т} \quad (2.20)$$

де B - запас що, погашається, т.

$$B = L_{\text{ст}} \times B_{\text{ст}} \times m \times \alpha, \text{ т} \quad (2.21)$$

де $L_{\text{ст}}$ - довжина виїмкового стовпа з урахуванням відрахування втрат руди на початку та наприкінці виїмкового стовпа через недоцільність виїмки, м;

$B_{\text{ст}}$ - ширина виїмкового стовпа, м.

$$B = 590 \times 70 \times 1,4 \times 2,18 = 126048 \text{ т.}$$

$$D = 126048 \times \frac{100 - (10 + 8)}{100 - 1,43} = 104858 \text{ т.}$$

Визначимо кількість втрат руди:

$$\Pi = \frac{P_{\text{пор.пор}} + P_{\text{пор.цел}}}{100} \times B = \frac{10+8}{100} \times 126048 = 22688 \text{ т.} \quad (2.22)$$

Визначимо засорення руди:

$$B = \frac{K_m}{100} \times D = \frac{1,43}{100} \times 104858 = 1499 \text{ т.} \quad (2.23)$$

Визначимо зміст марганцю в руді:

$$d = z - \frac{K_m \times (c - b)}{100}, \% \quad (2.24)$$

де z - зміст Mn у масиві, %;

b - зміст Mn у вміщуючи породах, %.

$$d = 27,33 - \frac{1,43 \times (27,33 - 4,12)}{100} = 26,95 \text{ \%}.$$

На підставі прийнятої технології роздільної виїмки руди заходками визначимо тривалість виробничих процесів і операцій.

Визначимо час на відбійку та навантаження руди, а також складування порожньої породи:

$$t_{\text{от}} = \frac{(R_m + R_{\text{м.пор}}) \times N_{\text{вр}}}{n \times k_n}, \text{ хв} \quad (2.25)$$

де $N_{\text{вр}}$ – норма часу на відбійку однієї тони гірської маси, чол/хв;

n - кількість комбайнів ($n = 1$);

k_n – коефіцієнт перевиконання ($k = 1,1$).

$$t_{\text{от}} = \frac{(7,54 + 2,36) \times 2,4}{1 \times 1,1} = 22 \text{ хв.}$$

Визначимо час на кріплення однієї рами за один цикл:

$$t_{\text{кр}} = \frac{N_{\text{рам}} \times N_{\text{вр}}}{n_{\text{чел}} \times k_n}, \text{ хв} \quad (2.26)$$

де $N_{\text{рам}}$ – кількість рам на один цикл;

$n_{\text{чел}}$ – кількість людей, зайнятих на виконанні даного процесу.

$$t_{\text{кр}} = \frac{1 \times 39,6}{3 \times 1,1} = 12 \text{ хв.}$$

Визначимо час на нарощування привибійного конвеєра. Відзначимо що довжина рештака конвеєра КЛЗС становить 2,1 м, а розбіжність 0,75 м, то нарощування робиться після двох або трьох циклів. Норма часу на нарощування одного метра конвеєра КЛЗС становить 11,8 чол/хв.

Час на нарощування конвеєра КЛЗС складе:

$$t_{нар.кін} = \frac{l_{сек} \times N_{кр}}{n_{сек} \times k_n} = \frac{2,1 \times 11,8}{3 \times 1,1} = 7,5 \text{ хв.} \quad (2.27)$$

Визначимо час на спорудження огороження для складування породи.

Нарощування огороження робимо через кожні 2,2 м, тобто після трьох циклів виїмки руди комбайном.

$$t_{огр} = \frac{l_{огр} \times N_{кр}}{n_{сек} \times k_n} = \frac{2,2 \times 25,4}{3 \times 1,1} = 17 \text{ хв.} \quad (2.28)$$

Підготовчі й заключні роботи становлять по 10 хвилин.

Нарощування вентиляційного трубопроводу роблять один раз у зміну, так щоб відставання кінця трубопроводу до вибою не перевищувало 8 м.

Тривалість робіт на один цикл складе:

$$t_{ц} = t_{огр} + t_{кр} + t_{нар.кін} + t_{огр} = 22 + 12 + 2,5 + 5,6 = 42,1 \text{ хв.} \quad (2.29)$$

Тривалість роботи видобувної зміни становить 7 годин 12 минут. Виходячи із цього, визначимо кількість циклів у зміну:

$$n_{ц} = \frac{T_{см} - t_{под} - t_{закл}}{t_{ц}}, \quad (2.30)$$

де $T_{см}$ – тривалість робочої зміни, хв;

$t_{под}$ – тривалість підготовчих робіт, хв;

$t_{закл}$ – тривалість заключних робіт, хв;

$t_{ц}$ – тривалість робіт на один цикл, хв.

$$n_{ц} = \frac{432 - 10 - 10}{42,1} = 9 \text{ цикл.}$$

В роботі запропонована стовпова система розробки з виїмкою руди діагональними заходками. Зрівняємо діагональний і перпендикулярний

напрямок заходок, залишаючи в першому й у другому випадках роздільну технологію виїмки.

Технологія виїмки залишається незмінною в обох випадках виїмки руди, а відбувається зміна організації робіт. Суть полягає в наступному. Перпендикулярний напрямок заходок у відмінності від діагонального, передбачає відхід ніші відбійними молотками на глибину не менш двох метрів з навантаженням гірської маси вручну на перевантажувач. Цей процес є найбільш трудомістким і становить у середньому дві-три зміни. Проведення ніші повинні здійснювати двоє гірників цілодобової комплексної бригади.

Визначимо навантаження на очисній вибій при перпендикулярному розташуванні заходок до виїмкового штреку.

Змінний видобуток руди складе:

$$Q_{см} = n_{ц} \times R_{из}, \text{ Т} \quad (2.31)$$

де $R_{из}$ – вихід руди з одного циклу, т.

$$Q_{см} = 9 \times 7,54 = 68 \text{ т/см.}$$

Змінне просування вибою складе:

$$l_{см} = n_{ц} \times L_{кр} = 9 \times 0,75 = 6,75 \text{ м/зм.} \quad (2.32)$$

Добове навантаження на очисній вибій складе:

$$Q_{сут} = Q_{см} \times n_{см}, \text{ Т} \quad (2.33)$$

де $n_{см}$ – кількість видобувних змін у добу.

$$Q_{сут} = 68 \times 3 = 204 \text{ т/доб.}$$

Місячне навантаження на очисній вибій складе:

$$Q_{мес} = Q_{сут} \times N_{р,дн} \text{ Т} \quad (2.34)$$

де $N_{р,дн}$ – число робочих днів у місяці.

$$Q_{мес} = 204 \times 27 = 5508 \text{ т/міс.}$$

Визначимо за скільки змін буде пройдена одна очисна заходка:

$$n_{см}^{max} = \frac{l_{max}}{l_{см}} = \frac{40}{6,75} = 6 \text{ змін.} \quad (2.35)$$

Отже, очисна заходка при перпендикулярному її розташуванні до виїмкового штреку довжиною 40 м буде пройдена за двоє діб.

Визначимо час, що затрачають двоє гірників на посадку відпрацьованої заходки й оброблення нового сполучення. Згідно «Стандарту підприємства для шахт АТ «Марганецкий ГЗК» посадка відпрацьованої заходки й оброблення нового сполучення повинна вестися двома гірниками комплексної бригади. Посадка заходки є ненормованим процесом, однак згідно практики ведення посадкових робіт, вона становить 15...25 рам. Приймаємо норму на посадку заходки 20 рам у зміну. Кількість рам в очисній заходці становить 53 рами, отже очисна заходка буде посаджена за 2,5 зміни.

Визначимо час, затрачуваний на оброблення сполучення:

$$t_{\text{сопр}} = \frac{n_{\text{нак}} \times N_{\text{вр}}}{n_{\text{чел}} \times k_n}, \text{ хв} \quad (2.36)$$

де $n_{\text{нак}}$ – кількість накатів, шт;

$N_{\text{вр}}$ – норма часу на облаштування сполучення для одного накату, чіл/хв;

$n_{\text{чел}}$ – кількість людей, зайнятих на виконанні даного процесу;

k_n – коефіцієнт перевиконання ($k_n = 1,1$).

$$t_{\text{сопр}} = \frac{8 \times 58,3}{2 \times 1,1} = 210 \text{ хв.}$$

Виходячи із цього, час на облаштування сполучення становить 0,5 зміни. Загальний час, який витрачається двома гірниками на виконання операцій по посадці заходки і облаштуванню сполучення, становить у цілому 3 зміни.

Отже, при перпендикулярному розташуванні заходок загальний час, який витрачається двома гірниками на посадку відпрацьованої заходки, облаштування сполучення та відхід ніші становить 5 - 6 змін. Робоча заходка трьома гірниками буде пройдена за 6 змін, що задовольняє умові по забезпеченню своєчасного фронту ведення очисних робіт у новій заходці.

Діагональне розташування заходок не передбачає проведення ніші для нової заходки. Загальний час, який витрачається на посадку відпрацьованої заходки та облаштування сполучення, буде таким же, як і при перпендикулярному розташуванні заходок і становить 3 зміни. За ці зміни трое гірників в очисній заходці будуть добувати таку ж кількість руди, що й при перпендикулярному розташуванні заходок. Тобто змінне навантаження на очисний вибій буде становити 68т у зміну. Однак, двоє гірників, виконавши свій обсяг робіт за 3 зміни, приходять на допомогу в діючу заходку до інших трьох гірників. Трудомісткість робітників на виконання основних процесів зменшується, збільшується навантаження на очисний вибій, що приводить до інтенсивного змінного посування очисного вибою.

Виходячи з вище зроблених висновків, визначимо навантаження на очисний вибій, коли в очисній заходці працюють безпосередньо вже п'ять гірників.

Час на зведення кріплення складе:

$$t_{кр} = \frac{N_{рам} \times N_{пр}}{n_{цел} \times k_n} = \frac{1 \times 39,6}{5 \times 1,1} = 7,2 \text{ хв.} \quad (2.37)$$

Спорудження огороження для складування пустої породи буде відбуватися під час відбійки гірської маси, тобто, поєднаємо ці два процеси.

Виходячи із цього, тривалість робіт на один цикл складе:

$$t_{ц} = t_{от} + t_{кр} + t_{нар.кін} = 22 + 7,2 + 2,5 = 31,7 \text{ хв.} \quad (2.38)$$

Кількість циклів складе:

$$n_{ц} = \frac{T_{см} - t_{под} - t_{закл}}{t_{ц}} = \frac{432 - 10 - 10}{31,7} = 12 \text{ циклів.} \quad (2.39)$$

Змінний видобуток руди складе:

$$Q_{см} = n_{ц} \times R_{из} = 12 \times 7,54 = 90,5 \text{ т.} \quad (2.40)$$

Змінне просування очисного вибою складе:

$$l_{см} = n_{ц} \times L_{кр} = 12 \times 0,75 = 9 \text{ м/зміну.} \quad (2.41)$$

Визначимо за скільки змін буде пройдена очисна заходка.

При роботі трьох гірників у заходці.

$$n_{\text{см}}^{\text{max}} = l_{\text{см}} \times n_{\text{см}} = 6,75 \times 3 = 20,25 \text{ м.} \quad (2.42)$$

Це приблизно становить 27 рам. Очисна заходка складається з 53 рам, отже, на п'ять гірників доводиться 26 рам, що залишилися.

Змінне просування вибою при роботі п'яти гірників в очисній заходці складе 9 м/зміну, це становить 12 рам. Тобто частина заходки, що залишилася буде пройдена за 2,2 зміни.

Загальний час на проведення діагональної заходки довжиною 40 м при даній організації робіт складе 5,2 зміни. При цьому середнє навантаження на очисної вибій буде становити $Q_{\text{см}}^{\text{оч}} = 79,25 \text{ т/зм.}$

Визначимо комплексну норму виробітку на роздільну виїмку руди в очисній заходці:

$$H_{\text{к}} = \frac{Q_{\text{см}}^{\text{оч}}}{n_{\text{мет}}} = \frac{79,25}{5} = 15,85 \text{ т/чол-зм.} \quad (2.43)$$

Добове навантаження на очисний вибій:

$$Q_{\text{сут}} = Q_{\text{см}}^{\text{оч}} \times n_{\text{см}} = 79,25 \times 3 = 237,75 \text{ т/доб.} \quad (2.44)$$

Місячне навантаження на очисної вибій:

$$Q_{\text{мес}} = Q_{\text{сут}} \times N_{\text{р.буд.}} = 237,75 \times 27 = 6419,25 \text{ т/міс.} \quad (2.45)$$

Виходячи з отриманих результатів, можна зробити наступний висновок. Технологія роздільної виїмки руди діагональними заходками в порівнянні з перпендикулярними заходками підвищує навантаження на очисний вибій, збільшує змінне просування очисного вибою, забезпечує виїмку руди в очисній заходці більш безпечнішим та зручними умовами. В результаті ми маємо додатково на місяць майже 1000 т руди, а при перпендикулярному розташуванні заходок такого результату досягти буде дуже важко.

Відпрацьовування запасів, що залишилися, будемо вести діагональними заходками, беручи до уваги, що ширина виїмкового стовпа становить 70 м, а довжина заходки 40 м.

Для визначення річної виробничої потужності шахти визначимо річне навантаження на очисний вибій у діагональній заходці. Беручи до уваги таку ж організацію робіт як при роздільній виїмці, визначимо основні параметри, які необхідні для визначення річного навантаження на очисний вибій.

Запас руди, що добувається, у заходці:

$$P_{зах} = l_{зах} m_{пл} v_{зах} \gamma_p = 40 \times 2,1 \times 3,5 \times 2,18 = 640,92 \text{ т.} \quad (2.46)$$

Нормативні втрати руди становлять 10%, тобто:

$$P_{пор} = 640,92 \times 0,1 = 64,09 \text{ т}$$

Приймаємо разубожування руди 3%, тоді кількість пустих порід добуваються в заходці складе:

$$P_{пор} = 640,92 \times 0,03 = 19,2 \text{ т.}$$

Запас руди, що добувається, із заходки дорівнює:

$$P_{зах}^{чист} = P_{зах} + P_{пор} - P_{под} = 640,92 + 19,2 - 64,09 = 596,03 \text{ т.} \quad (2.47)$$

Кількість руди з одного погонного метра заходки:

$$R_{уз}^1 = \frac{P_{зах}^{чист}}{l_{зах}} = \frac{596,03}{40} = 17,9 \text{ т/м} \quad (2.48)$$

Кількість руди з одного циклу:

$$R_{уз} = R_{уз}^1 \times L_{кр} = 17,9 \times 0,75 = 14,17 \text{ т.} \quad (2.49)$$

Кількість рам у заходці:

$$N_{рам} = \frac{l_{зах}}{L_{кр}} = \frac{40}{0,75} = 53 \text{ рами.} \quad (2.50)$$

Визначимо тривалість основних виробничих процесів і операцій.

Час на відбійку та навантаження руди:

$$t_{отб} = \frac{R_{уз} \times N_{вр}}{n \times k_n} = \frac{14,17 \times 2,4}{1 \times 1,1} = 24 \text{ мін.} \quad (2.51)$$

Час на нарощування привибійного конвеєра КЛЗС і кріплення виробленого простору таке ж як і при роздільній виїмці, і становить $t_{кр} = 12$ хв, $t_{нар.кін.} = 7,5$ хв.

Тривалість робіт на один цикл:

$$t_{ц} = t_{отб} + t_{кр} + t_{нар.кон} = 24 + 12 + 2,5 = 38,5 \text{ мін.} \quad (2.52)$$

Визначимо кількість циклів у зміну:

$$n_{ц} = \frac{T_{см} - t_{под} - t_{закл}}{t_{ц}} = \frac{412 - 10 - 10}{38,5} = 10 \text{ циклів.} \quad (2.53)$$

Змінний видобуток руди складе (при роботі в заходці трьох чоловік):

$$Q_{см} = n_{ц} \times R_{уз} = 10 \times 14,17 = 141,7 \text{ т.} \quad (2.54)$$

Змінне просування очисної заходки:

$$l_{см} = n_{ц} \times L_{кр} = 10 \times 0,75 = 7,5 \text{ м/зм.} \quad (2.55)$$

Добове навантаження на очисний вибій:

$$Q_{сут} = Q_{см} \times n_{см} = 141,7 \times 3 = 435,1 \text{ т/доб.} \quad (2.56)$$

Інші два чоловіки комплексної бригади протягом трьох змін зайняті посадкою заходки й облаштуванням сполучення. Ці три зміни очисна заходка просунеться на 22,5 м, це становить 30 рам. Інші 23 рами будуть проходитися вже в п'ятером. Час на нарощування конвеєра й кріплення виробленого простору буде дорівнює відповідно 7,5 хв і 7,2 хв. Тривалість робіт на один цикл складе $t_{ц} = 33,7$ хв.

Кількість циклів у зміну:

$$n_{ц} = \frac{T_{см} - t_{под} - t_{закл}}{t_{ц}} = \frac{412 - 10 - 10}{33,7} = 12 \text{ циклів} \quad (2.57)$$

Змінний видобуток руди (при роботі в заходці п'яти чоловік) складе:

$$Q_{CM} = R_{uz} \times n_{ny} = 14,17 \times 12 = 174,04 \text{ т} \quad (2.58)$$

Змінне просування очисного вибою:

$$l_{CM} = n_{ny} \times L_{kp} = 12 \times 0,75 = 9 \text{ м/зм} \quad (2.59)$$

У цілому це становить 12 рам. Отже, частина заходки що залишилася буде пройдена в п'ятером за дві зміни. Загальний час проведення заходки довжиною 40м складе 5змін.

Змінне навантаження на очисний вибій у такому випадку складуть:

$$Q_{CM}^{CP} = 157,87 \text{ т.}$$

Добове навантаження на очисний вибій:

$$Q_{сут} = 157,87 \times 3 = 473,61 \text{ т.}$$

Місячне навантаження на очисний вибій:

$$Q_{мес} = Q_{сут} \times N_{p.dn.} = 473,61 \times 27 = 11787,47 \text{ т.} \quad (2.60)$$

Річне навантаження на очисний вибій:

$$Q_{год} = Q_{мес} \times B_{мес} = 11787,47 \times 12 = 141449,64 \text{ т.} \quad (2.61)$$

Місячне просування виїмкового стовпа при такій організації робіт складе

$$L_{в.ст}^{мес} = 30,4 \text{ м/міс.}$$

Для забезпечення виробничої потужності шахти приймемо п'ять очисних вибоїв.

Виходячи з кількості запасів, що залишилися, визначимо термін служби шахти:

$$T_{ш.р} = \frac{Q_{пром}}{A_{ш.г}}, \quad (2.62)$$

де $Q_{пром}$ – промислові запаси руди в межах шахтного поля, млн.т;

$A_{ш.г}$ – річна потужність шахти, тис.т.

$$T_{ш.р} = \frac{11500000}{645000} = 17,8 \text{ років.}$$

Округляємо й приймаємо 18 років.

Як показала практика, валова виїмка дозволяє добувати руду з меншими витратами і розвивати високу продуктивність шахти. Роздільна виїмка значно дорожче. В економічній частині проекту ми можемо простежити економічне порівняння технології виїмки малопотужних пластів з діагональним розташуванням заходок до виїмкового штреку.

2.4. Технологія виконання прийнятих рішень

Організація робіт. Роботи з видобутку руди в заходках повинні здійснюватися цілодобовою комплексною бригадою, що складається із трьох ланок. Кожна ланка повинна складатися з п'яти гірників, один із яких є ланковим і відповідає за спрямоване і якісне виконання робіт, дотримання техніки безпеки, паспорта облаштування сполучень заходок з виїмковим штреком, паспорта керування покрівлею й кріплення, правил технічної експлуатації обладнання. Керівництво цілодобовою бригадою здійснює бригадир, призначений розпорядженням по шахті який працює в одній зі змін, як ланковий.

В обсяг роботи комплексної бригади входить: облаштування та переустаткування сполучень заходок з виїмковим штреком, відбійка і навантаження руди в заходках, кріплення заходок, встановлення огороження для складування порожньої породи, нарощування вентиляційних труб у заходках, демонтаж забійного конвеєра та перегін комбайна у виїмковий штрек

для роботи в новій заходці, видалення кріплення і посадка покрівлі у відпрацьованих заходках, ремонт забійного обладнання.

Відбійка і навантаження руди ведеться заходками, що представляють собою вузькі камери з невеликим терміном служби, які мають один вихід на виїмковий штрек. Відбійка і навантаження руди здійснюється комбайном КДР-5. Обслуговувати комбайн повинні члени комплексної бригади в складі не менше двох чоловік.

Просування вибою за один цикл становить 0,75 метра. Допускається глибина виїмки руди від останньої кріпильної рами до вибою на величину не більше 1,3 метри.

Навантаження руди здійснюється комбайном на забійний секційний конвеєр КЛЗС, нарощування якого здійснюється через кожні 2,1 метри відходу вибою. Доставка гірської маси по виїмковому штреку здійснюється штрековим конвеєром з перегрузкою на збірний конвеєр.

Установка огороження для складування порожньої породи здійснюється через кожні 2,1 метри.

Наприкінці зміни очисний вибій ретельно закріплюється, комбайн відганяється від вибою на відстань не менш 2,0 метрів.

Керування гірським тиском і кріплення заходок. Застосовується спосіб керування гірським тиском з повним обваленням покрівлі. Для кріплення заходок застосовується податливе аркове кріплення з коробовим верхняком, що виготовляється з СВП-17. Крок установки кріплення дорівнює 0,75 метра. У заходках рами з'єднуються між собою металевими стяжками, розташованими по центру верхняків, привибійні рами (не менш десяти штук) по стійках розкріплюються металевими скобами.

Добування кріплення й посадка покрівлі у відпрацьованих заходках здійснюється двома членами комплексної бригади в присутності особи

технічного нагляду. Вилучення кріплення починається наприкінці відпрацьованої заходки й ведеться послідовно в напрямку її устя.

Демонтаж привибійного конвеєра і перегін комбайна. Після закінчення видобувних робіт у заходці комбайн відганяється від вибою на відстань не менш двох метрів. Демонтується забійний конвеєр, секції й стрічка якого виносяться із заходки та складуються на виїмковому штреку на відстані від 5 до 50 метрів від заходки.

Скробковий перевантажувач КСП пересувається на величину, необхідну для безперешкодного переміщення комбайна для ведення очисних робіт у новій заходці.

Комбайн переганяється з відпрацьованої заходки у виїмковий штрек. Гірник шостого розряду, відключивши пакетним вимикачем привод відбійного органа та, переконавшись у справності заземлення, управляє рухом комбайна на відстані, за допомогою дистанційного пульта керування, перебуваючи увесь час із габаритної сторони.

Для збільшення видобутку руди з очисної заходки необхідне скорочення часу підготовчих, допоміжних і інших робіт, не пов'язаних з видобутком корисної копалини, але впливають на цей процес. Таким чином, щоб уникнути екстенсивних методів видобутку руди, необхідно прискорити процес кріплення (під час зупинки комбайна необхідно поєднувати процес кріплення та процес установки огороження для складування порожніх порід), процес своєчасної доставки кріпильних матеріалів до тупика вибою (під час роботи комбайна забезпечити вибій необхідними матеріалами для кріплення, огороження, а також робити зачищення руди під забійним конвеєром і скробковим перевантажувачем КСП).

2.5 Технологічна схема транспорту

При подальшому відпрацьовуванні запасів планується зберегти повну конвеєризацію доставки руди. Для скорочення часу на укорочування штрекового конвеєра в районі сполучення заходки з виїмковим штреком застосуємо насувний скребковий перевантажувач типу КСП із перевантаженням руди на стрічковий конвеєр 2Л-80.

Дана схема забезпечує безперервність роботи транспорту та видобувних машин, підвищуючи продуктивність вибою і праці групи робітників по видобутку.

2.6 Розрахунок економічного ефекту

Всі розрахунки зроблено в умовних одиницях.

Собівартість руди по шахті

Собівартість видобутку руди по шахті визначається по наступних елементах витрат: матеріальні витрати, витрати на оплату праці, нарахування на заробітну плату, амортизація основних фондів, інші грошові витрати. Собівартість видобутку руди по шахті визначається укрупненою витратою з використанням звітних даних за попередній рік (2020р.) і внесенням виправлень по основних статтях калькуляції, обумовленими прийнятими в роботі конкретними рішеннями. Тому що виробнича потужність шахти підвищується на 7 %, то на економічні показники буде впливати зміна обсягу видобутку по запропонованому варіанту.

1. Витрати на оплату праці:

$$P_{зп} = \frac{D_{ф} \times P_{зф}}{D_{п}}, \quad (2.63)$$

де $D_{ф}$ і $D_{п}$ – відповідно фактичний й намічуваний річний видобуток, тис.т;

$P_{зф}$ і $P_{зп}$ – відповідно фактична й проектна собівартість по елементу «витрати на оплату праці», ум.од/т;

$$P_{\text{зп}} = \frac{600000 \times 2,32}{645000} = 2,16 \text{ ум.од/т.}$$

2. Нарахування на заробітну плату:

$$P_{\text{нп}} = H_3 \times P_{\text{зп}}, \quad (2.64)$$

де $P_{\text{нп}}$ – проектна собівартість по елементу «нарахування на заробітну плату»;

H_3 – норма нарахувань на заробітну плату.

$$P_{\text{нп}} = 0,475 \times 2,16 = 1,02 \text{ ум.од/т.}$$

3. Допоміжні матеріали:

$$P_{\text{мп}} = \frac{D_{\text{ф}} \times P_{\text{мф}}}{D_{\text{п}}}, \quad (2.65)$$

де $P_{\text{мп}}$ і $P_{\text{мф}}$ – відповідно проектна й фактична собівартість по елементу «матеріали», ум.од/т;

$$P_{\text{мп}} = \frac{600000 \times 47,05}{645000} = 43,76 \text{ ум.од/т.}$$

4. Покупні вироби й послуги виробничого характеру приймаються за даними шахти - 0,12 ум.од/т.

5. Паливо. Собівартість по цьому елементу розраховуючи на одну тону приймається за фактичним даними шахти - 0,35 ум.од/т.

6. Електроенергія

$$P_{\text{еп}} = \frac{D_{\text{ф}} \times P_{\text{эф}} \pm B_3}{D_{\text{п}}}, \text{ ум.од./т} \quad (2.66)$$

де $P_{\text{еп}}$ і $P_{\text{эф}}$ – відповідно проектна й фактична собівартість по елементу «електроенергія», ум.од/т;

B_3 – зміна витрат на електроенергію по шахті, тис.ум.од/рік.

$$B_3 = B_{\text{ф}} - B_{\text{п}}, \text{ ум.од} \quad (2.67)$$

$B_{\text{ф}}$ – фактичні витрати на електроенергію, тис.ум.од/рік.

$$B_{\text{ф}} = 17060 \times 0,25 = 4265 \text{ тис.ум.од/рік.} \quad (2.68)$$

$B_{\text{п}}$ – проектні витрати на електроенергію, тис.ум.од/рік.

$$V_n = 13005 \times 0,25 = 3251,25 \text{ тис.ум.од/рік.} \quad (2.69)$$

$$P_{\text{сп}} = \frac{(600000 \times 6,87 - (4265 - 3251,25))}{645000} = 6,39 \text{ ум.од/т.}$$

6. Амортизаційні відрахування.

$$P_{\text{ан}} = \frac{D_{\text{ф}} \times P_{\text{аф}}}{D_n}, \text{ ум.од/т} \quad (2.70)$$

де $P_{\text{ан}}$ і $P_{\text{аф}}$ - відповідно проектна й фактична собівартість по елементу «амортизація», ум.од/т;

$$P_{\text{ан}} = \frac{600000 \times 9,98}{645000} = 9,28 \text{ ум.од/т.}$$

7. Інші грошові витрати приймаються за даними шахти - 3,46 ум.од/т. Позавиробничі витрати на одну тонну по проекту приймаються в розмірі аналогічного показника по звіту за рік - 1,9 ум.од/т. Розрахунок собівартості видобутку руди по ділянці зведена в таблицю 4.1.

Таблиця 2.2 - Розрахунок собівартості видобутку руди по ділянці

Елементи витрат	Витрати за рік			
	По звіту		По проекту	
	На 1 т., ум.од	На весь обсяг, тис. ум.од	На 1 т., ум.од	На весь обсяг, тис. ум.од
1. Матеріальні витрати	54,39	32634	50,62	32649,9
1.1 Паливо	0,35	210	0,35	225,75
1.2 Електроенергія	6,87	4122	6,39	4121,5
1.3 Послуги виробничого характеру	0,12	72	0,12	77,4
1.4 Допоміжні матеріали	47,05	28230	43,76	28225,2
2. Витрати на заробітну плату	2,32	1392	2,16	1393,3
3. Нарахування на заробітну плату	1,1	660	1,02	657,9
4. Амортизація основних фондів	9,98	5988	9,28	5985,6
5. Інші грошові витрати	3,46	2076	3,46	2231,7
Позавиробничі витрати	1,9	1140	1,9	1225,5
Повна собівартість	73,15	43890	68,44	441438
Валові витрати	63,17	37902	59,16	38158

Із зроблених вище результатів видно, що матеріальні витрати зменшилися з 54,39 ум.од/т. до 50,62 ум.од/т., витрати на електроенергію зменшилися з 6,87 ум.од/т. до 6,39 ум.од/т., зменшилася собівартість видобутку руди з 73,15 ум.од/т. до 68,44 ум.од/т., але валові витрати за весь обсяг видобутку зросли на 256,2 тис.ум.од.

У результаті збагачення сирої руди із проектним змістом 26,95 % ми одержимо концентрат II сорту із процентним вмістом 41,15 %. По базовому варіанту виходить концентрат III сорту із процентним вмістом 31,18 %.

Витрати на видобуток руди:

$$\text{Проектний:} \quad C^{\text{п}} = Z^{\text{п}} \times Q^{\text{п}}, \quad (2.71)$$

$$\text{Базовий:} \quad C^{\text{б}} = Z^{\text{б}} \times Q^{\text{б}}, \quad (2.72)$$

де $Z^{\text{п}}$, $Z^{\text{б}}$ – витрати, що складаються із собівартості видобутку руди по проектному та базовому варіанту, ум.од/т;

$Q^{\text{п}}$, $Q^{\text{б}}$ – обсяг видобутку руди, відповідно по проектному та базовому варіанту за рік, т.

$$C^{\text{п}} = 68,44 \times 600000 = 41064 \text{ тис.ум.од.}$$

$$C^{\text{б}} = 73,15 \times 600000 = 43890 \text{ тис.ум.од.}$$

Виходячи із цього, витрати по цим двох варіантах становлять: проектні - **41064** тис. ум.од., базові - **43890** тис.ум.од.

Даною технологією передбачений оптимальний варіант одержання прибутку, при цьому по проекту збільшилося навантаження на очисний вибій і якість одержуваного концентрату дозволить швидше реалізувати продукцію, одержуючи при цьому відповідний прибуток.

Розрахункове значення економічного ефекту для шахти від впровадження проектних рішень:

$$\Xi = C^{\text{б}} - C^{\text{п}}, \quad (2.73)$$

де C^p і C^f – витрати відповідно до проектних рішеннях і фактичному стані
 $\mathcal{E} = 43890 - 41064 = \mathbf{2826}$ тис. ум.од.

РОЗДІЛ 3. ОХОРОНА ПРАЦІ

3.1. Заходи з охорони праці

Вибір комплексу знепилюючих заходів в очисних та підготовчих вибоях проводиться виходячі з пилоутворювальної здатності шахтопластів, типу виїмкового або прохідницького комбайна, швидкості руху повітря, системи та параметра водопостачання ділянки.

У загальному випадку питоме пиловиділення при роботі комбайна без засобів пилоподавлення розраховується за формулою:

$$q_n = q_{пл} \times V \times K_k \quad (3.5)$$

$$q_n = 120 \times 0,5 \times 0,8 = 48 \text{ г/т.}$$

де $q_{пл}$ – питоме пиловиділення шахтопласта, г / т.

V - конструктивні параметри комбайна на утворення та виділення пилу.

При питоному пиловиділенні < 50 г/т рекомендуються наступні заходи боротьби з пилом: зрошення, пневмогідрозрошення (ПГЗ); застосування водоповітряних ежекторів, пиловідсмоктувач, зрошення підвищеної ефективності (з подачею води у зону різання), зрошення з зовнішнім розташуванням зрошувачів у поєднанні із пиловідсмоктувачем.

Залишкова запиленість повітря в очисних вибоях (мг/м^3) на відстані 5 – 8 м. від місця роботи комбайна за ходом вентиляційного струменя при застосуванні комплексу знепилюючих заходів розраховується за такою залежністю:

$$C_{оч} = \frac{1000 \times q_{п.оч} \times P_{оч} \times K_v \times K_c}{Q_{оч}} \quad (3.6)$$

де $q_{п.оч}$ – питоме пиловиділення при роботі виїмкового комбайна;

$P_{оч}$ – продуктивність комбайна, т/хв.

$Q_{оч}$ - витрата повітря у вибої, $\text{м}^3/\text{хв.}$

K_v – коефіцієнт, який враховує вплив швидкості руху повітря вентиляційного струменя в очисному вибої на запиленість повітря = 1,5

K_c – коефіцієнт, який враховує ефективність комплексу заходів в очисному вибої

$$K_c = (1 - \mathcal{E}_1) \times (1 - \mathcal{E}_2) \times \dots \times (1 - \mathcal{E}_n) \quad (3.7)$$

де $\mathcal{E}_1, \mathcal{E}_2, \dots, \mathcal{E}_n$ – ефективність окремих заходів

$$K_c = (1 - 0,8) \times (1 - 0,9) \times (1 - 0,7) \times (1 - 0,4) = 0,0036$$

$$C_{\text{оч}} = \frac{1000 \times 48 \times 1,2 \times 1,5 \times 0,0036}{148} = 2,1 \text{ мг/м}^3$$

Критерієм гігієнічної оцінки умов праці за фактором пилу є тривалість роботи у вибої або інших місцях, виключаючи вірогідність захворювання пневмоконіозом. Ця тривалість $T_{\text{кр}}$ (років) визначається за формулою:

$$T_{\text{кр}} = \frac{10^5 \times M_{\text{кр}}}{1,6 \times C \times t \times n \times K_a} \quad (3.8)$$

$$T_{\text{кр}} = \frac{10^5 \times 20}{1,6 \times 2,1 \times 420 \times 245 \times 0,06} = 96 \text{ лет}$$

де $M_{\text{кр}}$ – критична маса пилу 20 гр.

C – запиленість повітря у зоні дихання робочих;

t – час роботи у запиленій атмосфері за зміну 420 хв.

n – кількість змін, відпрацьованих робочими протягом року 245;

K_a – коефіцієнт, який залежить від хвилинного обсягу легеневої вентиляції 0,06

Якщо величина $T_{\text{кр}}$ є більшою, ніж 30 років, робоче місце вважається мало заповненим.

Характеристика шкідливих і небезпечних виробничих факторів

Шкідливими факторами є:

- підвищена запиленість повітря робочої зони 2,1 до 3 мг / м³;
- підвищений рівень шуму на робочому місці більше 80 дБА;
- недостатня освітленість робочого місця від 5 до 15 лк;
- підвищений рівень вібрації 110 - 130 дБ.

До небезпечних виробничих факторів віднесені:

- гірські породи, що обвалюються;
- рухомі частини виробничого обладнання (барабани та приводні головки конвеєрів, робочий орган комбайна);
- гострі кромки, шорсткості на поверхні інструментів та обладнання.

Для захисту робітників від шкідливих впливів шуму при роботі обладнання слід використовувати захисні вкладиші «Беруші».

Для захисту від місцевої вібрації використовувати вібропоглинаючі рукавиці.

Освітленість робочого місця забезпечується лампами розжарювання, напругою 36 В, в кількості не менше 3 штук на відстані не менше 2 м від вибою, індивідуальними головними світильниками.

Найбільш шкідливим фактором є запиленість повітря. Розробимо деякі заходи щодо боротьби з пилом.

Обезпилювання повітря при експлуатації комбайнів КДР – 5 в очисних заходах.

Основними джерелами забруднення атмосфери очисних вибоїв є комбайни КДР - 5. Пилоутворення відбувається у вузлах комбайна, які труться, основним вузлом, де утворюється пил, є шнековий відбійний орган.

При відпрацюванні руд, що містять тверді прошарки манганіту або манганокальціту, комбайн КДР-5 обладнується установкою мокрого пилоподавлення. Принцип дії установки заснований на зволоженні вузлів комбайна, де утворюється пил, а також на уловлюванні зваженого в повітрі пилу розпорощеним струменем води.

В якості додаткових засобів захисту органів дихання гірників від пилу відповідно § 698 ЄПБ [28] слід застосовувати рудникові протипилові респіратори.

Типи респіраторів придатні для захисту органів дихання трудящих марганцевих шахт: «Астра - 2», «Пелюсток - 200» та У - 2К.

Шляхи зниження пилоутворення на конвеєрному транспорті

У місцях перевантаження руди з конвеєра на конвеєр необхідно здійснювати підвіску фартухів з шматків гумової стрічки або щитків з листової сталі, з метою створення легких укриттів, завдяки яким попереджується дифундування пилу.

Всі пункти перевантаження руди необхідно обладнати тічками, що влаштовуються таким чином, щоб рух гірської маси, що пересипається, збігався з напрямком руху стрічки нижнього конвеєра, а висота перепаду була б найменшою.

При транспортуванні руди, що має невелику вологість, місця перевантаження в разі різкого підвищення запиленості повітря необхідно обладнати водяними завісами шляхом установки водяних форсунок.

Допускається мати по всій довжині конвеєра не більше двох стиків стрічки, з'єднаних заклепками. Стикування стрічок допускається тільки способом гарячої вулканізації та за допомогою спеціального клею.

Заходи з безпеки робіт

Для запобігання впливу небезпечних виробничих факторів на робочих провести наступні заходи:

- застосовувати тимчасове кріплення, згідно з паспортом кріплення;
- організація робіт та розстановка людей така, що знаходження гірників в зоні руху машин і механізмів виключена;
- всі рухомі частини обладнання захищаються та забезпечуються блокуваннями від включення при знаходженні людей за огорожею, тому що конвеєрна стрічка по всій довжині не огорожується, то мережею кінцевих вимикачів забезпечується її зупинка з будь-якого місця по всій довжині конвеєра;
- всі електричні мережі забезпечуються реле витоку струму та реле максимального захисту з автоматичним відключенням пошкодженої мережі;

- всі металеві частини електроустановок та обладнання, зазначені в § 560 ЄПБ [28], підлягають заземленню.

Допустима глибина виїмки руди в очисному вибої від останньої кріпильної рами до тупика повинна бути не більше 1,3 м.

Розробимо детально комплекс заходів, що запобігають вивалу порід покрівлі. Основним напрямком при вирішенні цього завдання є установка тимчасового кріплення.

При відбійці гірської маси комбайном КДР - 5 очисний вибій умовно ділиться на три рівні частини. Безпосередньо після виїмки руди в кожній частині вибою має встановлюватися тимчасове кріплення. Конструкція тимчасового кріплення представлена на рисунку 2.1. Тимчасове кріплення складається з дерев'яних перегородок довжиною 1,2...1,5 м, шириною 0,15...0,2 м, товщиною 0,03...0,04 м і стійки (ремонтини) діаметром 0,16...0,18 м, довжиною на 0,1 м більше, ніж висота заходки в чорні. Спочатку відбивається руда в центральній частині вибою і встановлюється перегородка та стійка.

Перегородка спирається одним кінцем на останню раму кріплення, а іншим - на ремонтину. Потім відбивається руда цілікової частини вибою і ставиться перетинка. В останню чергу відбивається руда в підзавальній частині вибою та ставляться перетинки. Перетинки ретельно розклинюються.

Всі особи, зайняті під час виконання робіт, зобов'язані дотримуватися інструкції за професіями: «Інструкція для гірника очисного вибою 5 - 6 розрядів», «Інструкція для електрослюсаря чергового та з ремонту устаткування», відповідно кожен по своїй професії.

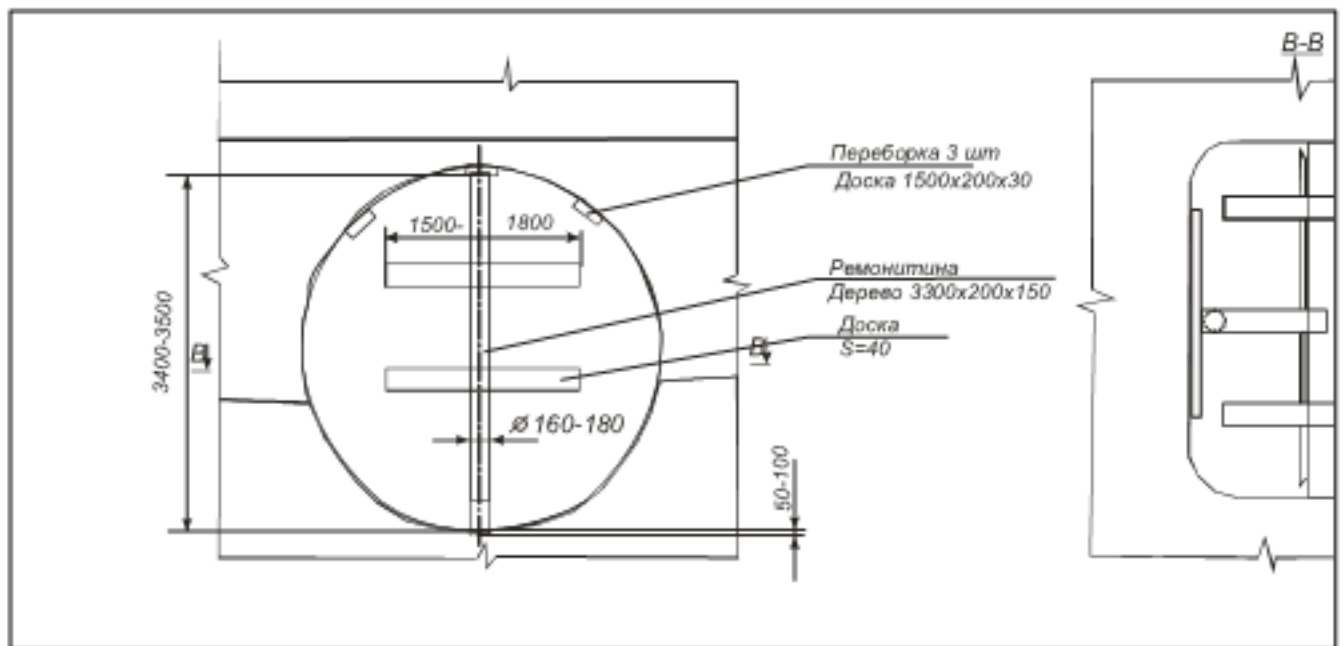


Рис 3.1. Схема встановлення тимчасового кріплення

Заходи щодо протипожежного захисту

Всі підземні гірничі виробки обладнуються протипожежним трубопроводом, постійно заповненим водою під тиском 4...10 атм. На протипожежних трубопроводах встановлюються пожежні крани з гайками «Богданова»: у сполучень стовбурів з приствольними дворами; у виробках, обладнаних стрічковими конвеєрами через кожні 50 м; у кожній камері; у перетинів та відгалужень виробок; в решті виробок через кожні 200 м. У кожній камері повинні бути розташовані по 2 вогнегасника та ящик з піском, місткістю не менше 0,2 м³. У виробках, обладнаних стрічковими конвеєрами, у приводних тантажних головок і через кожні 100 м вздовж конвеєра встановлюються по 2 вогнегасника і ящик з піском (Рис. 2.2). Крім того, ділянки виробок у приводних головок конвеєрів і на відстані по 5 м в кожную сторону від них, закріплюються вогнестійким кріпленням. Приводні головки конвеєрів обладнуються установками автоматичного пожежогасіння.

Щоб попередити займання через коротке замикання в електричних ланцюгах всі трансформатори оснащуються автоматичними вимикачами з максимальним захистом.

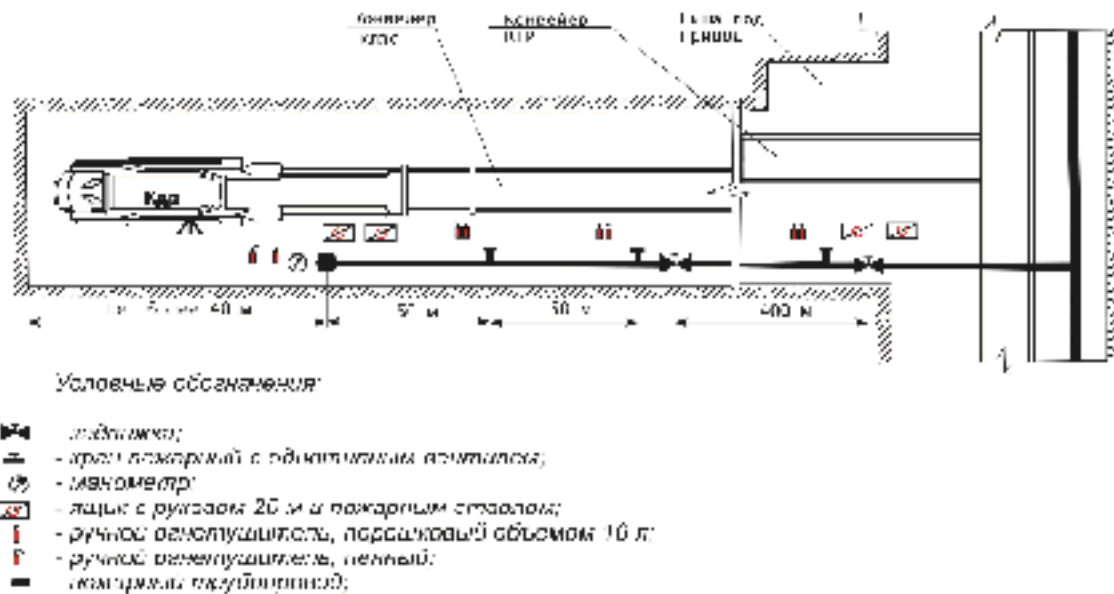


Рис 2.2. Схема протипожежного захисту підготовчої виробки

Всі протипожежні пристрої шахти повинні перевірятися не рідше одного разу на місяць. Виробництво зварювальних і газополумєневих робіт в підземних виробках ведеться з дозволу механіка ділянки на підставі графіка проведення зварювальних робіт, затвердженого головним інженером шахти. Біля місця здійснення зварювальних робіт повинно знаходитися два вогнегасники, ящик з піском та пожежний рукав із стволом, приєднаний до протипожежного трубопроводу. При веденні газо-електрозварювальних робіт необхідно дотримуватися «Інструкції по виробництву зварювальних і газополумєневих робіт в підземних виробках і надшахтних будівлях».

3.2. Охорона навколишнього середовища

Екологічна оцінка прийнятих рішень .

При застосуванні розробки довгими стовпами з виїмкою руди заходками відбувається інтенсивне зрушення та деформація земної поверхні. При

відпрацюванні пластів зрушення носить плавний характер з інтенсивним утворенням тріщин, ширина розкриття тріщин від декількох сантиметрів до одного метра.

Зрушення поверхні починається через три - п'ять діб після посадки покрівлі заходок у виїмковому стовпі і триває до вісімнадцяти місяців.

Максимальна швидкість осідання земної поверхні досягає 120 - 130 мм на добу. Тривалість періоду небезпечних деформацій, при якому швидкість осідання земної поверхні перевищує 50 мм на місяць, становить шість місяців.

Величина просідання земної поверхні при відпрацюванні виїмального стовпа механізованими заходками становить 110 - 115% товщини рудного пласта, що виймається.

При проведенні очисних робіт зрушення гірських порід досягає земної поверхні, де утворюється мульда зрушення, в якій виникають вертикальні (похилі, кривизни) та горизонтальні (розтягнення, стиснення) деформації, а також тріщини та уступи. У мульді зсування розрізняють зону впливу підземних робіт, зону небезпечного впливу, зону тріщини. Межі зон визначаються граничними кутами - 50° ; зсування - 53° ; розривів - 65° .

При суцільній системі відпрацювання, мульди зрушення утворюються послідовно, після цього земна поверхня осідає плавно.

При відпрацюванні шахтного поля через стовпи або індивідуальними заходками, земна поверхня осідає так, що утворюються мульди зрушення, які не пов'язані між собою. На горизонтальних ділянках земної поверхні в мульдах зрушення може накопичуватися вода. В такому випадку, гірничі роботи можуть проводитися тільки після відведення води за межі подроблюваної ділянки.

ВИСНОВКИ

У результаті виконаного обсягу робіт запропоновано деякі варіанти по усуненню існуючих недоліків виробничого процесу.

Так, у даній роботі запропонована стовпова система розробки з виїмкою руди діагональними заходками. Діагональний напрямок заходок дозволяє проходити нішу видобувними комбайнами, що підвищує рівень механізації очисних робіт на 10 - 12 відсотків, а продуктивність праці на 8 - 10 відсотків.

Для скорочення часу на укорочування штрекового конвеєра в роботі прийнятий у районі сполучення заходки з виїмковим штреком насувний скребковий перевантажувач типу КСП із перевантаженням руди на звичайний стрічковий конвеєр.

У роботі детально розглянута технологія роздільної виїмки малопотужних марганцеворудних пластів. Розраховано основні її параметри, зазначені достоїнства й недоліки даної технології.

У результаті економічного порівняння двох варіантів - роздільної виїмки та валового видобутку були отримані наступні результати. Запропонована технологія роздільної виїмки руди дозволить: підвищити процентний вміст марганцю в сирій руді, що добувається, у процесі збагачення одержувати концентрат на сорт вище, ніж при валовій виїмці, що дозволить реалізовувати продукцію по більше високій ціні з більш високою швидкістю її реалізації.

Річний економічний ефект складе **2826** тис. ум.од.

Кваліфікаційна робота виконана відповідно до програми й методичних рекомендацій кафедри гірничої інженерії та освіти [15].

ПЕРЕЛІК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

1. ДСТУ 3008:2015. Звіти у сфері науки і техніки. Структура та правила оформлювання.
2. ДСТУ 8302:2015. Бібліографічне посилання. Загальні положення та правила складання.
3. Правила безпеки у вугільних шахтах / НПАОП 10.0-1.01 - 10.- К., 2010. - 430 с.
4. Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах. Том 1. - К., 2003. - 478 с.
5. Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах. Том 2.- К., 2003. - 409 с.
6. Технологія підземної розробки пластових родовищ корисних копалин: Підручник для вузів / Бондаренко В.І., Кузьменко О.М., Грядущий Ю.Б., Гайдук В.А., Колоколов О.В., Табаченко М.М., Почепов В.М. – Дніпропетровськ, 2004. – 708 с.
7. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт / ДНАОП 11.30-6.09.93. - К.: Основа, 1994. - 312 с.
8. Сивко В. Й. Розрахунки з охорони праці: Навчальний посібник. – Житомир: ЖІТІ, 2001. – 152с.
9. Ткачук К. Н., Гурін А. О., Бересневич П. В. та ін. Охорона праці (підручник для студентів гірничих спеціальностей вищих закладів освіти). За ред. К.Н. Ткачука. Київ, 1998. – 320с.
10. Транспорт на гірничих підприємствах: Підручник для вузів. – 3-є вид. / Заг. редактування доповнень проф. М.Я. Біліченка – Д.НГУ, 2005. – 636с.
11. Збірник задач з дисципліни «Основи теорії транспорту»: Навч. посібник / М.Я. Біліченко, Є.А. Коровяка, П.А. Дьячков, В.О. Расцветаев – Д.: НГУ, 2007. – 151 с.
12. Розрахунок шахтного локомотивного транспорту: навч. посіб. / О.О. Ренгевич, О.М. Коптовець, П.А. Дьячков, Є.А. Коровяка; М-во освіти і науки України. «Нац. гірн. ун-т». – Д.: НГУ, 2007. – 83 с.
13. Єдині норми виробітку на гірничо-підготовчі роботи для вугільних шахт. – Донецьк: Касіопея, 2004. – 292 с.
14. Довідник з гірничого обладнання дільниць вугільних і сланцевих шахт: навч. посібник / М.М. Табаченко, Р.О. Дичковський, В.С. Фальштинський та ін. – Д.: НГУ, 2012. – 432 с.
15. Програма та методичні рекомендації до виконання кваліфікаційної роботи бакалавра спеціальності 184 Гірництво (освітньо-професійна програма «Гірництво», блок 1 «Підземна розробка родовищ» та блок 2 «Інжиніринг гірництва»)/ Упоряд.: В.В. Фомичов, В.М. Почепов, О.Р. Мамайкін, В.В. Лапко; М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Д.: НТУ «ДП», 2019. – 24 с.