

РЕФЕРАТ

Дипломний проект містить: 80 стор., 9 рис., 15 таблиць, 101 формулу, 4 аркуші графічної частини.

Об'єкт проектування: гірничі роботи рудника № 7 ДП "Артемсіль".

Ціль дипломного проектування – розробка заходів щодо відробки виймальної ділянки Брянцевського пласта рудника № 7 ДП "Артемсіль".

Методи – розрахунок, техніко-економічне обґрунтування.

У дипломному проекті описана геологічна будова шахтного поля, розраховані запаси солі, визначені виробнича потужність і режим роботи рудника. Вирішені питання підготовки пласту і вибору системи розробки, а також механізації очисних і підготовчих робіт. В якості підготовки залишено прийняту на руднику панельну підготовку. В якості системи розробки вибрана камерна система розробки високими камера з розташуванням очисних камер по простяганню пласта.

Для механізації очисних робіт прийняті прохідницько-очисні комбайни Урал-10, що працюють в комплексі з бункер-перевантажувачами БП-3А та самохідними вагонами 5ВС-15М. Оформлення верхніх підсічок камер здійснюється комбайном 4ПП-2М. Проходка горизонтальних і похилих гірничих виробок передбачається за допомогою комбайнів типу Урал-10, що працюють в комплексі з бункер-перевантажувачами БП-3А і самохідними вагонами 5ВС-15М.

Провітрювання тупикових забоїв виробок передбачено за допомогою вентиляторів місцевого провітрювання типу ВМ-6.

В спеціальній частині вирішені питання, пов'язані з удосконаленням технології видобутку солі. Для відробки пласта запропоновано застосовувати технологію з механічним розрушенням солі з застосуванням комбайна, бункер-перевантажувача та самохідного вагона. Для скорочення простоїв комбайна запропоновано використовувати потокову технологію зі зближеними свердловинами для транспортування солі.

Результати виконаної роботи рекомендуються до використання технічним, технологічним і економічним службам рудника № 7 при розробці програми розвитку гірничих робіт та складанні бізнес-планів.

РУДНИК, РОЗКРИТТЯ, СИСТЕМА РОЗРОБКИ, МЕХАНІЗАЦІЯ, ТРАНСПОРТ, УДОСКОНАЛЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ, ЕКОНОМІЧНИЙ ЕФЕКТ.

ЗМІСТ

	Стор.
ВСТУП.....	6
1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	7
1.1 Геологія родовища.....	7
1.1.1 Загальні відомості про рудник.....	7
1.1.2 Геологічна будова шахтного поля.....	7
1.2 Границі і запаси шахтного поля.....	11
2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	16
2.1 Розробка основних напрямків проекту.....	16
2.2 Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробнича потужність рудника і режим його роботи.....	17
2.3 Розкриття, підготовка і система розробки проектуємих ділянок.....	18
2.3.1 Підготовка і система розробки.....	18
2.3.2 Розкриття шахтного поля.....	25
2.3.3 Капітальні гірничі виробки.....	25
2.4 Паспорта ведення гірничих робіт, проведення та кріплення підземних виробок.....	26
2.4.1 Паспорт ведення гірничих робіт дільниці.....	26
2.4.2 Підготовчі роботи.....	38
2.4.3 Транспортування солі.....	46
2.4.4 Провітрювання дільниці.....	49
2.4.5 Енергопостачання дільниці.....	55
2.5 Охорона праці.....	57
2.6 Спеціальна частина проекту.....	59
ВИСНОВКИ.....	78
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ.....	79

ВСТУП

У задачі соляної промисловості входять як видобуток солі, так і її подальша обробка. Для виконання цієї задачі і досягнення показових результатів, соляна промисловість зосереджує свої зусилля в головних напрямках:

- удосконалення існуючої системи розробки і технології машинної виїмки, що дає можливість більш повно використовувати запаси кам'яної солі;
- значному збільшенні продуктивності праці на основі широкого упровадження у виробництво досягнень науки і техніки, прогресивних технологій, передового досвіду наукової організації і максимального використання ресурсів.

Даним проектом передбачена підготовка та відробка панелі № 13. Проектовані ділянки розташовані в межах гірничого відводу рудника № 7.

В проекті вирішені питання щодо визначення балансових запасів корисних копалин, загальнорудничні і експлуатаційні втрати по виїмкових одиницях (панелях) і ділянкам в цілому, підготовки панелей до відпрацювання, технології очисної виїмки камер, транспорту солі, вентиляції гірничих виробок, електропостачання, освітлення, зв'язку, сигналізації проєктованих об'єктів, а також передбачені необхідні заходи з охорони праці, протипожежного і протиаварійного захисту, охорони надр.

Проєкт розроблено відповідно до діючих норм і правил і передбачає вибухопожежну безпеку при дотриманні установлених правил безпеки, а також заходи з охорони праці, надр і раціонального використання електроенергії.

Дійсний дипломний проєкт, метою якого є технічне переоснащення рудника № 7, виконаний на основі реальних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов. Обсяг розв'язуваних у проєкті задач відповідає вимогам виданого завдання.

1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

1.1 Геологія родовища

1.1.1 Загальні відомості про рудник

Рудник №7 знаходиться в 8-9 км на північ від м. Бахмута Донецької області. У промисловому відношенні рудник входить до складу ДП "Артемсіль".

Рудник розташований у західній частині промислово освоєної площі Артемівського родовища кам'яної солі на лівому березі річки Мокра Плотва у місці її впадання в річку Бахмутку.

У меридіональному напрямі шахтне поле перетинає залізнична магістраль Червоний Лиман – Артемівськ 2. Проммайданчик руднику пов'язаний з залізничною магістраллю під'їзними шляхами завдовжки 1,6 км, які примикають до магістральних шляхів на станції Сіль Донецької залізниці.

Джерелом електроенергії є ЛЕП 110 кВ системи "Донбасенерго".

Джерелом водопостачання є водопровід Севірський Донець, що йде від каналу Донбас.

1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

1.1.2.1 Стратиграфія і літологія

В геологічній будові родовища кам'яної солі беруть участь породи пермської, тріасової, палеогенової, неогенової і четвертичної систем [1].

Пермська система.

Відклади пермської системи представлені нижнім відділом і складені породами картамишської, микитівської, слов'янської й краматорської світ, що відносяться до ассельського ярусу Пермі Руської платформи.

Картамишська світа - P_{1k} (світа мідистих пісковиків) представлена головним чином строкатокольоровими аргілітами, алевролітами, пісковиками, з окремими малопотужними прошарками карбонатних порід (доломітів і доломітизованих вапняків), серед яких виділяють маркіруючі горизонти Q_1-Q_{12} . Верхня границя світи проходить по підшві карбонатного горизонту R_1 , нижня - по підшві Q_1 . Потужність повного розрізу світи в районі досягає 1025 м.

Микитівська світа - P_{1mk} . Відклади микитівської світи згідно залягають на відкладах картамишської світи й представлені сірими, жовтувато-бурими аргілітами, алевролітами, у меншій мері - пісковиками й карбонатними породами (доломітами й доломітизованими вапняками). Виділено наступні маркуючі горизонти: R_1 , R_2 , R_3 і R_4 .

Верхня границя світи проходить по підшві доломіту S_1 або по покрівлі досить потужної (15-20 м) пачки піщано-глинистих порід (при відсутності доломіту), що мають відмінність по кольорах і складу від вищезалягаючих слов'янських аргілітів. Потужність розрізу коливається від 15 м до 250 м.

Слов'янська світа - P_{1st} . Виходи порід світи на поверхню відомі на бортах Бахмутської котловини, а також на окремих підняттях усередині цієї структури. Відклади світи представлені комплексом ритмічно переверстованих різновидів аридних відкладів: пластів кам'яної солі, ангідритів (гіпсів), карбонатів (вапняків і доломітів), аргілітів і алевролітів. Основними породами світи є галогенні відклади; карбонатні й теригенні утворення, які мають різко підлегле значення, часто виклинюються або фаціально заміщуються. Маркіруючими горизонтами світи є фауністично охарактеризовані карбонатні горизонти, що індексуються як S_1 , S_1^1 , S_2 , S_2^1 , S_3 і S_4 .

Тріасова система.

Тріасова система представлена нижньотріасовими відкладами дронівської світи T_{1dr} які залягають з перервою на різних горизонтах нижньої Пермі. Складена вона переважно континентальними червоноколірними й блакитнувато-сірими пісковиками, алевролітами й аргілітами. На сході й на півдні району в її складі значну роль грають конгломерати. Потужність дронівської світи 200-460 м.

Палеогенова система.

Відклади палеогену залягають на різних горизонтах палеозою й мезозою. Вони представлені київською (пісковики, глини, глауконітові піски), межигорською (глауконітові піски, глини), берекцькою (піски, глини) світами. Потужність палеогену до 100 м.

Неогенова система.

Відклади неогену представлені новопетрівською світою - товщами строкатих і червоно-бурих глин та кварцовими пісками загальною потужністю до 30 м.

Четвертинна система.

Відклади четвертинної системи представлені товщею лесовидних суглинків, супісків, алювіальними відкладами долин рік і балок. Потужність відкладів змінюється від 5 до 40 м.

1.1.2.2 Тектоніка

Артемівське родовище залягає в контурі однієї з основних тектонічних структур північно-західної окраїни Донбасу перехідної зони від Дніпровсько-Донецької западини до Донецької складчастої споруди – Бахмутської котловини.

У тектонічному відношенні це складно побудована синклінальна структура 1-го порядку, що складається з ряду широких синклінальних і більш вузьких антиклінальних структур 2-го порядку.

Східний борт структури утворює Алмазно-Мар'ївська синкліналь, південний - майже прямолінійний й відповідає північним крилам Головної й Дружківсько-Костянтинівської антикліналей. На північно-заході Бахмутська котловина умовно обмежена двома збіжними під гострим кутом рядами купольних структур, розташованих у першому ряді на південному піднятому крилі регіонального Північно-Донецького насування по лінії Лисичанськ - Червоний Оскол і в другому - по лінії Курулька-Петрівське. Всі складки й розриви, які обмежені цими основними лініями, є внутрішніми структурами Бахмутської котловини, її складовими частинами. Серед великих внутрішніх структур виділяються три синклінали (з півночі на південь): Білогорівська, Камишуватсько-Лиманська й Краматорсько-

Часовоярська, що мають західно-північно-західне простягання. Вони розділені двома внутрішніми рядами антиклінальних підняттяв того ж напрямку (Дробішевсько-Співаковським і Артемівсько-Слов'янським, до останнього відноситься Артемівське родовище кам'яної солі) і зовнішніми бортовими антиклінальними рядами (північна антиклінальна зона Лисичансько-Червонооскольська й південна - Головна антикліналь і її північно-західне продовження), що обмежують Бахмутську котловину. Всі антиклінальні зони мають складну будову. Кожна з них представляє ланцюжок кулісо подібних зчленованих брахіантикліналей. Синклінальні зони побудовані значно простіше: їхнє розмежування на брахіструктури внаслідок ондуляції осей не отримало настільки широкого розвитку, як в антиклінальних зонах.

1.1.2.3 Якісна характеристика солі

У розрізі продуктивної слов'янської світи Бахмутської котловини у тому числі й Артемівського родовища, виділяються 5 періодів соленакопичення, які відповідають назвам пластів солі або їхніх груп (знизу догори): Карфагенський, Підбрянцівський, Брянцівський, Надбрянцівський і Красносільський. У будові ритмів беруть участь також пласти гіпсів і ангідритів, у меншій мірі аргіліти, алевроліти, вапняки й доломіти — маркіруючі горизонти світи S_1 , S_1^1 , S_2^1 , S_2 , S_3 , S_4 , доломіти S_4 і S_4^2 - супутники S_4 .

Між перерахованими вище маркіруючими горизонтами залягають промислові пласти кам'яної солі.

Нижче карбонатного горизонту S_2 залягає 7-8 пластів кам'яної солі, які носять загальну назву Карфагенські і є об'єктом експлуатації на Ново-Карфагенському родовищі.

У покрівлі S_2 залягає Підбрянцівський пласт.

Четвертий («семиметровий») і третій («одинадцятиметровий») пласти кам'яної солі розділяються карбонатним горизонтом S_2^1 .

Брянцівський пласт кам'яної солі розташований у покрівлі S_3 , Надбрянцівський пласт - у підшві карбонатного горизонту S_4 , у його покрівлі - Красносільські пласти.

Красносільський та Брянцівський пласти кам'яної солі незначно зменшуються в потужності із заходу на схід. Лише поблизу виходу під постнижньопермські породи відбувається їхнє виклинцювання (повне вилуговування). Спочатку вилуговуються із західної частини родовища Красносільські та Надбрянцівський пласти, на схід - у центральній частині - Брянцівський пласт, ще на схід - III, IV, і, нарешті, Підбрянцівський пласт (південно-східна границя родовища).

Різде зменшення потужності соляних пластів (до вклинювання) пов'язане із процесами давнього вилуговування кам'яної солі, що простежується у вигляді лінійних зон, орієнтованих субмеридіонально.

Під зоною древнього вилуговування соляних пластів приймається крайова частина пласту кам'яної солі, у межах якої відбувається різке зменшення його потужності до нуля.

1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

На ділянці родовища водоносними породами четвертинних відкладень є пісчано-галечникові відкладення, що мають розповсюдження в заплавної частині долин річок Бахмутки і Мала Плотва. Безпосереднього впливу дані відкладення на обводнення гірничих виробок в пластах солі не мають, але вони можуть мати зв'язок з водоносними горизонтами дроновської і слов'янської свит.

Водоносні горизонти дроновської свити приурочені до тріщинуватих піско-виків. Води відкладень дроновської свити безпосередньої загрози для обводнення гірських вироблень не представляють унаслідок того, що пласти солі відокремлені від них могутніми пачками водопроникних порід, що представленими перешаровуються аргілітами і ангідритами.

На глибоких горизонтах, де породи слов'янської свити зазнали істотних змін, в цій свиті відсутні які-небудь водоносні горизонти, і гірські вироблення звичайно є сухими. Породи слов'янської свити в поверхневій зоні зазнають значні зміни як по складу, так і за умовами залягання.

На площі Артемівського родовища кам'яної солі вилуговуванню піддалися Надбрянцевський і Брянцевський пласти солі. Найбільшою обводнює відрізняються ділянки, приурочені до гідрогеологічної мережі і зон сучасного вилуговування пластів кам'яної солі.

Притоки води в стовбури і гірські вироблення руднику пов'язані або з наявністю в кам'яній солі і гіпсі порожнин вилуговування з рассолами, або з могутніми і витриманими за площею водоносними горизонтами, приуроченими до вапняків S_1 і, що підстилають Брянцевський і Подбрянцевський пласти.

Звичайно в гірські вироблення діючих рудників приток води з вапняків S_1 і S_2 не спостерігається.

З вищеописаного виходить, що для діючих рудників небезпечні зони сучасного вилуговування пластів кам'яної солі. Зони вилуговування Брянцевського і Подбрянцевського пластів не представляють небезпеки для гірських вироблень руднику №7, оскільки вони видалені на значну відстань.

Зона вилуговування Надбрянцевського пласта розташована близько до гірського відведення руднику №7.

Вилуговування Надбрянцевського пласта відбувається лише в центральній і південній частинах родовища, на південь від гірського відведення руднику №7. На схід і північному сході від гірського відведення розвинена стародавня зона вилуговування Надбрянцевського пласта, яка в даний час є безводною.

У зон вилуговування пластів кам'яної солі передбачені бар'єрні цілики.

На підставі науково-дослідної роботи УкрНПІсоль поперечні розміри бар'єрних ціликів у зон вилуговування Надбрянцевського і Брянцевського пластів прийняті наступних значень: уздовж меж зон сучасного вилуговування - 100 м, уздовж межі стародавньої зони вилуговування Надбрянцевського пласта - від 70 до 115 м (залежно від глибини залягання), Брянцевського пласта - від 80 до 110 м.

1.2 Межі панелі

За даними останньої розвідки Артемівського родовища [1] панель № 13 по Брянцевському пласту розташована в межах підрахункових геологічних блоків, тобто ступінь разведаности запасів кам'яної солі в межах проекрованої ділянки вельми високий.

Гірничо-геологічні умови на місці розташування панелі № 13 сприятливі і підтверджуються гірськими роботами в панелі № 12.

Відповідно до вищевикладеного межі панелі № 13 прийняті:

- на півночі - головний збірний вентиляційний штрек;
- на півдні - вісь панельного, транспортного і вентиляційних штреків;
- на заході - західні флангові вироблення;
- на сході – західна стінка розсічних виробок.

Балансові запаси проекрованої панелі № 13 складають:

$$Q_{\text{бал.}} = S_{\text{пан.}} \cdot h_{\text{пл.}} \cdot \gamma, \quad (1.1)$$

де $S_{\text{пан.}}$ - площа панелі №9, м²;

$h_{\text{пл.}}$ - потужність пласта, м;

γ - щільність солі т/м³.

$$Q_{\text{бал.}} = 31000 \cdot 31 \cdot 2,1 = 2864000 \text{ т.}$$

Втрати кам'яної солі в межах панелі № 13

Класифікація втрат кам'яної солі

Класифікація втрат кам'яної солі при відробітку панелі № 13 прийнята згідно "Інструкції за визначенням і обліком втрат кам'яної солі при здобичі підземним способом на рудниках ДПО "Артемсіль" [2].

Всі втрати кам'яної солі розділені на два класи: загальнокопальневі (І клас) і експлуатаційні (ІІ клас). Вони обчислюються у вагових одиницях (т) і у відсотках (%) від балансових запасів, що підлягають відробітку в межах панелі № 13.

До загальнокопальневих втрат в межах панелі № 13 віднесені балансові запаси:

- у панельних ціликах;
- у міжкамерних ціликах;
- у запобіжних ціликах у головних відкатувальних і вентиляційних вироблень.

До експлуатаційних втрат в межах панелі № 13 віднесені втрати кам'яної солі в масиві (І група) і втрати відбитої кам'яної солі (ІІ група).

До експлуатаційних втрат в масиві віднесені балансові запаси:

- у запобіжних ціликах кривлі і ґрунту пласта;
- у запобіжному целіку для охорони флангових вентиляційних вироблень І, ІІ і ІІІ яруси;
- у целіках на стінах камер за межами проектного контура камер;

- у ціліках у междуканерной конвейерной сбойки панелі № 13.

До втрат відбитої кам'яної солі віднесені:

- втрати відбитої кам'яної солі на ґрунті очисних камер;

- втрати при вантаження, розвантаження відбитої солі при її транспортуванні.

Втрати кам'яної солі в панельних ціліках.

В межах проектованої панелі № 13 розташовані панельний цілик панелі № 12.

Втрати балансових запасів солі в панельному цілику між панелями № 12 і № 13 визначені по формулі

$$\Pi_1 = (a_1 \cdot L_1 \cdot h_{\text{пл}} - W) \cdot \gamma, \quad (1.2)$$

де a_1 - ширина ціліку в межах панелі № 13, м;

L_1 - довжина ціліку в межах панелі № 13, м;

$h_{\text{пл}}$ - потужність пласта в межах панелі № 13, м;

γ - щільність кам'яної солі пласта в масиві т/м³;

W_1 - об'єм гірських вироблень, пройдених в ціліку, м³.

$$W_1 = V_1 + V_2 + V_3, \quad (1.3)$$

де V_1 - об'єм вентиляційного штреку I м³;

V_2 - об'єм вентиляційного штреку II м³;

V_3 - об'єм транспортного штреку м³.

$$W_1 = 24240 + 24240 + 24240 = 72720 \text{ м}^3;$$

$$\Pi_1 = (30 \cdot 1200 \cdot 44 - 72720) \cdot 2,1 = 3051273,6 \text{ т}.$$

Втрати балансових запасів в панельному цілику у північних флангових вентиляційних вироблень визначені по формулі

$$\Pi_2 = (a_2 \cdot L_2 \cdot h_{\text{пл}} - W_2) \cdot \gamma, \quad (1.4)$$

де L_2 - довжина ціліку, м;

a_2 - ширина ціліку, м;

$h_{\text{пл}}$ - потужність Брянцевського пласта в межах панелі № 13;

W_2 - об'єм гірських вироблень, пройдених в ціліку, м³.

$$W_2 = V_4 + V_5 + V_6, \quad (1.5)$$

де V_4 - об'єм північного флангового вентиляційного штреку, m^3 ;
 V_5 - об'єм північного флангового вентиляційного штреку, m^3 ;
 V_6 - об'єм північного флангового транспортного штреку m^3 .

$$W_2 = 24240 + 24240 + 24240 = 72720 \text{ м}^3;$$

$$П_2 = (30 \cdot 1200 \cdot 31 - 72720) \cdot 2,1 = 3051273,6 \text{ т.}$$

Втрати кам'яної солі в панельних целіках панелі № 13 складуть

$$П_{\text{пц}} = П_1 + П_2 = 3051273,6 + 3051273,6 = 6102547,2 \text{ т.} \quad (1.6)$$

Втрати кам'яної солі у междукammerних целіках

Втрати кам'яної солі в міжкammerних целіках визначені по формулі

$$П_3 = \sum L_{\text{ц}} \cdot a_3 \cdot h_1 \cdot \gamma, \quad (1.7)$$

де $\sum L_{\text{ц}}$ - сумарна довжина междукammerних целіків, м;
 a_3 - висота целіків, м;
 h_1 - ширина целіку.

$$П_3 = 4800 \cdot 8 \cdot 10,3 \cdot 2,1 = 838502,4 \text{ т.}$$

Втрати кам'яної солі в междукammerних целіках панелі № 13 складуть

$$П_{\text{мкц}} = П_3 \cdot n_y, \quad (1.8)$$

$$П_{\text{мкц}} = 838502,4 \cdot 3 = 2515507,2 \text{ т.}$$

Втрати солі у виїмочних рассечних виробок.

У панелі № 13 втрати кам'яної солі у рассечних складуть

$$П_{\text{вр}} = (a_4 \cdot L_4 \cdot h_{\text{ц}} - W_4) \cdot \gamma, \quad (1.10)$$

де a_4 - висота целіку, м;

L_4 - довжина целіку, м;

$h_{\text{ц}}$ - ширина целіку, м;

W_4 - об'єм гірських вироблень, пройдених в целіку m^3 .

$$W_4 = \sum V_p + \sum V_6, \quad (1.11)$$

де $\sum V_p$ - об'єм рассечних m^3 ;

$\sum V_p$ - об'єм горловини m^3 .

$$W_4 = 27876 + 6060 = 33936 m^3;$$

$$П_{вр} = (31 \cdot 460 \cdot 40 - 33936) \cdot 2,1 = 1566391,7 m.$$

Втрати кам'яної солі в ґрунті і покрівлі пласта

Згідно розрахункам виконаним в пункті 2.3.2 проектом передбачена запобіжна пачка кам'яної солі потужністю 4,8 м в ґрунті пласта і запобіжна пачка кам'яної солі в покрівлі Брянцевського пласта потужністю 3,4 м.

Втрати кам'яної солі в покрівлі і ґрунті пласта визначені по формулі

$$П_{пик} = [(a_5 + a_6) \cdot S_n] \cdot \gamma, \quad (1.12)$$

де a_5 - потужність пачки солі, що залишається в ґрунті пласта, м;

a_6 - потужність пачки солі, що залишається в кривлі пласта, м;

S_n - площа панелі №13, що підлягає відробітку, без урахування панельних целіків і целіків у виємочных рассечных m^2 .

$$П_{пик} = [(3 + 2) \cdot 102000] \cdot 2,1 = 1081200 т.$$

Втрати відбитої кам'яної солі

Згідно [2] тимчасовим експлуатаційним втратам кам'яної солі в підготовчих і очисних виробленнях і на підземному транспорті копалень ДПО "Артемсіль", сумарні внутрішньошахтні втрати відбитої кам'яної солі складають 0,2% від витягваних запасів і складають

$$П_{отб} = \frac{0,2 \cdot [Q_{БАЛ} - (П_{пц} + П_{мкц} + П_{мя} + П_{вр} + П_{пик})]}{100} =$$

$$= \frac{0,2 \cdot [27602400 - (6102547,2 + 2515507,2 + 2480400 + 1566391,7 + 1081200)]}{100} = 27712,7т$$

Загальні втрати кам'яної солі складуть:

$$П_{общ} = П_{пц} + П_{мкц} + П_{мя} + П_{вр} + П_{пик} + П_{отб} =$$

$$6102547,2 + 2515507,2 + 2480400 + 1566391,7 + 1081200 + 27712,7 = 13254000 m.$$

1.2.1 Вилучаємі запаси кам'яної солі панелі № 13

Результати розрахунку вилучаємих запасів кам'яної солі панелі № 13 приведені табл. 1.1.

Таблиця 1.2 – Вилучаємі запаси кам'яної солі панелі № 13

Найменування запасів і втрат кам'яної солі	Кількість, тис. т	У відсотках від балансо- вих запасів
1	2	3
Балансові запаси панелі № 13, що підлягають відробітці	28640	100,0
У панельних целіках	6102,54	22,1
У междукамерних целіках	2515,5	9,1
У запобіжних целіках у виємочних рассечних і головному транспортному виробленню	1566,4	5,7
У запобіжних целіках покрівлі і ґрунту Брянцевського пласта	1081,2	3,9
Втрати відбитої кам'яної солі	27,7	0,1
Всього	13254	46,3
Витягвані запаси	15386	53,7

2 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

2.1 Розробка основних напрямків проекту

Для розробки основних напрямків проекту оцінимо динаміку роботи підприємства за останні роки. В табл. 2.1 представлений видобуток рудника за 2019-2020 роки.

Таблиця 2.1 – Основні техніко-економічні показники роботи рудника № 7 за 2019-2020 роки.

№	Показник	Од. вимір.	Значення		
			2019 р.	2020 р.	%
1	Виробництво солі	тис.т	690	753	109,1
2	Середня заробітна платня працівника	грн/міс	8436,5	12109,6	143,5
3	Середня заробітна платня ПВП	грн/міс	8642,3	12484,2	144,5
4	Чисельність працівників	чол.	635	639	100,6
5	Чисельність ПВП	чол.	561	565	100,7
6	Рентабельність продукції	%	34,2	35,7	104,4
7	Собівартість солі	грн/т	588,6	532,07	90,4
8	Ціна реалізуємої солі	грн/т	1205,6	1356,4	112,5

В дійсний час схема підготовки ділянок – панельна.

Підготовка пласта здійснена по двом горизонтам: вентиляційному (гор. – 235 м) і відкатному (гор. – 265 м).

Гірничопідготовчі виробки проходяться в масиві пласта кам'яної солі комбайновим способом без кріплення виробок. Стійкість і пластичність кам'яної солі забезпечують тривале збереження і стійкість гірничих виробок.

Проходка горизонтальних і похилих гірничих виробок здійснюється за допомогою комбайнів типу Урал-10, що працюють в комплексі з бункер-перевантажувачами типу БП-3А і самохідними вагонами типу 5ВС-15М. Також допускається розширення виробок комбайном типу 4ПП-2М в контурі виробок.

Провітрювання тупикових забоїв гірничих виробок здійснюється за допомогою вентилятора місцевого провітрювання типу ВМЕУ-6.

Для перепуску видобутої солі на відкатний горизонт застосовуються солеспуски діаметром 500 мм, що буряться буровою машиною типу БГА-2М. Також цією машиною буряться вентиляційні та технологічні свердловини.

Як видно з табл. 2.1, підприємство розпочало поступово збільшувати виробничу потужність (з 2019 року збільшило видобуток солі на 9 %). Це пов'язано з розширенням ринків збуту продукції. Також з табл. 2.1 видно, що практично всі техніко-економічні показники перевищують показники попереднього року.

На основі аналізу технології ведення гірничих робіт та вищесказаного можна визначити наступні задачі проекту:

- збільшити річну виробничу потужність рудника;

- розрахувати кількість камер, необхідних для забезпечення виробничої потужності;
- вибрати раціональну систему розробки;
- замінити деяке застаріле очисне, прохідницьке, транспортне та вентиляційне устаткування на більш прогресивне і продуктивне;
- удосконалити технологію відробки солі.

2.2 Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробнича потужність рудника і режим його роботи

2.2.1 Вибір і обґрунтування технологічних схем ведення очисних робіт і очисного устаткування

Проходка горизонтальних і похилих гірничих виробок передбачається за допомогою комбайнів типу Урал-10, що працюють в комплексі з бункер-перевантажувачами типу БП-25 і самохідними вагонами типу 5ВС-15М. Проектом допускається проходка гірничопідготовчих виробок комбайнами типу Урал-20КСА, а також розширення виробок комбайном типу 4ПП-2М в контурі проектного перерізу виробок.

Для перепуску видобутої солі на відкатний горизонт передбачаються солеспуски, що буряться буровою машиною типу БГА-2М. Також цією машиною буряться вентиляційні та технологічні свердловини. Солеспуски і свердловини захищаються за місцем.

2.2.2 Виробнича потужність і режим роботи рудника

Виробничу потужність рудника при відпрацюванні проектних панелей приймаємо в обсязі 1,0 млн. т на рік.

Режим роботи рудника наступний:

- число робочих днів в рік – 305;
- число робочих днів на тиждень – 6;
- число робочих змін з видобутку солі на добу – 2;
- тривалість зміни – 6 год.

Перерва між I і II, II і III змінами проектом передбачено 1 годину. Для огляду стволів перерву між III і I змінами передбачено 4 години. Ремонтна зміна – III.

Річний фонд роботи комбайнових комплексів з урахуванням планових ремонтів складає 270 днів [6].

Добова продуктивність рудника складе:

$$A_{\text{сум}} = \frac{1000000}{305} = 3280 \text{ т / добу.} \quad (2.1)$$

Час відпрацювання панелі № 13 складе:

$$T = \frac{15386}{1000} = 15 \text{ років.}$$

2.3 Розкриття, підготовка і система розробки проектуємих ділянок до відпрацювання

2.3.1 Підготовка і система розробки

Схема підготовки проєктованих ділянок до відпрацювання визначається прийнятою проєктом камерною системою розробки. Схема підготовки ділянок панельна.

Підготовка панелі № 13 передбачена відповідно до вимог «Методичних вказівок з розрахунку параметрів ...» [4] в частині обмеження часу відпрацювання камер на половину їх висоти.

Підготовка панелей № 13 проєктом передбачена шляхом проведення гірничопідготовчих виробок по двом горизонтам: вентиляційному (гор. – 235 м), відкатному (гір. – 265 м).

Випереджальна проходка гірничопідготовчих виробок панелі № 13 забезпечує експлуатаційну дорозвідку проєктованої ділянки, за результатами якої уточнюється потужність пласта, а також структурні особливості будови його верхньої частини. З ціллю детального вивчення будови верхньої частини пласта проєктом передбачено буріння розвідувальних свердловин з відбором кернів з гірничопідготовчих виробок гор. - 235 м по сітці, визначеної рекомендаціями УкрНДІсоль. За результатом кернового буріння на проєктованій ділянці за рекомендаціями УкрНДІсоль визначається потужність стелин очисних камер і форма верхніх підсічок.

Гірничопідготовчі виробки проходяться в масиві пласта кам'яної солі комбайновим способом без кріплення виробок. Стійкість і пластичність кам'яної солі забезпечують тривале збереження і стійкість гірничих виробок.

Гірничопідготовчі виробки вентиляційного горизонту (гор. - 235 м) проходяться з дотриманням відстані між покрівлею виробок і покрівлею пласта рівного 4,5 м [4].

У ґрунті виробок відкатного горизонту (гор. - 265 м) передбачається цілик кам'яної солі мінімальною потужністю 1,3 м.

Для підготовки панелі № 13 проходяться наступні гірничопідготовчі виробки.

- На горизонті – 235 м:
- вентиляційний штрек № 1;
- верхня флангова виробка панелі;
- вентиляційний штрек № 2;
- міжкамерні вентиляційні збійки № 1, № 2;
- розрізні штреки камер № 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7.
- На горизонті – 265 м:
- збірний конвеєрний штрек;
- нижня флангова виробка;
- транспортний штрек;

міжкамерні конвеєрні збійки № 1, № 2;

ніші під РПП-6 № 10 і під електрообладнання.

Проектом передбачена проходка ухилу між гор. – 235 м і гор. – 265 м.

Обсяг гірничопрхідницьких робіт по панелі № 13 наведено в табл. 2.2.

Таблиця 2.2 – Обсяги гірничопрхідницьких робіт по панелі № 13

Найменування гірничих виробок	Коефіцієнт міцності солі по Протод'я- конову	Довжи- на, м	Перетин, м ²	Обсяг, м ³	Примітка
1	2	3	4	5	6
Горизонт - 235 м					
Поглиблення верхньої розсічної	3	330,0	11,0	3630,0	h _{угл} = 1,7 м
Вентиляційний штрек № 1	3	287,0	20,2	5797,0	
Вентиляційний штрек № 1	3	400,0	26,5	10600,0	
Верхня флангова виробка	3	495,5	20,2	10009,1	
Вентиляційний штрек № 2	3	415,0	20,2	8383,0	
Міжкамерна вентиляційна збійка №1	3	282,0	20,2	5696,4	
Міжкамерна вентиляційна збійка №2	3	274,0	20,2	5534,8	
Розрізний штрек камери № 55	3	392,0	20,2	7918,4	
Розрізний штрек камери № 56	3	392,0	20,2	7918,4	
Розрізний штрек камери № 57	3	392,0	20,2	7918,4	
Розрізний штрек камери № 58	3	392,0	20,2	7918,4	
Солеспуски d = 500 мм (28 шт.)	3	700,0	0,2	140,0	
Технологічні свердловини d = 125 мм	3	1400,0	0,01	14,0	
Вентиляційні свердловини d = 500 мм (3 шт.)	3	75,0	0,2	15,0	
Горизонт - 265					
Збірний конвеєрний штрек	3	87,0	27,3	18755,1	
Нижня флангова виробка	3	495,54	20,2	10009,1	
Транспортний штрек	3	415,0	20,22	8383,0	
Міжкамерна конвеєрна збійка № 1	3	282,0	20,2	5696,4	
Міжкамерна конвеєрна збійка № 2	3	274,0	20,2	5534,8	
Ніша під РПП-6 № 10	3		перем.	214,3	
Ніші під електрообладнання	3		перем.	1045,2	
Ухил з гор. - 235 м на гор. - 265 м	3	197,2	20,2	4583,4	
РАЗОМ				159469,4	

Місячні темпи проходки гірничопідготовчих виробок прийняті згідно СНІП 3.02.03-84 «Підземні гірничі виробки» [12] с урахуванням поправки на гірничотехнічні умови рудника № 7.

Проходка камери розсолосбірника.

Дійсним проектом в гірничопрохідницькі роботи включена проходка камери розсолосбірника, призначеного для зберігання насичених розсолів, які в невеликих кількостях накопичуються в зумпфах стовбурів рудника.

На руднику № 7 на підставі гідрорежимних спостережень (геолого-гідрогеологічний звіт геологічної служби ДП "Артемсіль" [19]), які були проведені по скіповому і вентиляційному стовбуру, отримані наступні дані:

по скіповому стовбуру приплив води коливався від 0,1 м³/добу до 0,3 м³/добу;

по вентиляційному стовбуру – від 0,1 м³/добу до 0,44 м³/добу.

Вода, відібрана з зумпфа скіпового, за хімічним складом хлоридно-натрієва з мінералізацією 264,6-317,48 г/л. Щільність розсолу 1,2 г/см³.

Хімічний склад води в зумпфі вентиляційного стовбура – хлоридно-натрієва з мінералізацією від 2,36 г/л до 158,16 г/л, щільність від 1,0 до 1,15 г/см³.

Дані обсяги розсолів після донасищення до мінералізації 320 г/л передбачається в подальшому зберігати в розсолосбірнику.

Дійсним проектом передбачено розташувати камеру розсолосбірника в масиві Брянцевського пласта кам'яної солі на вентиляційному горизонті (гор. - 235м) в запобіжному цілику під проммайданчик рудника в безпосередній близькості до вентиляційного стволу. Виробки камери розсолосбірника сполучаються з вентиляційним квершлагом ділянок № 3, № 4. і з вентиляційною виробкою відпрацьованої ділянки № 2. Камера розсолосбірника розташовується паралельно вентиляційному штреку № 16/17 на відстані 20 м від нього.

Проектом передбачається проведення камери розсолосбірника комбайновим способом по заданих параметрах, що не окаже шкідливого впливу на стійкість цілика і виключить міграцію розсолів в гірничі виробки через масив кам'яної солі.

Місце розташування камери розсолосбірника забезпечить провітрювання його за рахунок загальношахтної депресії вихідним струменем повітря, що виключить надходження випарів в діючі забої і виробки, а продукт випарів (водяна пара) попрямує безпосередньо до вентиляційного стволу.

Параметри камери розсолосбірника наступні:

ширина – 12,0 м;

висота – 15,0 м;

довжина – 80,0 м;

довжина підвідних виробок – 15,0 і 20,0 м;

глибина розсолосбірника від підосви підвідних виробок – 11,2 м.

В покрівлі камери передбачається цілик кам'яної солі потужністю 6,0 м, цілик кам'яної солі в підосві камери – 19,0 м.

Обсяг камери розсолосбірника з підводячими виробками складає 10000 м³. Корисна ємність розсолосбірника – 5000 м³.

Устаткування камери розсолосбірника, прокладка трубопроводів, пристрій вузла донасищення шахтних вод до граничної концентрації по NaCl і ін. виконуються по окремо розробляемому спеціальному проекту.

Система розробки.

Для проєктованих ділянок проєктом прийнята камерна система розробки з розташуванням очисних камер по простяганню пласта.

Очисні камери панелі № 13 розташовані по простяганню пласта.

Кількість очисних камер в панелі – 4 шт. Між панелями передбачений панельний цілик шириною 40 м, між очисними камерами передбачені міжкамерні цілики шириною 34 м.

Розрахунок панельних і междукамерних ціликів наведено нижче.

Форма верхніх підсічок очисних камер – трапецієвидна згідно з пунктом 6.1.4 «Методичних вказівок ...» [4]. Ширина прольоту покрівлі підсічки – 12 м, ширина камери – 13,5 м.

Відповідно до рекомендацій УкрНДІсоль проєктом прийнята потужність запобіжних ціликів в покрівлі очисних камер 4,5 м, яка уточнюється за результатами кернового буріння і рекомендацій УкрНДІсоль. Покрівля камер паралельна покрівлі пласта.

Мінімальне значення потужності запобіжного цілика в підшві камер панелі № 13 встановлюється з боку повстання пласта і становить 1,3 м.

Над міжкамерними конвеєрними збійками в межах очисних камер передбачаються технологічні цілики, які відпрацьовуються на заключному етапі відпрацювання ділянки. Потужність стелин конвеєрних збійок в межах камер складає 1,4 м, потужність бокового цілика – 1 м, для переїзду через цілик передбачений похилий з'їзд під кутом 8° і шириною 6 м.

В очисних камерах панелі № 13 проєктом також передбачаються технологічні цілики над конвеєрними виробками, які зберігаються на весь період відпрацювання і погашенню не підлягають.

Розсічні і флангові виробки розташовуються на відстані 15 м від торців очисних камер згідно з пунктом 3.2.5 [4].

Збірний конвеєрний штрек панелі № 13 проведений уздовж очисних камер, розташовується від найближчої стінки очисної камери на відстані 3-х кратного значення більшого з двох лінійних розмірів перетину штреку, тобто на відстані 18,4 м.

У торцях очисних камер передбачені запасні виходи.

Параметри системи розробки.

При камерній системі розробки основними конструктивними елементами є панельні і міжкамерні цілики, а також цілики в покрівлі і підшві камер. Розрахунок панельних і міжкамерних ціликів виконаний відповідно до «Методичних вказівок ...» [4] і рекомендацій УкрНДІсоль для кожної проєктованої ділянки.

Розрахунок міжкамерних ціликів.

Ділянка характеризується відносно однорідними геологічними умовами та постійною глибиною відпрацювання.

Розрахунок ширини міжкамерних ціликів ділянки проведений згідно п. 5.2.2 [4].

Ширина міжкамерних ціликів визначається за формулою:

$$a = \frac{B + \sqrt{B^2 + C}}{D}, \text{ м,} \quad (2.2)$$

де B, C, D - безрозмірні коефіцієнти, які визначаються по формулам:

$$B = 163,8 \cdot h + 1 - 72,9 \cdot h \cdot F, \quad (2.3)$$

$$C = 655,2 \cdot h \cdot l \cdot (91,9 \cdot F - 1), \quad (2.4)$$

$$D = 2 \cdot (91,9 \cdot F - 1), \quad (2.5)$$

де F - коефіцієнт, визначається по формулі.

$$F = \frac{1,2 \cdot \sigma_{\text{сж}}}{n \cdot \gamma \cdot H}, \quad (2.6)$$

де H - глибина розташування верхньої частини міжкамерного цілика, м;

$\sigma_{\text{сж}}$ - межа міцності при одноосному стисненні солі, Па;

h - висота очисної камери, м;

γ - приведена вага порід до кривлі пласта, Н/м^3 ;

n - коефіцієнт запасу міцності цілика;

l - ширина камери, м.

Тоді:

$$F = \frac{1,2 \cdot 34,5 \cdot 10^6}{3 \cdot 2,31 \cdot 10^4 \cdot 268} = 2,23;$$

$$B = 163,8 \cdot 8 + 15 - 72,9 \cdot 8 \cdot 2,23 = 25,4;$$

$$C = 655,2 \cdot 8 \cdot 15 \cdot (91,9 \cdot 2,23 - 1) = 16,028 \cdot 10^6;$$

$$D = 2 \cdot (91,9 \cdot 2,23 - 1) = 407,711.$$

Поправка на гірничотехнічні умови:

$$\Delta a = 0,05 \cdot h = 0,05 \cdot 8 = 0,4; \quad (2.7)$$

$$a = \frac{\sqrt{25,4^2 + 16,028 \cdot 10^6} + 25,4}{407,711} + 0,4 = 34 \text{ м.}$$

Панельні цілики.

В межах панелі № 13 передбачено два панельні цілики – панельний цілик між панелями № 13 та № 14 і панельний цілик у північній фланговій вентиляційній виробки.

Панельний цілик між панелями № 12 та № 13 передбачений раніше виконаними проектами вширшки 40 м, на відкатному горизонті в цілику передбачений головний конвеєрний штрек, на вентиляційному горизонті – головний вентиляційний штрек.

Панельний цілик у північній фланговій вентиляційній виробки розраховується по формулі:

$$a_{\text{п}} = \frac{\sqrt{B^2 + C} + B}{2 \cdot D}, \quad (2.8)$$

де В, С, Д - безрозмірні коефіцієнти, які визначаються по формулам:

$$B = 9,94 \cdot h - (5,4 \cdot h \cdot A + 1), \quad (2.9)$$

$$C = 39,76 \cdot h \cdot l \cdot (3,54 \cdot A + 1), \quad (2.10)$$

$$D = 3,54 \cdot A + 1, \quad (2.11)$$

$$A = \frac{\sigma_{\text{сж}}}{\gamma \cdot H \cdot n}, \quad (2.12)$$

де γ - питома вага порід, Н/м³;

H - максимальна потужність покриваючих порід над суміжними панелями, м;

n - коефіцієнт запасу міцності;

lк - ширина камери, м;

$\sigma_{\text{сж}}$ - межа міцності кам'яної солі при одноосному стисненні, МПа;

h - висота цілику, м.

Тоді

$$A = \frac{34,5 \cdot 10^6}{2,31 \cdot 10^4 \cdot 200 \cdot 3} = 2,49;$$

$$B = 9,94 \cdot 36,5 - (5,4 \cdot 37,3 \cdot 2,49 + 1) = 153,56;$$

$$C = 39,76 \cdot 37,3 \cdot 15 \cdot (3,54 \cdot 2,49 + 1) = 13,09 \cdot 10^5;$$

$$D = 3,54 \cdot 2,49 + 1 = 9,81;$$

$$a_n = \frac{\sqrt{153,56^2 + 13,09 \cdot 10^5} + 153,56}{2 \cdot 9,81} = 12,2 \text{ м.}$$

Згідно методичним вказівкам фактичну ширину панельного цілика приймаємо 40 м [4].

Цілики в кривлі і ґрунті пласта.

Потужність поточин (цілик у кривлі пласта) визначаємо по формулі:

$$h_n = \frac{\sqrt{B^2 + C} + B}{D}, \quad (2.13)$$

де В,С,Д - безрозмірні коефіцієнти, визначаються по формулах:

$$B = 3 \cdot l_k^2 \cdot n \cdot \gamma_c, \quad (2.14)$$

$$C = 1.73 \cdot l_k^2 \cdot \gamma_n \cdot \sigma_{изг} \cdot n, \quad (2.15)$$

$$D = 16 \cdot \sigma_{изг}, \quad (2.16)$$

де l - ширина камери, м;

n - коефіцієнт запасу міцності цілику;

γ_c - об'ємна вага кам'яної солі пласта, Н/м³;

γ_n - приведена вага порід, що створює пригруз на кривлю камер пласта,

Н/м³;

$\sigma_{изг}$ - межа міцності кам'яної солі пласта при вигині, Па.

$$B = 3 \cdot 15 \cdot 3 \cdot 2,12 \cdot 10^4 = 42,93 \cdot 10^6;$$

$$C = 1,73 \cdot 15 \cdot 2,31 \cdot 10^4 \cdot 3,33 \cdot 10^6 \cdot 3 = 8,98 \cdot 10^{13};$$

$$D = 16 \cdot 3,33 \cdot 10^6 = 53,28 \cdot 10^6;$$

$$h_n = \frac{\sqrt{(42,93 \cdot 10^6)^2 + 8,98 \cdot 10^{13}} + 42,93 \cdot 10^6}{53,28 \cdot 10^6} = 4,5 \text{ м.}$$

Цілики в ґрунті камер (запобіжний цілик в ґрунті пласта) проектом визначений згідно пункту по формулі:

$$h_{почвы} = 0,2 \cdot l_k = 0,2 \cdot 15 = 1,3 \text{ м.} \quad (2.17)$$

де В, С, Д – коефіцієнти, які визначаються згідно з формул, наведених в табл. [4].

2.3.2 Розкриття шахтного поля

Шахтне поле рудника № 7 розкрите трьома вертикальними стовбурами:

- скіповий стовбур;
- клітьовий стовбур;
- вентиляційний стовбур.

Існуючу схему розкриття залишаємо без змін.

2.3.3 Капітальні гірничі виробки

2.3.3.1 Стовбури

Скіповий стовбур обладнаний двохскіповим підйомом. Стовбур служить для видачі корисної копалини та видачі з рудника відпрацьованого струменя повітря. Двохскіпова підйомна установка стовбура оснащена підйомною машиною 2Ц - 5 x 2,3 і скіпами ємністю 7 м³. Стовбур діаметром в світлі 4,65 м закріплений тьобінгами і монолітним бетоном. Армування стовбура – дерев'яне.

Клітьовий стовбур обладнаний одноклітьовим підйомом. Стовбур служить для спуску-підйому людей і подачі в рудник свіжого струменя повітря. Клітьова установка оснащена підйомною машиною типу 1x3x2y – 3п. Стовбур діаметром в світлі 4,65 м закріплений тьобінгами і монолітним бетоном. Армування стовбура – дерев'яне.

Вентиляційний стовбур служить для подачі в рудник свіжого струменя повітря. Стовбур діаметром в світлі 4,53 м закріплений тьобінгами і монолітним бетоном. Армування стовбура – дерев'яне.

2.3.3.2 Приствольний двір і головні розкриваючі виробки

Стовбури рудника № 7 мають сполучення з двома основними діючими горизонтами: з відкатним (гор. - 265 м) і вентиляційним (гор. - 235 м).

Горизонт - 265 м є відкатним, де пройдені за проектом ВНІГа і знаходяться в експлуатації виробки пристовбурного двору і камери службового і спеціального призначення: ЦПП, насосна камера, перевантажувальна камера, камера протипожежних матеріалів, камера ГО, камера очікування, ємнісний бункер, комплекс виробок завантажувального пристрою скіпів, майстерні, автогараж, склад ПММ.

Горизонт - 235 м є вентиляційним, пройдений у верхній частині Брянцевського пласта і призначений, в основному, для збору і видачі через скіповий стовбур вихідного струменя повітря.

2.4 Паспорта ведення гірничих робіт, проведення та кріплення підземних виробок

2.4.1 Паспорт ведення гірничих робіт панелі № 13

2.4.1.1 Вступ

Камери, що відпрацьовуються, знаходяться в панелі № 13. Проходка гірничопідготовчих виробок і очисна виїмка проводиться комбайнами Урал-10. Потужність відпрацьовуємого пласта на дільниці ~ 31 м.

Доставка видобутої солі від комбайнів до солеспусков проводиться самохідними вагонами 5BC-15M, з-під солеспусков – стрічковими конвеєрами типу КЛ-600, 1Л-120 до скіпового ствола.

Параметри системи розробки прийняті відповідно до рекомендацій УкрНДІсоль.

Рудник № 7 має два діючих горизонта. Горизонт 265 м є відкатним, де знаходяться в експлуатації виробки пристовбурного двору скіпового стовбура, камери службового призначення, головні відкатні виробки. Горизонт 235 м є вентиляційним.

2.4.1.2 Підготовчі роботи

Підготовка панелі № 13 передбачена шляхом проведення гірничопідготовчих виробок в масиві Брянцевського пласта кам'яної солі: вентиляційного (гор. – 235 м) і відкатного (гор. – 265 м) без кріплення виробок. Стійкість і пластичність кам'яної солі забезпечують тривале збереження і стійкість гірничих виробок.

Гірничопідготовчі виробки вентиляційного горизонту (гор. – 235 м) проходяться з дотриманням відстані між покрівлею виробок і покрівлею пласта рівного 4,5 м.

У ґрунті виробок відкатного горизонту (гор. – 265 м) передбачається цілик кам'яної солі мінімальної потужності 1,3 м.

Проходка горизонтальних і похилих гірничих виробок передбачається за допомогою комбайнів Урал-10, що працюють в комплексі з самохідним вагоном типу 5BC-15M. Також допускається проходка гірничопідготовчих виробок комбайнами типу Урал-10, а також розширення виробок комбайном типу 4ПП-2М в контурі проектного перерізу виробок.

Провітрювання тупикового забою гірничої виробки передбачено за допомогою вентилятора місцевого провітрювання.

Для перепуску видобутої солі в міжкамерні конвеєрні виробки (збійки) №1 та №2 відкатного горизонту в кожній камері передбачено буріння. Для забезпечення сигналізації між пунктом завантаження солеспуска і конвеєром відкатного горизонту буряться технологічні свердловини діаметром 125 мм для прокладки сигнальних і силових кабелів.

Буріння солеспусков і технологічних свердловин проводиться буровою машиною типу БГА-2М.

Прив'язка гірничопідготовчих виробок уточнюється маркшейдерської службою рудника.

2.4.1.3 Очисна виїмка

Технологія очисної виїмки полягає у відпрацюванні очисних камер пошарово зверху вниз шарами за допомогою прохідницько-очисних комбайнів типу Урал-10, що працюють в комплексі з самохідним вагоном типу 5ВС-15М.

Виїмка солі в камері проводиться горизонтальними шарами за допомогою комбайнів Урал-10. Перший виїмковий шар (верхнє підсікання) відпрацьовується трьома ходами комбайна Урал-10. Після проходки першого шару комбайном Урал-10 здійснюється оформлення верхніх підсічок камер комбайном 4ПП-2М. При цьому ширина камери приймається рівною 13,5 м, проліт склепіння – шириною 13,5 м, висота верхніх підсічок – 4,7-5,1 м.

Відмітка оголень покрівлі очисних камер для панелі № 13 уточнюється за результатами керованого буріння і рекомендаціями УкрНДІсоль.

Виїмка очисних камер починається з проходки по верхньому шару по маркшейдерському напрямку розрізного штреку для забезпечення провітрювання камери за рахунок загальношахтної депресії та забезпечення виходу на вентиляційні виробки. Розрізні штреки очисних камер проходяться з залишенням запобіжної пачки солі в покрівлі рівній 4,5 м.

Технологія очисної виїмки панелей № 13 наступна:

Очисні камери відпрацьовуються в два етапи.

Перший етап (після проведення верхньої підсічки і оформлення стелин камер) полягає в пошаровому відпрацюванні камер виїмковими шарами з формуванням похилого з'їзду від вентиляційної виробки (збійки) № 2 в напрямку до розсічних виробок. Похилі з'їзди формуються до половини висоти камери з виходом на проміжну розсічну і використовуються для подальшого відпрацювання камер на половину їх висоти. Похилі з'їзди на першому етапі формуються між вентиляційними виробками (збійками) № 1 та № 2.

На другому етапі відпрацьовуються нижні частини камер виїмковими шарами з формуванням похилих з'їздів від проміжного горизонту до відкатного. Похилі з'їзди використовуються для зарізки виїмкових шарів при остаточному доопрацюванні камер.

Кути нахилу з'їздів 7° . Висота виїмкових шарів при відпрацюванні їх комбайном Урал-10 – 2-2,05 м. Висота нерівностей (гребінців) на стінах камер повинна бути не більше 0,3-0,35 м.

Відпрацювання останнього шару камер уточнюється в процесі виробництва роботи.

По мірі відпрацювання виїмкових шарів в камерах і їх торцях у флангових вентиляційних і розсічних виробок обладнуються запасні виходи.

Технологія відпрацювання очисних камер панелі № 13 поетапно з розстановкою обладнання показана в графічній частині «Паспорта відпрацювання камери».

2.4.1.4 Провітрювання дільниці

При виїмці солі комбайнами в атмосферу, крім соляного пилу, не виділяється ніяких шкідливих компонентів.

При роботі одного комбайнового комплексу в камеру необхідно подавати 5 м³/с повітря. Тупикові вибої провітрюються примусовою вентиляцією за допомогою вентилятора місцевого провітрювання ВМ-6.

Свіже повітря в гірничі виробки надходить по клітьовому стволу на гор. – 265 м. Частина повітря, провітривши пристовбурний двір і камери загальношахтного призначення, направляється до скіпового стволу. Основна частина повітря через центральний квершлаг і міжгоризонтну сполучну виробку надходить в нижню і проміжну розсічні виробки панелі № 13. З нижньої і проміжної розсічних виробок через горловини свіже повітря надходить в очисні камери. Вихідний струмінь повітря з очисних камер надходить у верхню флангову виробку, звідки направляється в головний збірний вентиляційний штрек, збірну вентиляційну виробку і на гор. – 235 м надходить в скіповий стовбур.

По мірі відпрацювання очисних камер останні ізолюються від вентиляційної мережі ділянки шляхом установки глухих перемичок в горловинах, що з'єднуються з верхньою фланговою вентиляційною виробкою.

2.4.1.5 Промсанітарія

Всі працівники дільниці, задіяні на видобутку, транспортуванні корисних копалин, ремонті гірничодобувних комплексів і конвеєрів, повинні строго дотримуватися правил виробничої санітарії та особистої гігієни.

У гірничих виробках ділянки встановлюється пересувна підземна вбиральня, а також ящик-контейнер для збору сміття і брудної (промасленої) солі.

Камера повинна протягом всього терміну відпрацювання міститися в чистоті. Забороняється встановлювати і зберігати в видобувних камерах стороннє (незадіяне) обладнання, матеріали, ПММ.

Заборонено куріння в видобувній камері, що відпрацьовується, а також використання в ній скляної тари (посуди).

При веденні пошарового відпрацювання камери збільшується ймовірність забруднення солі маслами гірничих машин. У зв'язку з цим контроль нагляду в цьому відношенні повинен збільшитися. При підвищеної запиленості в камері працівники користуються респіраторами.

2.4.1.6 Техніка безпеки

Дійсний паспорт передбачає ведення гірничих робіт відповідно до вимог «Єдиних правил безпеки при розробці рудних, нерудних і розсипних родовищ підземним способом».

Експлуатація видобувного і транспортного обладнання проводиться відповідно до інструкцій по експлуатації, інструкціям по ТБ і ОП, розробленими в ДП «Артемсіль».

Всі діючі солеспускні свердловини повинні перекриватися запобіжними ґратами з боку камери, а свердловини, що тимчасово не використовуються – металевими листами і пристроями, що перешкоджають їх зміщення.

Прокладка електрокабелів самохідного вагона і комбайна проводиться по різних боках у виробці (різі). Прокладка і впорядкування електрокабельного господарства в камері проводиться при повному відключенні електроенергії, використовуючи засоби індивідуального захисту (діелектричні рукавички, боти, килимки).

2.4.1.7 Організація робіт з видобутку солі

Видобуток солі в очисних камерах панелі № 13 здійснюється прохідницько-очисними комбайнами Урал-10, що працюють в комплексі з самохідним вагоном 5BC-15M.

По прибуттю на робоче місце машиніст ГВМ оглядає і перевіряє стійкість покрівлі і стін забою.

При прийомі зміни машиніст ГВМ оглядає механізми: механічну, електричну і гідравлічну частини комбайна, змащує, замінює зламані різці, а також проводить огляд кабелів комбайна і самохідного вагона 5BC-15M. Перевіряє світлову і звукову сигналізацію з відображенням в бортовому журналі. Після цього перевіряє роботу всіх органів на холостому ході.

Після проведення підготовчих робіт машиніст ГВМ, переконавшись у відсутності людей в зоні роботи комбайна, подає попереджувальний сигнал, включає робочі органи комбайна. Потім подає світловий і звуковий сигнали машиністу ПДМ для під'їзду під завантаження. Після закінчення навантаження самохідного вагона машиніст ГВМ подає звуковий сигнал і машиніст ПДМ від'їжджає від комбайна для розвантаження. Під час роботи комбайна машиніст ГВМ знаходиться біля пульта управління в кабіні, уважно стежачи за роботою окремих органів комбайна і за правильністю напрямку виробки. Проходка здійснюється за направленням, заданому маркшейдером. Під час транспортування солі самохідним вагоном 5BC-15M машиніст ГВМ здійснює прокладку кабелю, перевіряє напрям виробки, підвішує вентиляційні труби.

Швидкості подачі і різання вибираються в залежності від міцності гірських порід і з таким розрахунком, щоб двигун виконавчого органу працював з постійним навантаженням і не перегрівався.

2.4.1.8 Організація робіт по відгону-перегону комбайну Урал-10 в комплексі з самохідним вагоном 5ВС-15М

Відгін-перегін комбайнів Урал-10 є складовою частиною технології видобутку солі.

По прибуттю на робоче місце машиніст ГВМ оглядає і перевіряє стійкість покрівлі і стін забою.

При прийомі зміни машиніст ГВМ оглядає механізми: механічну, електричну і гідравлічну частини комбайна, змашує, замінює зламані різці, а також проводить огляд кабелів комбайна і самохідного вагона 5ВС-15М. Перевіряє світлову і звукову сигналізацію з відображенням в бортовому журналі. Після цього перевіряє роботу всіх органів на холостому ході.

Потім демонтується вентиляційний став, знімаються зйомні бічні щитки, закриваються двері щита огорожі і заготовлюється необхідна кількість пристосовань для відтягнення кабелів.

Для відгону комбайна необхідно:

- закрити двері щита огорожі, при цьому повинні замкнутися контакти блокувальних кнопок;
- встановити на станції управління рукоятку блокувальною кнопки S22 в становище «ВКЛ»;
- поворотом ручки (перемикача) «МЕРЕЖА» в положення «ВКЛ» подати напругу на комбайн;
- подати звуковий сигнал поворотом перемикача «СИГНАЛ»;
- включити перемикачем «НАСОСИ» насосну станцію, при цьому двигун пиловідсмоктування повинен автоматично відключитися;
- встановити перемикач «відбійний» в положення «ВНИЗ» і опустити барабан в транспортне положення;
- встановити перемикачі «РАБ. ОРГ» в положення «ВГОРУ» та підняти бермовий орган на відстань не менше 70 мм від ґрунту;
- опустити хвостову частину конвеєра в транспортне положення;
- підняти щитки бермового органу;
- закрити регулятор потоку;
- встановити перемикачі «ШВИДКІСТЬ», «МАНЕВР» в положення 1 (включено).

Комбайн готовий до відгону з виробки.

Категорично забороняється проводити відгін комбайна або інші маневрові операції в камері без установки рукояті роздаткового редуктора в транспортне

положення.

Машиніст ПДМ по команді машиніста ГВМ відганяє самохідний вагон 5BC-15M на відстань 25 м від комбайна і зачалоє першу петлю. Машиніст ПДМ за командою (сигналом) машиніста ГВМ і після початку руху комбайна періодично, через 3-5 м вибирає петлю.

При збільшенні довжини відтягуємого кабелю до 20 м зачалоється нова петля і триває відгін комбайна в такій же послідовності. Кількість петель визначає відстань відгону-перегону.

Переміщення комбайна слід здійснювати на максимально безпечній швидкості.

Після закінчення переміщення своїм ходом комбайн слід встановити в безпечне місце. Всі перемикачі встановити в нейтральне положення і відключити комбайн від мережі.

Після закінчення відгону-перегону комбайна і знеструмлення рухомих частин комбайна проводиться підвіска (укладання) кабелів згідно ЕПБ і зарезка на новий шар або різ.

2.4.1.9 Організація робіт по проведенню зарубки і виконанню маневрових робіт перед зарізкою комбайна Урал-10

Підставою для виконання робіт по зарізці на нову камеру (гірничу виробку) є письмова вказівка (з ескізом) маркшейдера.

По закінченню робіт по перегону комбайна, ланка всім складом впорядковує підвіску (прокладку) електрокабелів комбайнового комплексу, призводять комбайн з транспортного положення в робоче, проводять огляд комбайна і самохідного вагона в установленому порядку.

Зарізка на новий різ (шар) в очисній камері проводиться за вказівкою гірничого майстра.

Перед зарізкою машиніст ГВМ повинен переконатися, що в зоні роботи комбайна відсутні сторонні предмети, обладнання, матеріали, а також необхідно виконати наступні заходи:

- самохідний вагон відігнати на відстань не менше 25 метрів від комбайна, надійно загальмувати і знеструмити;
- підняти конвеєр комбайна на висоту понад 2 метри;
- огородити небезпечну зону маневрів комбайна на відстані 15 метрів з кожного боку від комбайна;
- проінформувати машиніста самохідного вагона про план виконуваних робіт і ознайомити із заходами безпеки;
- категорично заборонити присутність інших осіб всередині небезпечної зони.

При виконанні будь-яких маневрів і зарубки всередині небезпечної зони

має право перебувати тільки машиніст ГВМ.

Обов'язкова присутність за межами небезпечної зони особи технагляду або бригадира комбайнової бригади для контролю за дотриманням вимог техніки безпеки:

- обладнання справно;
- звукова і світлова сигналізації справні;
- освітлення досить;
- небезпечна зона огорожена;
- гнучкий кабель живлення викладений на ґрунті петлею протяжністю не більше 15 метрів таким чином, щоб виключити можливість наїзду машиною, інша частина кабелю повинна бути підвішена до стіни виробки;
- в зоні комбайна знаходиться тільки машиніст ГВМ;
- самохідний вагон відведений на відстань не менше 25 метрів від комбайна і знеструмлений, машиніст ПДМ проінформований про план виконуваних робіт і ознайомлений із заходами безпеки;
- всі працівники використовують засоби індивідуального захисту і ознайомлені з планом виконуваних робіт і заходами безпеки.

Перед початком маневрів машиніст ГВМ зобов'язаний зафіксувати рукоятки виконавчого органу в транспортне положення, підняти бермовий орган від ґрунту.

Розпорядження на початок виконання маневрів і зарубки дає гірничий майстер або бригадир за допомогою голосових команд машиністу ГВМ, перебуваючи за межами небезпечної зони.

Після отримання команди від імені технагляду «початок руху дозволяю», вся відповідальність за безпечне виконання маневру лежить на машиністі ГВМ.

При відгоні комбайна після виїмки другого і наступних різів машиніст ГВМ розташовує комбайн у виробці з урахуванням, що відстань від найбільш виступаючих частин обладнання і стінкою виробки становить не менше одного метра.

Маневри для виставлення комбайна на маркшейдерський напрямок для зарізання на новий різ або шар необхідно проводити на сполученні виробок.

Після закінчення маневрів для виставлення комбайна на маркшейдерський напрямок машиніст ГВМ обезструмлює рухомі органи комбайна.

Повторне включення комбайна без дозволу особи технагляду (бригадира) і повторного виконання зазначених вище заходів заборонено.

Після закінчення маневру і знеструмлення рухомих частин комбайна машиніст ГВМ переводить рукоятки виконавчого органу з транспортного положення в робоче і оповіщає гірничого майстра (бригадира) про завершення операцій.

Гірничий майстер (бригадир) спільно з машиністом ГВМ перевіряють правильність виставлення комбайна згідно маркшейдерського напрямка.

У разі точного виставлення комбайна гірничий майстер або бригадир дає дозвіл продовжувати роботи по зарізці на новий різ або шар.

Далі виконуються наступні заходи:

- знімається огорожа з небезпечної зони;
- машиніст самохідного вагона інформується про план виконуваних робіт і про заходи безпеки;
- гнучкий кабель живлення комбайна упорядковується на ґрунті петлею протяжністю не більше 15 метрів таким чином, щоб виключити можливість наїзду машиною, інша частина кабелю повинна бути підвішена до стіни виробки.

Після виконання даних заходів гірничий майстер (бригадир) залишає зону роботи комбайна і самохідного вагона.

Машиніст ГВМ, переконавшись у відсутності людей в зоні роботи комбайна, подає дозволяючий сигнал, включає робочі органи комбайна. Потім подає світловий і звуковий (два довгих) сигнали машиністу ПДМ для під'їзду під завантаження. Після закінчення навантаження самохідного вагона машиніст ГВМ подає звуковий сигнал (три коротких) і машиніст ПДМ від'їжджає від комбайна для розвантаження.

При зарізці необхідно дотримуватися «Інструкції з ОП і ТБ для машиніста ГВМ», «Інструкції з ОП і ТБ для машиніста ПДМ», «Інструкції по експлуатації заводів-виготовлювачів обладнання».

При цьому необхідно стежити за кутом руху комбайна у вертикальній площині, показаннями амперметрів (світлодіодів), не допускаючи перевантаження електродвигунів.

Забороняється під'їжджати самохідному вагону 5BC-15M до навантажувального органу комбайна правою передньою частиною.

2.4.1.10 Заборонені прийоми роботи

Забороняється:

- приступати до роботи не провівши огляд робочого місця.
- приступати до роботи при пошкоджених кабелях комбайна і самохідного вагона.
- працювати на комбайні і самохідному вагоні без освітлення.
- працювати на комбайні і самохідному вагоні при неробочій звуковій і світловій сигналізації.
- виробляти рух однієї гусениці при переміщенні комбайна з маневровою швидкістю. Включення тільки однієї гусениці призведе до різкого повороту комбайна і може привести до поломки гідромотора гусеничного ходу.
- при русі комбайна по ухилу вгору або вниз проводити перемикання кінематичної передачі в редукторі гусеничного ходу циліндра одночасно. Це може привести до розриву кінематичного ланцюга мотор-зірка і втрати керованості комбайном.

- управляти комбайном з кабіни в положенні стоячи.
- передавати керування вагоном іншій особі.
- перебувати в кузові при роботі конвеєра.
- їздити спиною в сторону руху.
- перевозити людей в кузові вагона або на вільному сидінні водія.
- відключати електродвигуни при русі під ухил.
- проводити будь-які роботи з піднятим конвеєром без упору.
- виробляти роботи при несправній системі блокування.
- перебувати у виробці без саморятівників або на відстані більше 3 метрів від них.
- включати механізми до перевірки наявності та роботи захисту від витoku струму.
- залишати самохідний вагон на ухилах без гальмівних башмаків.
- проводити роботи з обслуговування, ремонту обладнання та заміні зубків на комбайні без відключення і блокування електрообладнання.

2.4.1.11 Розрахунок продуктивності комплексу

Розрахунок експлуатаційної продуктивності очисного комплексу, що складається з комбайна Урал-10 і самохідного вагону 5BC-15M, виконаний згідно методичним вказівкам [14]

Середня технічна продуктивність комбайна при пошаровій виїмці визначена по формулі:

$$Q_k = \frac{S_c}{S_k} \cdot Q_T, \quad (2.25)$$

де S_c , S_k – площа забою відповідно бічного ходу і вироблення повного перетину, m^3 ;

Q_T – технічна продуктивність комбайна при забої повного перетину, т/хв.

$$Q_k = \frac{17,2}{20,2} \cdot 7 = 5,9 \text{ т/хв.}$$

Визначаємо критичну відстань доставки солі самохідним вагоном від комбайна до солеспуску:

$$L_{кр} = \frac{V}{2} \cdot \left[\frac{q}{Q_k} - t_p \cdot (1 - K_n) \right], \quad (2.26)$$

де $v = 120$ м/хв еквівалентна швидкість руху самохідного вагону 5BC-15M, м/хв;

Q – вантажопідйомність самохідного вагону, т;

t_p – час розвантаження самохідного вагону, хв.

$$L_{кр} = \frac{120}{2} \cdot \left[\frac{25}{5,9} - 1,2 \cdot (1 - 0,5) \right] = 217 \text{ м.}$$

Відстань між солеспусками $L_c = 200$, з цього виходить що $L_c < L_{кр}$, технічна продуктивність комплексу Q_T не залежить від відстані доставки і середня технічна продуктивність комплексу по всьому етапу проходки виробки даної довжини знаходиться по формулі:

$$Q_T^{cp} = Q_T = \frac{q}{\frac{L}{V} + \frac{q}{Q_k} + K_n \cdot t_p} = \frac{25}{\frac{200}{120} + \frac{25}{5,9} + 0,5 \cdot 1,2} = 4,1 \text{ т/хв} \quad (2.27)$$

Тривалість відпрацьовування заходки визначена по формулі:

$$T = T_3 + T_{пр} + T_0 = T_3 + \frac{S_c \cdot L \cdot \gamma_c}{Q_T^{cp} \cdot t_{см} \cdot K_n} + \frac{L_c}{V_n} \text{ (зміни)} \quad (2.28)$$

де T_3 – час зарубки, $T_3 = 2$ зміни;

γ_c – щільність кам'яної солі в масиві, $\gamma_c = 2,1$ т/м³;

$t_{см}$ – тривалість зміни, $t_{см} = 360$ хв;

K_n - коефіцієнт використання очисного комплексу в зміні;

V_n – швидкість перегону комбайна

$$T = 2 + \frac{17,2 \cdot 200 \cdot 2,1}{4,1 \cdot 360 \cdot 0,7} + \frac{200}{120} = 10,35 \text{ (зміни).}$$

Експлуатаційна продуктивність комплексу при відробці камери 9 ходами (3 шару і 3 ходи в кожному шарі) визначена по формулі:

$$Q_{експ} = \frac{S_k \cdot L \cdot \gamma_c}{n \cdot T} = \frac{120 \cdot 200 \cdot 2,1}{9 \cdot 10,35} = 540,7 \text{ (т/зміну)} \quad (2.29)$$

де $S_k = 120 \text{ м}^2$ - площа поперечного перетину камери;

$n_x = 9$ – кількість ходів комбайна у перетині камери.
Тривалість відробітку камери складе:

$$T_k = T \cdot n_{\text{зах}}, \quad (2.30)$$

де T - тривалість відробітку заходки, змін;
 $n_{\text{зах}}$ - кількість заходок в камері.

Час відробки камери складе:

$$T_k = 10,35 \cdot 54 = 560 \text{ змін.}$$

Добова продуктивність комплексу добичі визначена по формулі:

$$A_{\text{сут}} = Q_{\text{експ}} \cdot n_{\text{см}}, \quad (2.31)$$

$$A_{\text{сут}} = 540,7 \cdot 3 = 1622,1 \text{ т/доб.}$$

Річна продуктивність комплексу визначена по формулі:

$$A_{\text{год}} = Q_{\text{експ}} \cdot n_{\text{см}} \cdot T_{\text{год}}, \quad (2.32)$$

де $n_{\text{см}}$ – кількість робочих змін комбайна по добичі солі в добу;

T – річний фонд роботи комбайна з урахуванням планових ремонтів днів.

$$A_{\text{год}} = 540,7 \cdot 3 \cdot 270 = 437967 \text{ т/рік.}$$

2.4.1.12 Техніко-економічні показники роботи камери

Кількість робочих відрядників в зміні 3 людини, один МГВМ 6-го розряду, один МГВМ 5-го розряду, один машиніст самохідного вагону 4-го розряду.

Кількість робочих повременщиків в зміні 2 людини, електрослюсар і черговий слюсар.

Визначаємо штат робочих відрядників і почасовиків:

$$N_{\text{від}} = N_{\text{зд}} \cdot N_{\text{зм}} = 3 \cdot 3 = 9 \text{ (чол)} \quad (2.33)$$

$$N_{\text{повр}} = N_{\text{зм}} \cdot (N_{\text{деж. сл}} + N_{\text{ел. сл.}}) + N_{\text{рем.см}} = 3 \cdot 2 + 3 = 9 \text{ (чол)} \quad (2.34)$$

$$N_{\text{яв}} = N_{\text{сд}} + N_{\text{повр}} = 9 + 9 = 18 \text{ (чол)} \quad (2.35)$$

Продуктивність праці робочих складе:

$$P_{т.сд} = \frac{A_{сут}}{N_{сд}} = \frac{1622,1}{9} = 180,2 \text{ т/вих.} \quad (2.36)$$

Продуктивність праці ділянки здобичі визначаємо по формулі:

$$P_{т.доб.уч} = \frac{A_{сут}}{N_{яв}} = \frac{1622,1}{18} = 90,11 \text{ т/вих.} \quad (2.37)$$

Таблиця 2.6 - Розрахунок трудомісткості робіт на зміну

Вид роботи	Одиниці виміру	Встановлена норма виробки	Об'єм роботи за зміну	Потребуєма кількість людей	Тарифна ставка	Торбавитрат на зміну	Розцінка за 1 т, грн
Виймка солі комплексом в т.ч.	т	540,7	540,7	9	24,40	330,24	0,340
Машиніст ГВМ бр.	т	540,7	540,7	1	-	75,70	0,140
Машиніст ГВМ 5р.	т	540,7	540,7	1	-	59,48	0,110
Машиніст ПДМ 4р.	т	540,7	540,7	1	-	48,66	0,090
Ел.слюсарь	год	-	6	1	4,70	28,20	-
Чер.слюсарь	год	-	6	1	4,70	28,20	-
Машиніст ГВМ бр.	год	-	6	1	5,60	33,60	-
Ел.слюсарь	год	-	6	1	4,70	28,20	-
Рем.слюсарь	год	-	6	1	4,70	28,20	-

2.4.2 Підготовчі роботи

2.4.2.1 Схема проведення виробок, перетин виробок

Підготовчі і капітальні виробки проводяться в монолітному масиві кам'яної солі Брянцевського пласта. Згідно методичних вказівок [4], залежно від фізико-механічних властивостей кам'яної солі кріплення виробок не проводиться. Для оберігання виробок від впливу вміщуючих порід в покрівлі і ґрунті виробок, залежно від їх розташування (вентиляційний або відкатний горизонти) залишаються запобіжні цілики. Виробки пройдені в масиві соляного пласта мають не обмежений термін служби (більше 300 років), термін служби для кожної виробки встановлюється залежно від її призначення при проведенні гірничих робіт.

Для запобігання можливому впливу очисних робіт на капітальні гірничі виробки з великим терміном служби, між ними встановлюються запобіжні цілики: для виробок вентиляційного горизонту не менше 5 м і виробок відкатного горизонту не менше 15 м [4].

По габаритах вибраного транспортного обладнання і необхідним за правилами безпеки зазорам на рівні верхньої кромки транспортного обладнання визначаємо необхідну ширину виробок:

$$B_{\text{пр}} = a + b + m + c + l_{\text{п}}, \quad (2.38)$$

де a - мінімальна, за правилами безпеки, ширина зазора між кріпленням і конвейером, мм;

b - мінімальна, за правилами безпеки, ширина конвеєра, мм;

m - мінімальна за правилами безпеки ширина зазору між стаціонарним обладнанням і рухомим складом, мм;

c - ширина самохідного транспортного обладнання для доставки матеріалів і устаткування, мм;

$l_{\text{п}}$ - мінімальна ширина для проходу людей, мм.

$$B_{\text{пр}} = 400 + 1200 + 400 + 1700 + 700 = 4400 \text{ мм.}$$

Даній умові задовольняють овально-арочна форма перетину виробок перетином 20,2 м².

Для проведення допоміжних і капітальних виробок використовуємо прохідницько-очисний комбайн Урал-10.

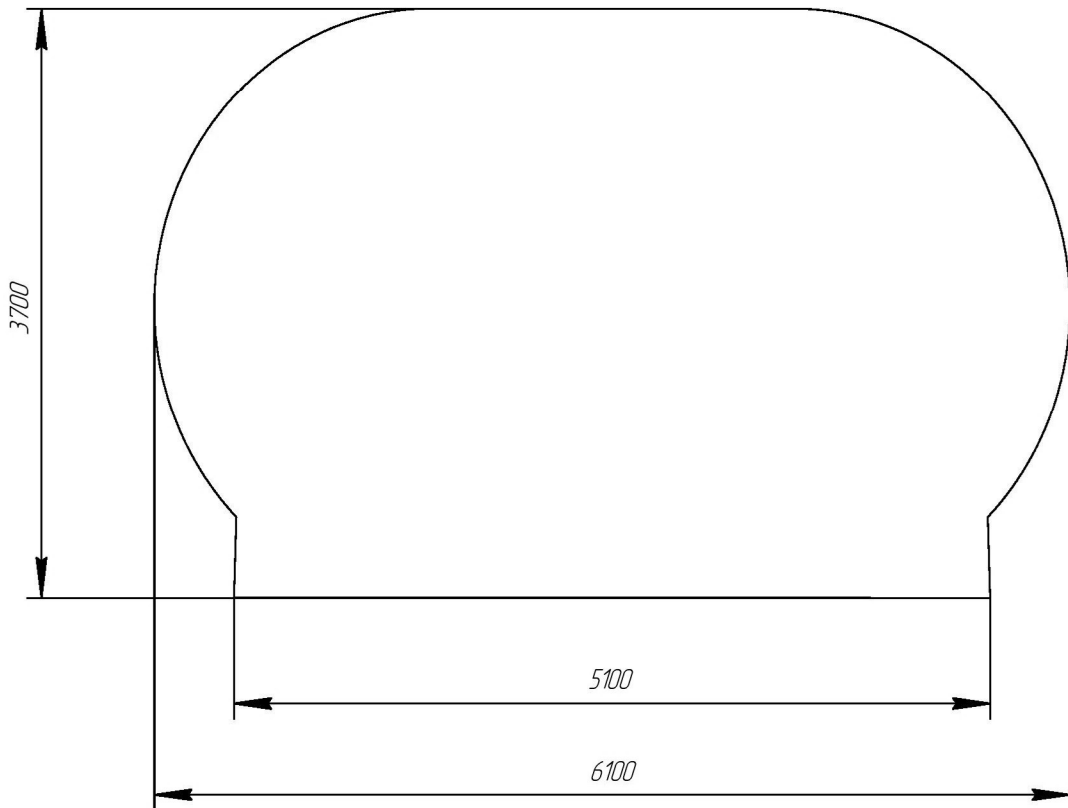


Рисунок 2.1 – Схема перетину виробок

2.4.2.2 Кріплення виробок

Враховуючи відсутність постійного кріплення при проведенні виробок, визначаємо мінімальні запобіжні пачки солі в ґрунті і покрівлі пласта.

При розробці пласта мінімально необхідна потужність запобіжної пачки солі в покрівлі гірничих виробок визначається із умови міцності заснованої на принципі розрахунку по допустимих напруженнях на вигин жорстко закріпленої на кінцях балки.

$$\frac{M}{W} = \frac{\sigma_{\text{виг}}}{n}, \quad (2.39)$$

де M – момент, що максимально вигинає, Н м;

W – момент опору, м²;

$\sigma_{\text{виг}}$ – прибудова міцності при вигині поточчини балки, Па;

n – коефіцієнт запасу міцності.

$$M = 3 \cdot l_n^2 \cdot \gamma_c, \quad (2.40)$$

$$W = 8 \cdot h, \quad (2.41)$$

$$\frac{3 \cdot l_n^2 \cdot \gamma_c}{8 \cdot h} = \frac{\sigma_{изг}}{n}, \quad (2.42)$$

де h – потужність запобіжної пачки солі, м;

γ_c – питома вага солі, Н/м²;

l_n – ширина прольоту виробки, м.

Отже:

$$h = \frac{3 \cdot l_n^2 \cdot \gamma_c \cdot n}{8 \cdot Q_{изг}} = \frac{3 \cdot 6,1^2 \cdot 2,1 \cdot 10^4 \cdot 3}{8 \cdot 3,5 \cdot 10^6} = 0,25 \text{ м.} \quad (2.43)$$

Згідно [3] мінімальна запобіжна пачка солі в покрівлі і ґрунті гірничих виробок допускається не менше 1 метра.

2.4.2.3 Спосіб виїмки солі, вибір прохідницького

Залежно від коефіцієнта кам'яної солі $f=3$, приймаємо комбайновий спосіб виїмки гірських порід. Як прохідницьке приймаємо прохідницько-очисний комплекс Урал-10, що складається з комбайна і самохідного вагону 5ВС-15М. Комбайн використовується як для проходки горизонтальних і похилих, до 15°, капітальних і підготовчих виробок, так і на очисних роботах.

Електричні самохідні вагони типу 5ВС-15М використовуються для доставки солі із забою до солеспуску або перевантажувальних пунктів.

Технічна характеристика прохідницького обладнання приведена в таблицях 2.7 та 2.8.

Таблиця 2.7 – Технічна характеристика комбайна Урал-10

Найменування	Показник
1	2
Технічна продуктивність (паспортна), т/мин	5,0
Форма перетину	Овально-арочна
Площа перетину, м ²	20,2
Ширина низом, м	6,1
Висота, м	3,7
Довжина, м	11,5

Таблиця 2.8 – Технічна характеристика самохідного вагону 5ВС-15М

Найменування	Показник
1	2
Вантажопідйомність, кН	150
Місткість кузова, м ³	9,0
Швидкість руху по горизонталь-ному шляху без вантажу, км/ч	9,0
Найбільший ухил шляху, подоланий навантаженим вагоном, градус	15
Висота розвантаження - регульована, м	0,45 – 1,465
Довжина, м	8,2
Ширина, м	2,5
Висота, м	1,64

2.4.2.4 Складання паспорта проведення виробок

Розрахунок експлуатаційної продуктивності очисного комплексу, що складається з комбайна Урал-10 і самохідних вагонів 5ВС-15М виконаний згідно методичних вказівок [4] по схемі 2б.

Продуктивність комбайна при виїмці повним перерізом складає 5 т/хв.

Визначаємо критичну відстань доставки солі самохідним вагоном від комбайна до солеспуска, по формулі:

$$L_{кр} = \frac{V}{2} \cdot \left[\frac{q}{Q_k} - t_p \cdot (1 - K_n) \right], \quad (2.44)$$

де V – еквівалентна швидкість руху самохідного вагону 5BC-15M, м/хв;

q – вантажопідйомність самохідного вагону, т;

Q – технічна продуктивність комбайна, т/хв;

K_n – коефіцієнт простою комбайна;

t_p – час розвантаження самохідного вагону, хв.

$$L_{кр} = \frac{115}{2} \cdot \left[\frac{15}{5} - 1,2 \cdot (1 - 0,5) \right] = 201 \text{ м.}$$

Відстань між солеспусками $L_c = 200$ м, з цього виходить що $L_c < L_{кр}$, технічна продуктивність комплексу Q_T не залежить від відстані доставки і середня технічна продуктивність комплексу по всьому етапу проходки виробок даної довжини знаходиться по формулі:

$$Q_T^{cp} = Q_T = \frac{q}{\frac{L}{V} + \frac{q}{Q_k} + K_n \cdot t_p} = \frac{15}{\frac{200}{115} + \frac{15}{5} + 0,5 \cdot 1,2} = 3 \text{ т/хв.} \quad (2.45)$$

Змінна швидкість проведення виробок комбайном визначається по формулі:

$$V_{см} = \frac{Q_{см}}{\gamma \cdot S} \cdot K_n, \quad (2.46)$$

де $Q_{см}$ – змінна продуктивність комплексу, т/зм;

γ – щільність кам'яної солі, т/м³;

S – площа поперечного перетину прохідної виробки, м²;

$$V_{см} = \frac{756}{2,10 \cdot 20,2} = 17 \text{ м/змін.}$$

Час проведення міжкамерної конвеєрної збійки визначаємо по формулі:

$$V_{вир} = \frac{L_{вир}}{V_{см}}, \quad (2.47)$$

де $L_{\text{вир}}$ – довжина виробки, м.

$$V_{\text{вир}} = \frac{185}{17} = 10,8 \text{ змін} \quad (2.48)$$

Відомості про проведення решти виробок зведені в таблицю 2.9.

Таблиця 2.9 – Проведення виробок

Найменування гірничих виробок	Коеф. міцнос- ті	Довжи- на, м	Перетин, м ²		Об'єм, м ³	
			У світлі	У проход- ці	У світлі	У проходці
1	2	3	4	5	6	7
Головний конвеєрний штрек	3	192	20,2	20,2	3878,4	3878,4
Північний вентиляційний панельний штрек	3	1200	20,2	20,2	24240	24240
Міжкамерні конвеєрні збійки панелі №13	3	185*5	20,2	20,2	18685	18685
Західний вентиляційний штрек	3	185	20,2	20,2	3737	3737
Виємочна розсічна	3	192	20,2	20,2	3878,4	3878,4
Північний вентиляційний штрек	3	1200	20,2	20,2	24240	24240
Вентиляційні збійки панелі №13	3	185*2	20,2	20,2	18685	18685
Західний вентиляційний штрек	3	185	20,2	20,2	3737	3737
Розрізний штрек камери	3	200	20,2	20,2	4040	4040
РАЗОМ		5404			93910	93910

2.4.2.5 Техніка безпеки

Прохідницька ланка, задіяна на проходженні підготовчих виробок, складається з трьох чоловік.

Перед початком роботи ланковий оглядає забій. Перед приведенням забію в безпечний стан ланковий дає дозвіл машиністу на огляд комбайна і приведення його в безпечний стан.

Забороняється:

- 1 проводити роботи особам без знання паспорта проведення виробок під розпис;
- 2 проводити управління комбайном особам, що не мають посвідчення комбайнера;
- 3 проводити роботи при відставанні вентиляційних труб вище за норми, згідно ПБ відповідно 8 м від забою;
- 4 проводити роботи без знання типової інструкції по безпечних методах робіт для прохідників;
- 5 під час відкатки пересування людей по виробкам.

2.4.2.6 Інші роботи прохідницького циклу

До інших робіт прохідницького циклу відносяться: роботи по прокладці вентиляційних труб, кабельних ліній: силових, освітлювальних і телефонних, доставка матеріалів до забою.

Для кріплення вентиляційного става в виробки за допомогою механічної бурової установки на базі електросвердла СЕР-1М буряться шпури діаметром 42 мм і глибиною 200 мм з кроком 1 м. У шпури забиваються дерев'яні клини, до яких кріплять вентиляційний рукав $l = 20$ м, для нарощування – 10 м.

Аналогічно проводиться прокладка кабелів. У стінці виробки за допомогою електросвердла СЕР-1М проводиться буріння шпурів з кроком не більше 6 м, забиваються дерев'яні клини і до них кріплять металеві кліпси для кріплення освітлювальних і силових кабелів. Окремо від силових і освітлювальних кабелів прокладається кабель телефонного зв'язку. Дані роботи здійснює машиніст комбайна 5 розряду паралельно виробництвом кам'яної солі.

Доставка матеріалів до забою (вентиляційні труби, ріжучі зубки, матеріали і інше) здійснюється самохідною установкою для доставки матеріалів, типу 1В0М-1.

2.4.2.7 Техніко-економічні показники проведення виробок

Кількість прохідників в змінній ланці визначається наступне: один МГВМ 6-го розряду, один МГВМ 5-го розряду, машиніст самохідного вагону 4-го розряду.

Приймаємо 3 людини.

Явочний склад комплексної добової бригади визначаємо по формулі:

$$n_{\text{я}} = n_{\text{см}} \cdot n_{\text{пр}} = 3 \cdot 3 = 9 \text{ чол.} \quad (2.49)$$

де $n_{\text{зм}}$ – кількість змін по прохідницьких роботах;

$n_{\text{пр}}$ – кількість прохідників в зміні, що приймається, чол.

$$n_{\text{я}} = 3 \cdot 3 = 9 \text{ чол.}$$

С склад добової бригади визначаємо по формулі:

$$n_{\text{сс}} = n_{\text{я}} \cdot K_{\text{сп}}, \quad (2.50)$$

е $K_{\text{сп}}$ – коефіцієнт складу.

$$n_{\text{сс}} = 9 \cdot 1,17 = 11 \text{ чол.}$$

Комплексну норму виробітку визначаємо по формулі:

$$K_{\text{нв}} = \frac{V_{\text{см}}}{n_{\text{пр}}} = \frac{17,0}{3} = 5,6 \text{ м/чол.зміну.}$$

Продуктивність прохідника на вихід визначаємо по формулі:

$$\Pi = K_{\text{нв}} \cdot K_{\text{сп}} = 5,6 \cdot 1,17 = 6,5 \text{ м/вихід.} \quad (2.51)$$

Місячна швидкість проходки виробітки визначаємо по формулі

$$V_{\text{мес}} = \frac{T_{\text{см}} \cdot n_{\text{см}}}{T_{\text{ц}}} \cdot V_{\text{см}} \cdot n_{\text{д}}, \quad (2.52)$$

де $n_{\text{д}}$ – кількість діб проходки виробки в місяць, дн.

$$V_{\text{мес}} = \frac{6 \cdot 3}{6} \cdot 17,0 \cdot 25 = 1275 \text{ м/міс.}$$

Розраховуємо час і складаємо графік організації робіт.

Час виїмки маси комбайном визначається по формулі:

$$t_{\text{в}} = \alpha \cdot T_{\text{см}}, \quad (2.53)$$

де α – коефіцієнт, що враховує час прийому-здачі зміни і резерву часу.

$$\alpha = \frac{T_{\text{см}} - t_{\text{пс}} - t_{\text{р}}}{T_{\text{см}}} = \frac{360 - 20 - 10}{360} = 0,917. \quad (2.54)$$

де $t_{\text{пс}}$ – час прийому-здачі зміни, хв;

$t_{\text{р}}$ – резервна година, хв.

$$t_{\text{в}} = 0,917 \cdot 360 = 330 \text{ хв.}$$

Графік організації робіт по проведенню виробок комбайном Урал-10 представлений на листі 3 графічної частини.

Таким чином, при швидкості проведення $V_{\text{зм}} = 17,0$ м/зм виробку плануємо провести за:

$$t_{\text{в}} = \frac{L}{V_{\text{сут}}} = \frac{5404,0}{51,0} = 106 \text{ днів.} \quad (2.55)$$

2.4.3 Транспортування солі

Доставка солі від комбайна до солеспуска по камері здійснюється електричним самохідним вагоном типу 5BC-15M на пневматичному ході.

Сіль самохідним вагоном доставляється до солеспуску. Транспортування солі по солеспускам на конвеєр здійснюється під дією власної ваги. Завантажувальний пристрій на конвеєр виконаний у вигляді прямокутної труби, конвейери мають гасителі швидкості потоку солі, що в свою чергу значно зменшує пилеутворення при завантаженні солі на конвеєр. Завантажувальний пристрій є продовженням солеспуска і кріпиться до покрівлі конвеєрної виробки анкерами.

Після системою конвеєрів сіль транспортується в бункер скіпового стовбура, звідки скіпами доставляється на поверхню рудника.

До допоміжного устаткування відносяться машини для доставки матеріалів і устаткування, засоби для перевезення робочих і цехового персоналу, підйомно-транспортне і інше устаткування.

Для транспортування матеріалів і устаткування по гірничим виробкам проектом передбачене використання машини типу 1ВОМ.

Для перевезення робочих по гірничим виробкам проектом передбачене використання машини для перевезення людей типу 1ВЛГ.

Для монтажу, демонтажу і ремонту устаткування в спеціально пристосованих місцях проектом передбачене використання автомобільного крана.

Опис підземного транспорту:

Дійсним проектом для транспортування здобутої солі з панелі № 13 передбачена комбінована схема підземного транспорту.

З очисних і підготовчих забоїв доставка солі до солеспусков передбачається за допомогою самохідних електричних вагонів типу 5ВС-15М. По солеспускам самопливом здобута сіль перепускається на стрічкові конвеєри, встановлені в гірничих виробках відкатного горизонту.

По магістральним транспортним виробкам здобута сіль транспортується стрічковими конвеєрами в бункер, далі в бункер скіпового стовбура і по скіповому стовбуру в скіпах видається на земну поверхню на солепереробний комплекс.

2.4.3.1 Допоміжне устаткування

До допоміжного устаткування відносяться машини для доставки матеріалів і устаткування, засоби для перевезення робочих і цехового персоналу, підйомно-транспортне і інше устаткування.

Для транспортування матеріалів і устаткування по гірничих виробках проектом передбачене використання машини типу 1ВОМ.

Для перевезення робочих по гірничим виробкам проектом передбачене використання машини для перевезення людей типу 1ВЛГ.

Для монтажу, демонтажу і ремонту устаткування в спеціально пристосованих місцях проектом передбачене використання автомобільного крана.

Таблиця 2.10 – Технічна характеристика машини для доставки матеріалів і устаткування 1 ВОМ

Параметри	Одиниці вимірювання	Показники
Вантажопідйомність	т	4
Вантажопідйомність крана	т	1,6
Найбільша висота підйому вантажу	м	5
Кут повороту стріли	градус	200
Тягове зусилля лебідки	кН	не більше 150
Привід		дизельний
Потужність двигуна	кВт	55
Швидкість руху	Км/ч	20
Дорожній просвіт	мм	260
Габаритні розміри		
довжина	м	7,2
ширина		1,672
висота		2,0
Маса	т	8,5

Таблиця 2.11 – Технічна характеристика машини для перевезення людей 1ВЛГ

Параметри	Одиниці вимірювання	Показники
Місткість кузова	чол	25
Вантажопідйомність	т	30
Привід		дизельний
Потужність двигуна	кВт	55
Швидкість руху	км/ч	20
Дорожній просвіт	мм	260
Габаритні розміри		
довжина	м	8
ширина		1,672
висота		2,1
Маса	т	7,9

2.4.3.2 Схема транспорту

Сіль транспортується від комбайнового комплексу по камері самохідним вагоном 5BC-15M до солеспуску через який сіль поступає на стрічковий конвеєр 1Л-100, розташований в міжкамерній конвеєрній збійці, з нього сіль поступає на стрічковий конвеєр 1ЛУ-120, розташований в транспортному штреку, з нього сіль поступає в магістральну транспортну виробку на стрічковий конвеєр 1ЛУ-120, звідки сіль системою стрічкових конвеєрів транспортується до конвеєрного ходку по якому конвеєром 1ЛУ-120 доставляється в бункер скіпового стовбура.

2.4.3.3 Техніка безпеки

Основні правила по техніці безпеки є: інструктаж персоналу; використання транспорту тільки за призначенням; дотримання заходів по боротьбі з пилом; усунення несправностей тільки після зупинки устаткування; забезпечення передбачених правилами проходів; захист знімними огорожами всіх частин приводу і на-тяжної станції, перевантажувальних пунктів, місць проходження траси, що обер-таються; надійне заземлення (або занулення); наявність у пульта управління гу-мових килимків і рукавичок; пристрій містків в місцях переходу людей [7].

2.4.4 Провітрювання дільниці

Розрахунок витрати повітря для провітрювання рудника виконаний у відпо-відності до інструкції з розрахунку вентиляції гірничих виробок рудників Арте-мівського родовища кам'яної солі [21].

Витрата повітря для провітрювання очисних вибоїв камер проводиться по:

- пиловому фактору;
- найбільшій кількості людей;
- мінімальній швидкості руху повітря в гірничих виробках.

2.4.4.1 Розрахунок витрати повітря, необхідного для провітрювання ви-їмкових ділянок

Розрахунок витрати повітря, необхідного для провітрювання виїмкових ділянок робимо по:

- найбільшій кількості людей;
- мінімальній швидкості руху повітря в гірничих виробках;
- пиловому фактору.

2.4.4.1.1 Розрахунок необхідної кількості повітря для провітрювання прохідницьких тупикових виробок в межах виїмкової дільниці панелі

Витрати повітря по найбільшій кількості людей:

$$Q_{з.п} = 6 \cdot n_{з.п}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.56)$$

де $n_{з.п}$ – максимальна кількість людей, які перебувають в привибійній зоні виробки, чол. За проектом приймаємо $n_{з.п} = 6$ чол.

$$Q_{з.п} = 6 \cdot 6 = 36 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрати повітря по мінімальній швидкості повітря у виробці:

$$Q_{з.п} = 60 \cdot V_{п \text{ min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.57)$$

де $V_{п \text{ min}}$ – середня мінімально допустима швидкість руху повітря в виробці, м/с. Приймаємо відповідно до ПБ $V_{п \text{ min}} = 0,15$ м/с;

S – площа поперечного перерізу тупикової виробки, проведеної комбайном Урал-10, м², $S = 20,2$ м².

$$Q_{з.п} = 60 \cdot 0,15 \cdot 20,2 = 181,8 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрати повітря по пиловому фактору:

$$Q_{з.п} = 60 \cdot V_{\text{min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.58)$$

де V_{min} – середня мінімально допустима швидкість руху повітря в виробці для ефективного виносу соляного пилу, м/с. Приймаємо відповідно з діючими ПБ $V_{\text{min}} = 0,25$ м/с.

$$Q_{з.п} = 60 \cdot 0,25 \cdot 10 = 150 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Кількість повітря для провітрювання прохідницьких тупикових виробок в межах виїмкової дільниці панелі № 13 приймаємо по найбільшому значенню $Q_{з.п} = 181,8 \text{ м}^3/\text{хв}$. Тоді необхідна продуктивність ВМП буде дорівнювати:

$$Q_{в} = K_{ут.тр} \cdot Q_{з.п}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.59)$$

$$Q_{в} = 1,21 \cdot 181,8 = 220,0 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Розрахунок необхідної кількості повітря для наскрізного провітрювання чотирьох камер панелі № 13.

По найбільшій кількості людей, що працюють в камері з урахуванням бригади слюсарів:

$$Q_k = 6 \cdot n_{3,п}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.60)$$

де $n_{3,п}$ – максимальна кількість людей, що працюють в камері з урахуванням бригади слюсарів, чол. Приймаємо $n_{3,п} = 7$ чол.

$$Q_k = 6 \cdot 7 = 42 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

По мінімальній швидкості руху повітря в камері:

$$Q_k = 60 \cdot V_{п \text{ min}} \cdot S_{к,с}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.61)$$

де $V_{п \text{ min}}$ – середня мінімально допустима швидкість руху повітря в виробці, м/с. Приймаємо відповідно до ПБ $V_{п \text{ min}} = 0,15$ м/с;

$S_{к,с}$ – площа поперечного перерізу комбайнового шару. При ширині камери 16 м і висоті виймаємого шару 1,8 м $S_{к,с} = 28,8 \text{ м}^2$.

$$Q_k = 60 \cdot 0,15 \cdot 28,8 = 259,2 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

По пиловому фактору:

$$Q_k = 18,4 \cdot \sqrt{A_{п,к} \cdot S_{к,с}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.62)$$

де $A_{п,к}$ – технічна продуктивність комбайна, т/год. Для Урал-10 $A_{п,к} = 7$ т/год.

$$Q_k = 18,4 \cdot \sqrt{7 \cdot 28,8} = 261,3 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Кількість повітря для провітрювання чотирьох камер панелі № 13 приймаємо за найбільшим значенням:

$$\sum Q_k = 4 \cdot 261,3 = 1045,2 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Розрахункові сумарні витрати повітря для провітрювання виїмкових ділянок складе:

$$\sum Q_{\text{діл}} = Q_v + \sum Q_k, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.63)$$

$$\sum Q_{\text{діл}} = 220,0 + 1045,2 = 1265,2 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

2.4.4.2 Розрахунок витрати повітря для провітрювання тупикового забою виробки

Оскільки розрізні штреки ярусних камер, що готуються, проектом передбачено проходити комбайном Урал-10, то розрахунок витрати повітря для забою ту-

пикової виробки виконаний для забою комбайна Урал-10, площа поперечного перетину якого дорівнює $20,2 \text{ м}^2$.

Витрата повітря для провітрювання забою тупикової виробки по чиннику мінімально допустимої швидкості руху повітря по виробці визначаємо по формулі:

$$Q_{\text{зп}} = 60 \cdot V_{\text{мін}} \cdot S_{\text{в}} = 60 \cdot 0,15 \cdot 20,2 = 181,8 \text{ м}^3 / \text{мин} = 3,03 \text{ м}^3 / \text{с}. \quad (2.64)$$

Витрата повітря для провітрювання забою тупикової виробки по пиловому визначаємо по формулі:

$$Q_{\text{зп}} = 60 \cdot V_{\text{мін.эф}} \cdot S'_{\text{в}}, \quad (2.65)$$

де $V_{\text{мін.эф}}$ – мінімальна швидкість повітря для ефективного винесення соляного пилу із забою;

S – різниця між повним перерізом виробки і площею, займаною в призабойній зоні, м^2 .

$$S'_{\text{в}} = S_{\text{в}} - S_{\text{об}} = 20,2 - 7 = 13,2 \text{ м}^2 \quad (2.66)$$

$$Q_{\text{зп}} = 60 \cdot 0,25 \cdot 13,2 = 198 \text{ м}^3 / \text{хх} = 3,3 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Витрата повітря для провітрювання тупикового забою по найбільшій кількості людей, присутніх в забої, визначаємо по формулі:

$$Q_{\text{зп}} = 6 \cdot n_{\text{л}} = 6 \cdot 6 = 36 \text{ м}^3 / \text{мин} = 0,6 \text{ м}^3 / \text{с}. \quad (2.67)$$

де $n_{\text{л}}$ – найбільша кількість людей, присутніх в забої, чол.

Витрата повітря для провітрювання забою тупикової виробки прийнята максимальний розрахунковий по пиловому і складає $Q_{\text{т}} = 3,3 \text{ м}^3 / \text{с}$.

2.4.4.3 Розрахунок необхідної подачі вентилятора місцевого провітрювання

Розрахунок і вибір вентилятора місцевого провітрювання виконаний згідно руководству [9].

Необхідна подача вентилятора місцевого провітрювання визначена по формулі:

$$Q_{\text{ВМП}} = K_{\text{ут.тр}} \cdot Q_{\text{Т}}, \quad (2.68)$$

де $K_{\text{ут.тр}}$ – коефіцієнт витоків повітря через трубопровід.

При довжині трубопроводу 400 м і діаметрі 0,8 м $K = 1,18$ [9].

$$Q_{\text{ВМП}} = 1,18 \cdot 3,3 = 3,9 \text{ м}^3/\text{с} = 234 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

2.4.4.4 Розрахунок необхідного тиску вентилятора місцевого провітрювання

Тиск вентилятора, що працює на гнучкий вентиляційний трубопровід (депресія трубопроводу) h визначається по формулі:

$$h = R_{\text{тр}} \cdot \left(\frac{0,59}{K_{\text{ут.тр}}} + 0,41 \right) \cdot Q_{\text{ВМП}}^2, \quad (2.69)$$

де $R_{\text{тр}}$ – аеродинамічний опір трубопроводу, $\text{Па} \cdot \text{с}/\text{м}$.

Для трубопроводу з гнучких вентиляційних труб R визначається з виразу:

$$R_{\text{тр}} = r \cdot (l_{\text{тр}} + 20 \cdot d_{\text{тр}} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр}} \cdot n_2), \quad (2.70)$$

де r – аеродинамічний опір трубопроводу, $\text{Па} \cdot \text{с}^2/\text{м}$, при діаметрі трубопроводу 0,8 м $= 0,158 \text{ Па} \cdot \text{с}^2/\text{м}^6$;

n_1 – число поворотів трубопроводу на 90° ;

n_2 – число поворотів трубопроводу на 45° .

$$R_{\text{тр}} = 0,158 \cdot (400 + 20 \cdot 0,8 \cdot 1 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) = 65,7 \text{ Па} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^6;$$

$$h = 65,7 \cdot \left(\frac{0,59}{1,18} + 0,41 \right) \cdot 3,9^2 = 909,4 \text{ Па}.$$

Орієнтовно для даних розрахунків ($Q_{\text{ВМП}} = 3,9 \text{ м}^3/\text{с}$ і $h = 909,4 \text{ Па}$) приймаємо вентилятор ВМ-6.

Остаточний вибір вентилятора проводиться шляхом нанесення розрахункового режиму його роботи ($Q_{\text{в}}$, $h_{\text{в}}$) на графік аеродинамічних характеристик вентилятора (рис. 2.2, А). Для провітрювання слід приймати вентилятор, аеродинамічна характеристика якого проходить через розрахункову ($Q_{\text{в}}$, $h_{\text{в}}$) або лежить вище за неї.

Таблиця 2.12 – Значення депресії залежно від витрати повітря

Q_B	1	1,5	2	2,5	3	3,5	3,9	4,2
h	6	13,5	23,9	37,4	53,8	73,2	90,9	105,5

З рис. 2.2 видно, що фактична витрата повітря $Q_{в,р} = 4,15 \text{ м}^3/\text{с}$, а фактична депресія $h_{в,р} = 102 \text{ дПа}$.

В цьому випадку витрата повітря всаа ВМП, розташованого у виробці, що провітрюється за рахунок загальної депресії, повинна задовольняти наступній умові:

$$Q \geq 1,43 \cdot Q_{ВМП}, \quad (2.71)$$

$$Q \geq 1,43 \cdot 4,15 = 5,9 \text{ м}^3/\text{с}.$$

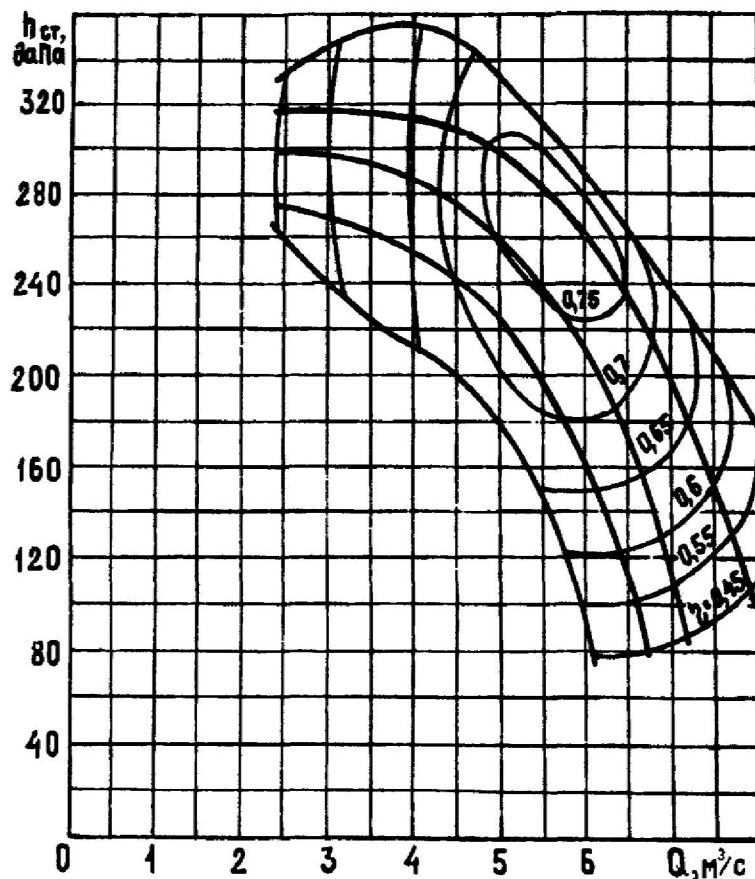


Рисунок 2.2 – Аеродинамічна характеристика вентилятора ВМ-6

2.4.5 Енергопостачання дільниці

Електропостачання підземних дільничних пересувних трансформаторних підстанцій, задіяних для живлення електроприймачів панелі здійснюється від ЦПП-6 кВ.

Живлення споживачів панелі здійснюється від пересувних дільничних трансформаторних підстанцій, встановлених у межах очисних камер і в панельному відкачувальному штреку, поблизу приводів стрічкових конвеєрів.

Розрахункова потужність трансформатора S_p (кВА) визначається за формулою

$$S_p = \frac{K_c \cdot P_{\text{ном } \Sigma}}{\cos \varphi_{\text{ср}}}, \quad (2.72)$$

де K_c - коефіцієнт попиту, враховує к.к.д. мережі, одночасність роботи електродвигунів, ступінь їх завантаження та їх ККД;

$P_{\text{ном}}$ - сумарна встановлена потужність електроприймачів, підключених до підстанції, кВт;

$\cos \varphi_{\text{ср}}$ - середньозважений коефіцієнт потужності електроприймачів при фактичній їх навантаженні.

Коефіцієнт попиту визначається за емпіричною формулою:

- для комбайнів

$$K_c = 0,29 + 0,71 \frac{P_{\text{ном max}}}{P_{\text{ном } \Sigma}}$$

- для інших споживачів

$$K_c = 0,29 + 0,71 \frac{P_{\text{ном max}}}{P_{\text{ном } \Sigma}},$$

де $P_{\text{ном max}}$ - номінальна потужність, споживана найбільшим електроприймачем, що живиться від підстанції.

Досвід експлуатації показав, що трансформаторні підстанції, потужність яких визначена за вищевказаною формулою, недовантажені, тобто потужність їх завищена. Для корекції розрахунку рекомендується розділити розрахункову потужність S_p на коефіцієнт можливого використання шахтних дільничних підстанцій $k = 1,25$ і за уточненою таким способом розрахункової потужності S_p' вибрати трансформаторну підстанцію.

$$S_H \geq S'_p = \frac{S_p}{1,25}$$

або

$$S_H \geq \frac{K_c \cdot P_{\text{ном } \Sigma}}{1,25 \cdot \cos \varphi_{\text{ср}}}$$

Результати розрахунку потужності трансформаторних підстанцій, задіяних при відпрацюванні панелі № 13.

Для живлення електроприймачів напругою 0,66 кВ приймаємо шість трансформаторних підстанцій типу ТСШВП-630/6 та шість трансформаторних підстанцій типу ТСШВП-250/6 (ТСШВП-400/6).

Заземлення.

Відповідно до «Єдиних правил безпеки ...» заземленню підлягають металеві частини електротехнічних пристроїв, що не знаходяться під напругою, але які можуть опинитися під напругою у разі пошкодження ізоляції, а також трубопроводи, сигнальні троси та ін., розташовані в виробках, в яких є електричні установки та проводки.

Заземлення повинно виконуватися відповідно до «Інструкції по влаштуванню, огляду і вимірювання опор шахтних заземлень».

Збірні заземлюючі шини виконуються із сталеві штаби Сечені третьому не менше 25x4 мм і з'єднуються з існуючим контуром заземлення. Місцеві заземлювачі в умовах соляних шахт не виконуються.

Кожен агрегат, що підлягає заземленню, приєднується до загального контуру заземлення за допомогою окремого відгалуження зі сталі перерізом не менше 50 мм² або міді перерізом не менше 25 мм². Для пристроїв зв'язку та сигналізації допускається приєднання апаратів до контуру сталевим або мідним дротом перерізом відповідно не меншим 12 і 6 мм².

Заземлення корпусів пересувних механізмів, приєднаних до се-ти гнучкими кабелями, здійснюється за допомогою заземлюючих жил кабелю.

При відпрацюванні камери за допомогою відгалужень з подальшим приєднанням до існуючого контуру заземляються пересувні трансформаторні підстанції. Решту обладнання заземлюється за допомогою заземлян жив гнучких кабелів, якими вони підключаються до трансформаторним підстанцій.

Загальний перехідний опір мережі заземлення не повинен перевищувати 2 Ом, а електричний опір заземлюючого проводу між пересувним механізмом і місцем його приєднання до загальної заземлюючих-щей мережі не повинно перевищувати 1 Ом.

2.5 Охорона праці

2.5.1 Техніка безпеки

Проектом передбачається ведення г робіт відповідно до вимог "Закону України про охорону праці", "Кодексу України про надра", "Єдиних правил безпеки при розробці рудних, нерудних і розсипних родовищ підземним способом", "Єдиних правил охорони надр при розробці родовищ твердих корисних копалин", "Інструкції по безпечному застосуванню самохідного (нерейкового) в підземних копальнях", а також вимогам інструкції по монтажу, експлуатації і технічному обслуговуванню для кожного з вживаних типів .

Експлуатація видобувного, прохідницького і транспортного повинна здійснюватися згідно посадовим інструкціям по техніці безпеки для по професіях і видах робіт.

Ремонт, монтаж і демонтаж повинні проводитися згідно вимогам техніки безпеки при веденні ремонтно-монтажних робіт.

На комбайнах, конвеєрах і інших машинах і механізмах повинні діяти передпускові і світлові сигнали, які повинні сповіщати про пуск устаткування за 10-15 секунд.

Кріплення устаткування (стрічкових конвейерів і ін.) повинно бути виконано згідно інструкції заводу-виготівника.

Операції, пов'язані з технічним оглядом і усуненням несправностей, а також підготовкою технологічного до роботи, повинні виконуватися тільки при знятій напрузі.

У відпрацьовані виробки, камери вільний доступ людей повинен бути виключений. Всі ліквідовані виробки необхідно відобразити на планах виробок відповідно до діючої інструкції по виробництву маркшейдерських робіт.

Все солеспуски, вентиляційні і технологічні свердловини повинні бути і перекриті.

Проектовані виробки і об'єкти повинні бути своєчасно включені в план ліквідації аварій руднику.

2.5.2 Комплексне знепилювання

По діючих санітарних нормах гранично допустима концентрація соляного пилу в рудниковій атмосфері складає 10 міліграм/м³.

Гігроскопічність і розчинність – важливі властивості соляного пилу. Активне зволоження пилу починається при досягненні критичної вологості повітря, рів-

ної 77 %. Оскільки вологість рудникового повітря досягає 80-90 %, то ці властивості соляного пилу значно знижують запиленість рудникової атмосфери.

Волога, що конденсується з повітря, виконує роль природного зволожувача.

Прийнята проектом схема провітрювання сприяє поліпшенню умов провітрювання виробок і видаленню соляного пилу з очисних і підготовчих забоїв.

Враховуючи, що значна запиленість атмосфери приурочена до зон дії джерел пилоутворення, проектом передбачені заходи щодо підвищення ефективності провітрювання цих зон.

2.5.3 Шум і вібрація

Ергономічні показники вживаного повинні відповідати картам технічного рівня заводів-виготівників на кожен тип виробу.

Допустимі рівні звукового тиску в октанових смугах частот, рівні звуку, що впливають на обслуговуючий персонал на робочих місцях, повинні відповідати вимогам ДСТ 12.1.003-83 "Шум. Загальні вимоги безпеки". Еквівалентний рівень звуку, що впливає на обслуговуючий устаткування персонал на робочих місцях, складає 85 дБА, що відповідає санітарним нормам. Рівень вібрації на поверхні рукояток і важелів устаткування відповідає санітарним нормам, гарантується заводами-виготівниками.

2.5.4 Протипожежний захист

Всі виробки проектованої ділянки пройдені в стійких породах, не схильних до самозагорання, без кріплення, корисна копалина, що видобувається – негорюча, виділення метану і інших горючих газів у виробках рудника № 4 не спостерігалось. Тому проектом передбачається установка первинних засобів пожежогашіння в виробках, в яких розміщується пожежонебезпечне устаткування і матеріали.

У виробках, обладнаних стрічковими конвейерами з не вогнестійкою конвейерною стрічкою, приводних і натяжних головок (з боку надходження свіжого повітря) на відстані 3-5 м від головки і через кожні 100 м по довжині конвейера встановлюються протипожежні щити з двома ручними вогнегасниками і ящик з піском місткістю 0,2 м.

2.6 Спеціальна частина проекту. Вибір і обґрунтування раціональної технології видобутку солі на руднику.

2.6.1 Аналіз розвитку технології видобутку солі на Артемівському родовищі

З початку освоєння родовища на всіх рудниках застосовується спосіб розкриття виключно вертикальними стволами. На всіх рудниках діють по одному підйимальному горизонту і відсутні капітальні розкривні виробки. Для зв'язку транспортного і вентиляційного горизонтів (різниця відміток до 35 м) застосовуються дільничні ухили, спіральні з'їзди, свердловини різного призначення (солеспускні, вентиляційні, допоміжні).

Пологе падіння пластів і параметри шахтних полів визначили застосування панельного способу підготовки шахтного поля на всіх рудниках Артемівського родовища.

Важливим питанням є визначення раціональної схеми підготовки панелі. Так само як просторове розташування підготовчих виробок, доцільність організації проміжних і підповерхових горизонтів, суміщення або поділ вентиляційних горизонтів і т.д.

Ці питання пов'язані як зі способом підготовки, так і з системою розробки і повинні бути оптимізовані за обраними критеріями: питомої протяжності підготовчих виробок, часу підготовки панелі до очисної виїмки і т.п. Актуальним також є оптимізація розкрою шахтних полів у залежності від їх конфігурації з метою зменшення втрат солі в надрах і схеми транспорту та вентиляції.

З огляду на легку розчинність солі, а також значну потужність пластів, на соляних родовищах в світовій практиці застосовується в основному камерна система розробки з залишенням системи опорних ціликів.

На рис. 2.3 наведено класифікацію технологій видобутку солі, які застосовувалися на солепідприємствах України, починаючи з XIX століття.

Практично всі класи і підкласи наведеної класифікації було використано при видобутку кам'яної солі, за винятком підкласу виїмки солі вертикальними шарами. Ця малоенергоємка вельми перспективна технологія знаходиться в стадії наукових і проектно-конструкторських проробок. Основний стримуючий фактор - відсутність відповідного гірничодобувного обладнання.

З самого початку освоєння Артемівського родовища (з кінця XIX століття) підземний видобуток солі вівся з використанням камерної системи розробки незалежно від потужності пласта.

Отбойка солі велася буропідривним способом мілкошпуровими зарядами. Камерні запаси солі відпрацьовувалися потолкоуступними забоями і магазинуванням відбитої солі на ґрунті камери (рис. 2.4). Ця технологічна схема застосовувалася повсюдно аж до 70-х років XX століття. Удосконалення її здійснювалося тільки за рахунок застосування більш досконалого механічного та електричного обладнання, вибухових речовин і засобів підривання. Кінна тяга згодом була замінена електровозною відкаткою.

У 50-х роках XX століття інститутом ВСНІІ (м Ленінград) на підставі досвіду розробки потужних рудних родовищ була запропонована для соляних

копалень технологія зі свердловинною отбойкою. Однак освоєння її почалося на рудниках Артемівського родовища тільки через 20 років. За цей період машинобудівною промисловістю розпочато серійний випуск високопродуктивної самохідної гірничої техніки: прохідницько-очисних комбайнів, підземних екскаваторів і великовантажних самосвальних поїздів, бурильних машин, дробильного обладнання та ін.

ВНІСоль виконані дослідження і визначені параметри сейсмобезпеки підривання свердловинних зарядів і доведено необхідність технологического процесу опиловки боків очисного уступу, для чого створені обпилювальні установки з канатно-ланцюговими пилами.

До середини 80-х років нова технологія (рис. 2.5) вже застосовувалася на трьох рудниках ДПО «Артемсіль» та руднику № 9 Солотвинського солерудника. Вона отримала також поширення на Илецком родовищі кам'яної солі (РФ).

Технологічні схеми мали кілька різновидів і відрізнялися для пластових і купольних родовищ. Їх вдосконалення було направлено на механізоване проведення підсічок прохідницько-очисними комбайнами і поліпшення якості дроблення підривають солі.

Досвід застосування прохідницько-очисних комбайнів для проведення підготовчих виробок і підсічок дозволив почати роботи по розробці машинної (комбайнової) технології виїмки солі в камерах без використання буропідривних робіт. Така технологія дозволяє різко (в 3 рази) скоротити кількість технологічних операцій і завдяки цьому підвищити надійність технології видобутку солі.

Інтенсивна розробка ряду технологічних схем і дослідно-промислова відпрацювання їх на рудниках дозволила вибрати базові схеми (рис. 2.6), на основі яких розроблені проекти, і до кінця 80-х років здійснено переклад всіх рудників ДПО «Артемсіль» на машинну технологію.

Ця технологія є зараз основною в соляній промисловості України і Росії.

У той же час при існуючих параметрах системи розробки (ширина камер до 17,0 м, висота до 35 м, довжина до 2000 м) і обсягах видобутку (близько 3 млн. т/рік) час відпрацювання камер істотно збільшився і досягає 15 і більше років. Цей факт не можна вважати сприятливим з точки зору безпечної присутності людей в камерах з неконтрольованими оголеннями [25].

З іншого боку, класична схема відпрацювання шарів комбайном з самохідним вагоном визначає циклічність процесу видобутку, що знижує продуктивність комбайна, ускладнює роботу загальношахтного транспорту. Усунення цих недоліків можливо тільки шляхом вдосконалення технології і конструктивних параметрів системи розробки.

2.6.2 Вибір основних принципів вдосконалення системи розробки та технології видобутку солі

Удосконалення системи розробки та технології видобутку солі може бути оцінене на основі аналізу їх достоїнств, виявлених в ході експерименту більш ніж столітньої експлуатації родовища.

Світовий досвід розробки потужних соляних родовищ не знайшов альтернативи камерної системи - більш безпечною і продуктивною системою розробки при відпрацюванні потужних соляних пластів і покладів.

Головна її перевага - можливість за рахунок залишення системи неізвлекаємої цілики різного призначення забезпечувати стійкий стан водозахисної товщі і безпечну експлуатацію родовища на сотні років.

Камерна система розробки має ряд переваг в порівнянні з іншими системами розробки:

- відсутність технологічного процесу управління покрівлею, внаслідок чого продуктивність праці вище, а собівартість видобутку нижче;
- можливість застосування найбільш потужною високопродуктивною самохідної гірничої техніки в умовах великих розмірів вільного простору в камерах;
- більш висока концентрація гірничих робіт;
- безпечні умови праці забійних робітників, так як гірничу техніку працює, в основному, на горизонтальній поверхні підосви виїмкових шарів.

Широкому поширенню камерної системи розробки, яка зумовлює великі втрати солі в цілинах, сприяє те, що сіль відноситься до найбільш поширеним і дешевим корисних копалин на землі. Не останню роль відіграє також відсутність більш дешевого, ніж кам'яна сіль, закладного матеріалу в межах родовищ.

До істотних недоліків застосовуваної камерної системи розробки слід віднести:

- неможливість контролю стану оголень камер на великий (до 40 м) висоті;
- підвищені вимоги до оформлення оголень стелі і боків камер;
- в умовах відсутності кріплення необхідність проведення великого обсягу експлуатаційної розвідки в стелі камер родовищ з керновим бурінням для дослідження їх фізико-механічних властивостей і визначення відміток стелі очисних камер;
- великі (до 70%) втрати запасів солі в цілинах, що вимагає при проектуванні приймати параметри, що забезпечують максимальне вилучення запасів;
- складність провітрювання очисних вибоїв через великий обсяг камер і вільного виробленого простору;
- неможливість використання готових гірничих виробок (камер) для різних народногосподарських цілей.

В умовах Артемівського родовища відпрацювання камерних запасів солі комбайновими комплексами ведеться зверху вниз пошарово на всю висоту камери. При цьому підземні робочі знаходяться у відкритому виробленому просторі при відсутності кріплення оголень і неможливості безпосереднього контакту для огляду і простукування стелі і боків камер, відстань яких до виїмкових шарів досягає 30 і більше метрів, що суперечить вимогам правил безпеки.

УкрНІСоль розроблені певні вимоги до часу відпрацювання камерних запасів солі як окремої камери, так і всіх камер в межах панелі. Ці геомеханічні вимоги (так звані «тимчасовий чинник») стали в останні роки особливо актуальними у зв'язку з різким зменшенням обсягів видобутку (більш ніж в два ра-

зи) і, відповідно, збільшенням часу відпрацювання камерних запасів солі на всю висоту камер.

У зв'язку з цим актуальним є вдосконалення технології та системи розробки, спрямоване на скорочення термінів відпрацювання камер за рахунок різкого підвищення навантаження на очисні вибої (підвищення продуктивності комбайнових комплексів) і зміна параметрів камерної системи розробки (усунення «тимчасового чинника»). Вирішенню цих питань присвячена ця дисертаційна робота.

2.6.3 Удосконалення технології видобутку кам'яної солі

2.6.3.1 Аналітичні дослідження по обґрунтуванню застосування поточної технології

З переходом від буропідривного способу видобутку на машинну очисна виїмка на шарі ведеться послідовними ходами комбайна, кількість яких (заходок) визначається шириною камери, параметрами робочого органу комбайна і технологічною схемою ведення виїмкових робіт.

Виконання комбайнового ходу включає зарубку в масив солі, власне проходку і відгін комбайна в початкове положення.

При виїмці шарів доставка солі від комбайна з бункер-перевантажувачів типу БП-3А (або без) до солеспуска здійснюється циклічно самохідними вагонами типу 5ВС-15М.

Застосовуються і можуть знайти застосування наступні схеми роботи машинних комплексів (рис. 2.7). Схеми (а) і (б) широко застосовуються на соляних копальнях. Схеми (в) і (г) відповідають комплексам, до складу яких входить комбайн, бункер-перевантажувач і два вагони, при роботі останніх з перевантаженням гірської маси (в), а також при незалежному русі вагонів з вироблення (г). Всі схеми можуть використовуватися як при очисній виїмці, так і при проведенні виробок.

Продуктивність комплексу при проходці в загальному випадку визначається технологічними можливостями входячих до нього машин і відстанню доставки.

Граничне значення відстані доставки, при переході за яке комбайн простоює в очікуванні вагона, називається критичним ($L_{кр}$) відстанням доставки. Величина $L_{кр}$ визначається середніми значеннями параметрів обладнання даного комплексу, що досягаються при експлуатації його в конкретних гірничо-геологічних умовах.

Продуктивність комплексів залежить від часу його роботи протягом зміни, що визначається конструктивними особливостями обладнання, тривалістю допоміжних операцій, організацією робіт, необхідністю усунення неполадок і т.п.

Технічна продуктивність комбайна (Q_k) – середня його продуктивність в конкретних гірничо-геологічних умовах з урахуванням витрат часу на виконання операцій, пов'язаних з особливостями конструкції комбайна.

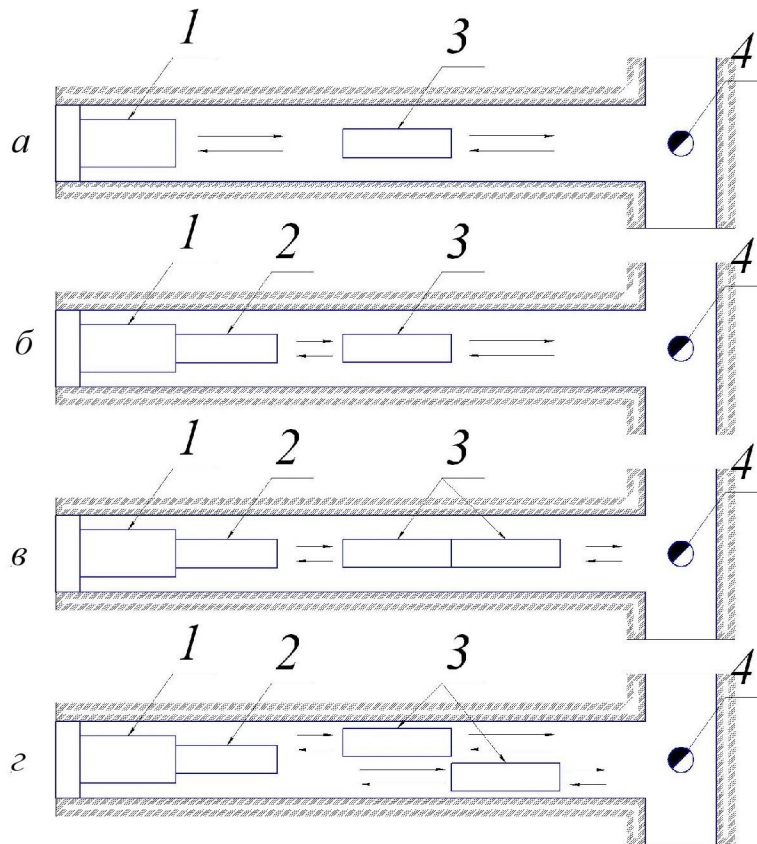


Рисунок 2.7 – Типові схеми роботи комбайнових комплексів
 1-комбайн; 2-бункер-перевантажувач;
 3-самохідний вагон; 4-пункт перевантаження

Технічна продуктивність комплексу (Q_T) – середня його продуктивність в конкретних гірничо-технічних умовах при даному відстані доставки.

Середня технічна продуктивність комплексу (Q_T^{cp}) – середня його продуктивність при проходці вироблення даної довжини в конкретних гірничо-геологічних умовах, що визначається з урахуванням витрат часу на виконання необхідних операцій, пов'язаних з особливостями конструкції обладнання комплексу і технологічною схемою його роботи. На відміну від технічної продуктивності (Q_T), вона характеризує середню продуктивність комплексу при цьому відстані доставки, і в цілому по всьому етапу проходки вироблення даної довжини. Середня технічна продуктивність служить для розрахунку експлуатаційних показників, визначення умов ефективного використання та напрямків подальшого технічного вдосконалення комплексів, середніх величин вантажопотоків, що надходять в системи панельного і магістрального транспорту.

Основними вихідними даними для розрахунку продуктивності виймальних комплексу є:

$Q_{до}$ - технічна продуктивність комбайна, т / хв;

q - вантажопідйомність самохідного вагона (бункер-перевантажувача), т;

v - еквівалентна швидкість руху вагона, що визначається за формулою:

$$v = 0,7 \cdot v_T, \text{ м/мин,}$$

де v_t - швидкість вагона за технічною характеристикою, м/хв;
 t_p - тривалість розвантаження самохідного вагона і бункер-перевантажувач, визначається як середня за формулою:

$$t_p = \frac{t_{p.п} + t_{p.в}}{2}, \text{ мин} \quad (2.73)$$

де $t_{p.п}$ - тривалість розвантаження бункер-перевантажувача в самохідний вагон, хв;

$t_{p.в}$ - тривалість розвантаження вагона, хв. Зазвичай $t_{p.п} = t_{p.в}$.

Величини (Q_k , q , v , t_p) утворюють систему вихідних параметрів, достатню (при відомій відстані доставки l або довжині камери L_k) для визначення технічних показників роботи комплексів ($L_{кр}$, Q_T , $Q_T^{сп}$). Ці величини є одночасно основними характеристиками обладнання, що входить до складу комплексів.

Продуктивність комбайна Q_k відповідає його роботі повним перерізом. При пошаровим виїмці (робота неповним перетином) продуктивність комбайна при відпрацюванні нижнього (бічного) ходу визначається з виразу:

$$Q_k^H = k_s Q_k, \quad (2.74)$$

де k_s - коефіцієнт використання площі робочого органу комбайна при відпрацюванні нижнього або бокового ходу:

$$k_s = \frac{S_{п}}{S}, \quad (2.75)$$

$S_{п}$ і S - площі забою відповідно нижнього (бічного) ходу і вироблення повного перетину, м².

Додатковими вихідними даними, необхідними для визначення експлуатаційних показників роботи комплексів, є:

Do_i - коефіцієнт використання комплексу в зміні по проходці;

T_3 - тривалість зарубки, зміни;

T_0 - тривалість відгону, зміни;

S - площа поперечного перерізу виробки, м².

Незалежно від складу і схеми використання комплексу показники його роботи визначаються тривалістю наступних елементарних операцій: завантаження бункер-перевантажувача комбайном; розвантаження бункер-перевантажувач (завантаження самохідного вагона); рух завантаженого вагона до пункту перевантаження; розвантаження вагона; рух порожнього вагону до комбайна.

Ці елементарні операції об'єднуються в дві групи, що представляють собою тривалість циклів роботи бункер-перевантажувач ($T_{ц1}$) і самохідного вагона ($T_{ц2}$) по отбойке, завантаженні і доставці гірничої маси, відповідного ємності одного самохідного вагона:

$$T_{ц1} = t_{з.п} + K_{п} \cdot t_{р} \cdot n = \frac{q}{Q_{к}} + K_{п} \cdot t_{р}, \quad (2.76)$$

$$T_{ц2} = t_{з.в} + t_2 + t_{п} + t_{р.в} + t_{п.р} = \frac{2l}{v} + 2t_{р} + t_{п.р}, \quad (2.77)$$

де $t_{з.п} = \frac{q}{Q_{к}}$ - час завантаження перевантажувача комбайном, хв;

$K_{п}$ - коефіцієнт простою комбайна при розвантаженні бункер-перевантажувача; при проектних розрахунках $K_{п} = 0,5$;

$t_{р.п} = t_{р}$ - час розвантаження бункер-перевантажувача в вагон, хв;

$t_{з.в} = t_{р}$ - час завантаження вагона перевантажувачем, хв;

$t_2 + t_{п} = \frac{2l}{v}$ - час руху завантаженого і порожнього вагонів, хв;

l - відстань доставки, м;

$t_{р.в} = t_{р}$ - час розвантаження вагона, хв;

$t_{п.р}$ - час інших операцій, пов'язаних з простоєм вагона при роз'їздах, технологічно необхідними заїздами в ніші, перезавантаженнями солі і т.п., хв.

Критична відстань доставки ($L_{кр}$) - характеристика комплексів, що дозволяє судити про зону відстаней доставки з найбільш високою продуктивністю комплексу, про момент, коли до складу комплексу необхідно вводити другий вагон, про розташування пунктів перевантаження, роз'їзду і т.п.

Величина критичного відстані доставки, крім технічних параметрів обладнання, залежить від кількості вагонів, що входять до складу комплексу і технологічної схеми їх роботи. У загальному випадку вона визначається з зіставлення тривалості циклів роботи вагона ($T_{ц2}$) і сумарною тривалості циклів роботи бункер-перевантажувач ($T_{ц1}$) за цей період, тобто з умови:

$$n_{в} \cdot T_{ц1} = T_{ц2}, \quad (2.78)$$

де $n_{в}$ - кількість вагонів у складі комплексу.

Звідси, враховуючи (2.75) і (2.76), загальний вираз для визначення критичного відстані при будь-якій з типових схем роботи комплексів (крім а), представлених на рис. 2.1 ($n = 1, 2$), має вигляд:

$$L_{кр} = n \cdot \frac{v}{2} \left(\frac{q}{Q_{к}} + K_{п} \cdot t_{р} - \frac{2t_{р} + t_{п.р}}{n} \right), \text{ м} \quad (2.79)$$

де $K_{п}$ - коефіцієнт простою комбайна при розвантаженні бункер-перевантажувач, $K_{п} = 0,5$;

$t_{п.р} = 0$ для схем роботи комплексу а, б, г і $t_{п.р} = 2t_{р}$ для схеми в.

Відповідно до цього при роботі комплексу за схемою б:

$$L_{\text{кр}} = \frac{v}{2} \left[\frac{q}{Q_{\text{к}}} - t_{\text{п}}(2 - K_{\text{п}}) \right], \quad (2.80)$$

за схемою в:

$$L_{\text{кр}} = v \left[\frac{q}{Q_{\text{к}}} - t_{\text{п}}(2 - K_{\text{п}}) \right], \quad (2.81)$$

за схемою г:

$$L_{\text{кр}} = v \frac{q}{Q_{\text{к}}}. \quad (2.82)$$

При роботі комплексу за схемою а поняття критичного відстані непринятно, тому що в складі комплексу відсутня бункер-перевантажувач і комбайн простоює в очікуванні вагона при будь-якій відстані доставки.

Технічна продуктивність характеризує технічно можливу продуктивність комплексу при цьому відстані доставки і в загальному випадку визначається за формулою:

$$Q = \frac{q}{T_{\text{ц}}}, \quad (2.83)$$

где $T_{\text{ц}} = T_{\text{ц1}}$ при $l < L_{\text{кр}}$;

$T_{\text{ц}} = \frac{T_{\text{ц2}}}{n}$ при $l > L_{\text{кр}}$.

Тривалість циклу залежить від відстані між солеспусками.

Застосування на соляних копальнях схеми роботи комбайнових комплексів не вирішує проблеми безперервної доставки солі до конвеєрної лінії. У всіх випадках доставка здійснюється циклічно, зумовлюючи зупинки комбайна на час розвантаження бункер-перевантажувач, очікування самохідного вагона і ін.

Хронометражні спостереження показують, що в залежності від довжини доставки час основної роботи по отбойке становить 24 ÷ 34%, на очікування вагонів - 27 ÷ 58% тривалості зміни.

Істотно підвищити використання і надійність роботи комбайнових комплексів можливо при організації безперервної доставки солі від комбайна, тобто шляхом застосування потокової технології машинної виїмки.

Така технологія забезпечує максимальну продуктивність комбайнового комплексу, що видно з рівнянь (2.76), (2.77) і (2.73), якщо в комбайновому циклі $T_{\text{ц1}}$ будуть відсутні простої.

Це можливо при безпосередній доставці солі комбайном із забою камери на конвеєрну лінію тобто $L \rightarrow \min$. Цей підхід прийнятий в даній роботі за

рішенням проблеми і є теоретичною основою розробки потокової технології відпрацювання камерних запасів солі.

Основний принцип потокової технології - це безперервна доставка солі від комбайна до магістральної конвеєрної лінії. При цьому продуктивність (пропускна здатність) кожної наступної ланки транспортної ланцюга повинна бути дорівнює або більше продуктивності попереднього ланки (принцип пропорційності виробництва).

Цей принцип може бути записаний формулою:

$$\sum Q_{o.z.} = \sum Q_k < \sum Q_{d.cp} < \sum Q_{tr.uch} < Q_{tr.m.} \quad (2.84)$$

де $\sum Q_{o.z.}$ - сумарна продуктивність (навантаження) очисних вибоїв виїмкової ділянки, т / год;

$\sum Q_k$ - сумарна продуктивність комбайнів ділянки, т / год;

$\sum Q_{d.cp}$ - сумарна продуктивність (пропускна здатність) постачальних коштів в камері, т / год;

$\sum Q_{tr.uch.}$ - сумарна продуктивність діляничних конвеєрних ліній, т / год;

$Q_{tr.m.}$ - пропускна спроможність магістральної конвеєрної лінії, т/год.

Основною є продуктивність комбайна. В ДП «Артемсіль» застосовуються, в основному, комбайни типу «Урал» (10А або 20А).

2.6.3.2 Вибір варіантів технологічних схем потокової технології видобутку солі

Спроби розробки потокової технології на Артемівському родовищі відносяться до кінця 70-х початку 80-х років ХХ століття після освоєння машинної технології, однак вони не були доведені до промислового застосування [52-53].

Потокові технології, засновані на створенні умов безперервного транспортування корисної копалини від очисного вибою до стовбура, як правило, не зачіпають в принципі системи розробки, що застосовуються. Для Артемівського родовища кам'яної солі - камерна система розробки.

Зміни вносяться в технологічні схеми очисних робіт. Технологічні схеми можуть відрізнятися просторовим розташуванням підготовчих і нарізних вибоїв в межах виїмкової ділянки.

Як показав аналіз в світовій практиці розробки родовищ корисних копалин потокові технології характерні для пластових родовищ порівняно невеликої потужності (до 3 м). Це в основному видобуток вугілля, сланцю і калійних руд (Старобінське родовище, Білорусь). Застосовується система розробки довгими стовпами, очисними забій-лавами. Видобувний комбайн з шнековим або барабанним робочим органом або струг рухається по ставу скребкового конвеєра, руйнує забій, вантажить відбиту корисну копалину на конвеєр, по якому воно надходить на систему діляничних і магістральних стрічкових конвеєрів та транспортується до стовбура. Потоковість виїмки досягається в повній мірі при роботі комбайна по човниковій схемі, тобто без холостого перегону комбайна.

Механізованому видобутку корисних копалин при різних системах розробки присвячено безліч робіт [15-16, 20, 54], однак стосовно вельми потуж-

ним родовищ кам'яної солі вони не можуть бути використані, так як не вирішують проблеми переходу видобувних робіт механізованими комплексами з верхнього на нижній виїмковий шар (тобто переходу з шару на шар).

В умовах родовищ мінеральних солей потокову технологію при суцільній системі розробки вперше випробувано і впроваджено на Старобінському родовищі калійної солі (м Солегорск, Білорусь). Досвід її застосування показав такі переваги: поточність виїмки, висока ступінь вилучення кам'яної солі (до 90 ÷ 95% з обваленням покрівлі), можливість селективної виїмки. Потужність пласта солі не перевищувала 3,0 ÷ 3,5 м [5].

В кінці 70-х років минулого століття на Ілецькому родовищі кам'яної солі купольного типу була випробувана потокова технологія виїмки солі в умовах камерної системи розробки (висота камер 30 м) [20]. При ширині камер 30 м потокову технологію випробувано на виїмці верхнього виїмкового шару (підсічки) лавою. Руйнування солі велося очисним комбайном КШ-3М в комплексі зі скребковим конвеєром КМ-81-02БМ. Попередньо прохідницьким комбайном ПК-8 проходився по борту підсічки на всю її довжину (до 500 м) розрізний штрек для настільки конвеєра і утворення кінцевих ніш.

Випробування показали, що змінна продуктивність комплексу склала 450 т/зміну при коефіцієнті використання роботи комбайна 0,47. Продуктивність праці основних забійних робітників в порівнянні з буропідливних способом виїмки зросла в 8,6 рази.

Незважаючи на високу ефективність потокової технології, виявлено її наступні недоліки, які не дозволили в подальшому застосувати технологію на шаровій виїмці камерних запасів солі на всю висоту камер:

- необхідність на кожному шарі проходити розрізні вироблення іншими типами комбайнових комплексів (комбайн ПК-8 - самохідний вагон 5ВС-15М);
- необхідність на кожному шарі створювати кінцеві ніші в масиві солі для заводу (розміщення) робочого органу очисного комбайна;
- небезпечні умови праці забійних робітників з-за небезпеки обриву тягового ланцюга;
- велика запиленість робочих місць в лаві (більше 1000 мг / м³), тому що робочий орган працює у відкритому очисному просторі;
- велика трудомісткість перекладу механізованих комплексів з верхнього на нижній шар, яка повинна проводитися приблизно не рідше одного разу на два місяці.

Певні спроби створення потокової технології були зроблені на комбінаті «Калій» (колишня НДР) в 1984 році. Передбачалася розробка технологічної схеми машинної виїмки солі з використанням в комплексі з комбайном безперервно подовжуваного стрічкового конвеєра конструкції підприємства «Такраф». Принцип дії конвеєра наступний. У початковій стадії відпрацювання виїмкового шару камери весь запас стрічки розташовується в поперечній по відношенню камери виробці, наприклад, в виїмковому штреку. Довжина цієї виробки повинна бути не менше всієї довжини конвеєра. Приводна головка конвеєра розташована в виїмковому штреку, де також розташовується спеціальна лебідка, що створює необхідне зусилля натягу конвеєрного става. У міру просування ком-

байна вздовж камери проводиться безперервне висунення конвеєра зусиллям ходової частини комбайна [53].

Сіль від перевантажувача комбайна потрапляє на робочу гілку конвеєра і рухається по прямолінійній частині до солеспускної свердловини або конвеєра, де розвантажується.

На конвеєрі передбачено застосування спеціально розробленого вузла перевероту конвеєрної стрічки, завдяки якому напрямок її руху змінюється від 45 до 90°, що дозволяє розташовувати запас конвеєрної стрічки в поперечній виробці.

Технологічна схема потокової технології із застосуванням конвеєра «Такраф» передбачає безперервне відвантаження солі від комбайнів на весь період відпрацювання камери за умови, що довжина камери не перевищуватиме дворазову довжину конвеєра.

В умовах соляних копалень ДП «Артемсіль» застосування такої технології має певні складності:

- довжина камер досягає 1 км і більше, в той час як ширина панелі (і відповідно виїмкового штреку) не перевищує 500 м, що створює проблеми в розміщенні конвеєрного запасу стрічок в поперечній виробці;

- в кожній панелі у відпрацюванні знаходяться до 5 камер, де має перебувати відповідна кількість конвеєрів; розміщення їх хвостових частин в виїмковому штреку практично неможливо;

- велика трудомісткість переміщення конвеєрів із шару на шар через їх значною металоємність.

Фірма «Такраф» порахувала ідею конструктивного виконання телескопічного конвеєра «ризикованою» і відмовилася від його створення, тому така технологічна схема потокової технології не була реалізована.

Перша спроба впровадження потокової технології була здійснена на руднику №4 ДП «Артемсіль» і отримала назву - технологічна схема «з транспортною щілиною».

Сутність технології полягає в тому, що на транспортному горизонті по центральній осі камери проходить постачальний штрек, за яким прокладається конвеєр, а на верхньому горизонті у стеліні камери проходить також по центральній осі камери розрізна виробка. Між ними прорізається поздовжня транспортна щілина для доставки через неї самопливом солі при пошаровій виїмці солі (рис. 2.8). Транспортна щілина прорізала комбайном для крутопадаючих пластів А70М шириною 0,4 м.

Технологія «з транспортною щілиною» забезпечувала поточність видобутку солі з застосовуваними комбайновими комплексами і нестандартизованим поворотним перевантажувачем.

Продуктивність комбайнового комплексу з комбайном типу «Урал 10КСА» під час випробувань становила 630 т/зміну, що в 2,2 рази вище середньозмінної по руднику (290 т/зміну).

Разом з тим, випробування технології показали і її суттєві недоліки:

- вельми висока трудомісткість прорізання транспортної щілини;
- відсутність обладнання для прорізання вузьких (до 200 мм) щілин;

- підвищена небезпека праці забійних робітників з необхідністю перекриття транспортних щілин щитами.

Випробувана технологія показала правильність напрямку на створення потокових технологій із застосуванням комбайнових комплексів.

З метою зниження трудомісткості нарізних робіт і підвищення безпеки праці в цій роботі запропонована потокова технологічна схема «зі зближеними свердловинами» (рис. 2.9).

Ідея її ґрунтується на тому, що при застосовуваній технології для доставки солі з виїмкового шару на транспортний горизонт використовуються солеспускні свердловини, які буряться серійними буровими установками з високою продуктивністю (наприклад, БГА-4М). Якщо розташувати суміжні свердловини на відстані, рівній довжині перевантажувача з певною ємністю для накопичення солі під час його пересування від свердловини до свердловини, то можна виключити простої комбайна.

Її основні переваги:

- можливість збереження існуючих параметрів системи розробки та технології відпрацювання камерних запасів солі спадними шарами, а також успішного застосування в камерах малого перетину (ярусне відпрацювання потужного пласта);

- відсутність проблем переміщення комплексу доставочного обладнання з робочого шару після його відпрацювання на нижній шар, яка забезпечується зарубкою комбайна на нижній шар з утворенням нового виїмкового шару;

- можливість буріння солеспусків діаметрів 300 - 350 мм, замість стандартного діаметра 500 мм, за рахунок реконструкції робочого органу бурової установки;

- відсутність монтажних-демонтажних робіт на кінцевих операціях, властивих, наприклад, телескопічним стрічковим конвеєрам;

- застосування комплексу забійного самохідного устаткування, що полегшує маневрові операції.

Виходячі з переваг, цю технологічну схему і приймаємо для подальшого розгляду.

2.6.3.3 Розрахунок параметрів прийнятої технологічної схеми

Сутність технологічної схеми «зі зближеними свердловинами» складається в пошаровому відпрацюванні камерних запасів солі послідовними заходками прохідницько-очисного комбайна з накладенням ходів по ширині і висоті камери. Безперервність роботи комбайна забезпечується тим, що доставка солі від комбайна здійснюється через навісний поворотний перевантажувач і самохідний перевантажувач-накопичувач в солеспускні свердловини. З солеспусків сіль надходить самопливом на конвеєр доставочного штреку і далі на магістральний конвеєр до стовбура.

Найбільш трудомістким процесом є буріння солеспускних свердловин. Технічні властивості бурового верстата оцінюються виходячи із залежності:

$$N = a + v \cdot V_n, \quad (2.85)$$

де N - середня споживана потужність, кВт;

a, b - емпіричні коефіцієнти;

V_n - середня швидкість подачі, м / хв

Лінія регресії $N = f(V_n)$ електродвигуна обертача бурового верстата описується рівнянням:

$$N = 6,50 + 74,16 \cdot V_n. \quad (2.86)$$

Технічна продуктивність бурового верстата

$$Q_{\text{техн}} = \frac{60 K_g}{t_6 + t_b}, \text{ м/год}, \quad (2.87)$$

де K_g -коефіцієнт готовності бурового верстата, $K_g = 0,96$;

t_6 -Питомий час буріння, $t_6 = \frac{1}{V_n}$, Хв / м, $t_6 = \frac{1}{0,15} = 6,7$ хв / м; t_b -
питомий час допоміжних операцій, хв, $t_b = 352 \text{ с} / \text{м} = 5,87$ хв / м;

$$Q_{\text{техн}} = \frac{60 \cdot 0,96}{6,7 + 5,87} = 4,58 \text{ м/год.}$$

З точки зору техніки безпеки, при підготовці камери до очисної виїмки, солеспускні свердловини повинні мати мінімальний діаметр, що забезпечує пропускну здатність, відповідну продуктивності видобувної комплексу. Дослідженнями встановлено, що таким умовам відповідають свердловини $d = 340 \div 350$ мм. У зв'язку з тим, що бурові верстати БГА-4М комплектуються інструментом з мінімальним діаметром $d = 500$ мм, необхідна модернізація бурового інструменту.

Для попередньої оцінки технічної продуктивності бурового верстата БГА-4М з інструментом $d = 340 \div 350$ мм припускаємо, що енергоємність руйнування солі залишається постійною, і зміна маси інструменту не впливає на завантаження електродвигуна обертача. Враховуючи вищевикладене, можна зробити висновок, що швидкість буріння верстата БГА-4 інструментом $d = 350$ мм повинна зрости пропорційно зменшенню перетину проведеної свердловини. Отже, раціональна швидкість буріння для цих умов складе $0,3$ м / хв ($t_6 = 1 / 0,3 = 3,3$ хв/м), питомий час допоміжних операцій не зміниться, і для бурового верстата з інструментом $d = 340 \div 350$ мм складе:

$$Q_{\text{техн}} = \frac{60 \cdot 0,96}{3,3 + 5,87} = 6,3 \text{ м/год},$$

що в $1,37$ рази більше продуктивності бурового верстата з інструментом $d = 500$ мм.

Час на виконання допоміжних операцій наведений в табл. 2.13.

Таблиця 2.13 – Час виконання допоміжних операцій

Найменування допоміжних операцій	питомий середній час, хв
1. Установка бурового верстата	72
2. Нарощування штанги	100
3. Витяг штанги	100
4. Маневровий хід подагчика при добуванні штанги	80
РАЗОМ:	352

На транспортному штреку під солеспускними свердловинами спочатку роботи комплексу утворюється навал (конус) солі, зростання якого практично припиняється після досягнення кута природного укусу. Сіль, безперервно надходить зі свердловини, ковзає по поверхні конуса, завантажуючи конвеєр, коли відстань від гирла свердловини до борта конвеєра $0,5 \div 0,7$ м висота конуса становить $1,0 \div 1,2$ м. Ця висота може бути зменшена за рахунок зменшення відстані між свердловиною і конвеєром до $0,2 \div 0,3$ м.

У технологічному ланцюжку потокової технології основоположним є продуктивність основної видобувної машини - прохідницько-очисного комбайна.

Для визначення технічної продуктивності комбайна використовується формула:

$$Q_k = 60 S \gamma V_{п.к.}, \text{ т/год}, \quad (2.88)$$

де S – площа забою, м^2 ;

γ – щільність солі в масиві, $\text{т} / \text{м}^3$; $\gamma = 2,14 \text{ т} / \text{м}^3$;

$V_{п.к.}$ – швидкість подачі, при якій завантаження електродвигунів дорівнює номінальній, $\text{м} / \text{хв}$.

$$Q_k = 60 \cdot 16,9 \cdot 2,14 \cdot 2 = 4340 \text{ т/год}.$$

При шаровій виїмці основною є робота комбайна неповним перетином зі збільшеною динамічністю, технічна продуктивність при цьому складає близько $4,7 \text{ т} / \text{хв}$, при роботі повним перетином $6,1 \text{ т/хв}$.

Таким чином, всі наступні ланки технологічного ланцюжка повинні мати продуктивність більше продуктивності комбайна.

В якості перевантажувача-накопичувача використовуємо серійний самохідний вагон 5BC-15M, широко застосовуваний на соляних копальнях. Але для широкого впровадження потокової технології самохідний вагон не може бути рекомендований для застосування через свою складність, так як функціональне призначення вагона пов'язано з доставкою корисних копалин на порівняно великі відстані з витратою мінімального часу на рух. У зв'язку з цим вагон 5BC-15M має високу вартість. Для використання в технологічному ланцюгу потокової технології необхідне створення спеціального перевантажувача - накопичувача.

Він повинен відповідати таким основним вимогам:

- автономне (самохідне) пересування від свердловини до свердловини і рух до гирла камери для чергової зарубки комбайна на паралельну заходку або зарубку на нижній виїмкову шар;
- можливість бункеризації (накопичення) солі при вимкненому конвеєрі при пересуванні від свердловини до свердловини;
- довжина перевантажувача повинна забезпечувати достатню маневреність на кінцевих операціях;
- продуктивність розвантаження - не менше продуктивності комбайна;
- привід перевантажувача повинен забезпечувати реверсивний рух конвеєра для можливості розвантаження в суміжні свердловини як проти, так і по ходу комбайна. Завдяки цьому відстань між свердловинами може бути подвоєно і відповідно знижена трудомісткість і час підготовки камери до очисної виїмки (автором подана заявка на патент України).

В транспортному штреку транспортного горизонту ділянки для прийому солі з зближених свердловин пропонуємо використовувати скребковий конвеєр СР70М, широко застосовуваний на вугільних шахтах, проте в умовах соляних копалень раніше не використаний.

Його вибір для застосування в системі транспортних машин потокової технології обумовлений такими міркуваннями:

- в 2,0 ÷ 2,5 рази менша питома металоємність в порівнянні з вживаними на соляних копальнях конвеєрами типу СП202 і СП301;
- достатня, відповідна продуктивності комбайна, технічна продуктивність - до 8 т / хв;
- розбірна конструкція знижує трудомісткість виконання монтажних і демонтажних робіт;
- значно менша вартість конвеєра.

Середньозмінна експлуатаційна продуктивність комплексу при відпрацюванні запасів солі визначається за формулою:

$$Q_e = Q_k \cdot t_{cm} \cdot K, \text{ т/зміну}, \quad (2.89)$$

- де Q_k - середньозважена технічна продуктивність комбайна, $Q_k = 3,3$ т/хв;
 t_{cm} – тривалість зміни, $t_{cm} = 360$ хв;
 K – коефіцієнт використання комплексу в зміні, $K = 0,74$.

$$Q_e = 3,3 \cdot 360 \cdot 0,74 = 880 \text{ т/зміну}.$$

Рекомендації по промислового освоєнню потокової технології.

Технологічна схема «з транспортною щілиною», внаслідок істотних недоліків не рекомендується для виробничого поширення. Подальшим розвитком технології є розробка і випробування технологічної схеми «зі зближеними свердловинами».

Основна перевага технологічної схеми «з транспортною щілиною» - відсутність самохідного перевантажувача-накопичувача. Сіль з поворотного пере-

вантажувача комбайна передається в суцільну транспортну щілину, що знижує кількість забійного обладнання, зменшує капітальні витрати, підвищує надійність технології.

Її основні недоліки: низька продуктивність і висока трудомісткість проведення транспортної щілини існуючими засобами; наявність транспортної щілини шириною 0,4 м підвищує небезпеку праці в камері. Потрібна розробка щіленарізних машин (до 200 мм).

Ця схема передбачає використання в транспортному штреку тільки скребкових конвеєрів, так як сіль, потрапляючи по транспортній щілині в штрек, розсіюється і охоплює зону навантаження на конвеєр довжиною до 6 м. Випробування цієї схеми з стрічковим конвеєром і бункер-перевантажувачем типу БП-3А не дали позитивних результатів.

Технологічна схема «зі зближеними свердловинами» значно продуктивніша з підготовки камери до очисної виїмки, так як передбачає буріння солеспусков зменшеного з 500 до 340 мм діаметру з високою продуктивністю (до 30 м / зміну) серійним буровим обладнанням - верстатами типу БГА. При необхідності може бути використаний більш продуктивний напівавтоматичний буровий верстат Б68.

Ця технологія більш безпечна, так як перекриття свердловин невеликого розтину не занадто багато роботи.

Технологічна схема «зі зближеними свердловинами» забезпечує безперервну роботу основної видобувної машини - комбайна і має основні ознаки поточних технологій: одночасність виконання робочих процесів, їх єдиний ритм, пропорційність побудови процесу виробництва.

ВИСНОВОК

У дипломному проекті описана геологічна будова шахтного поля, розраховані запаси солі, визначені виробнича потужність і режим роботи рудника. Вирішені питання підготовки пласту і вибору системи розробки, а також механізації очисних і підготовчих робіт. В якості підготовки залишено прийняту на руднику панельну підготовку. В якості системи розробки вибрана камерна система розробки високими камерами з розташуванням очисних камер по простяганню пласта.

Для механізації очисних робіт прийняті прохідницько-очисні комбайни Урал-10, що працюють в комплексі з бункер-перевантажувачами БП-3А та самохідними вагонами 5ВС-15М. Оформлення верхніх підсічок камер здійснюється комбайном 4ПП-2М. Проходка горизонтальних і похилих гірничих виробок передбачається за допомогою комбайнів Урал-10, що працюють в комплексі з бункер-перевантажувачами БП-3А і самохідними вагонами 5ВС-15М. Провітрювання тупикових забоїв виробок передбачено за допомогою вентиляторів місцевого провітрювання типу ВМ-6.

Для перепуску видобутої солі на відкатний горизонт передбачаються солеспуски, що буряться буровою машиною типу БГА-2М. Також цією машиною буряться вентиляційні та технологічні свердловини.

В спеціальній частині вирішені питання, пов'язані з вдосконаленням технології відробки пласта. Були розглянуті існуючі технології видобутку: технологія потолкоуступної відробки буропідривним способом мілкошпуровими зарядами, технологія зі свердловинною відбійкою солі, технологія з механічним розрушенням солі. Для відробки пласта запропоновано застосовувати технологію з механічним розрушенням солі з застосуванням комбайна, бункер-перевантажувача та самохідного вагона. Для скорочення простоїв комбайна запропоновано використовувати потокову технологію зі зближеними свердловинами для транспортування солі.

Результати виконаної роботи рекомендуються до використання технічним, технологічним і економічним службам рудника № 7 при розробці програми розвитку гірничих робіт та складанні бізнес-планів.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Горный закон Украины от 06.10.1999 г., № 1127-XIV. "Голос України" № 209.
2. Кодекс Украины о недрах. Постановления Верховного Совета Украины от 27.07.1994 г.
3. Доразведка разрабатываемого Артемовского месторождения каменной соли. Отчет геолого-поисковой партии о результатах геолого-поисковой партии о результатах геологоразведочных работ, проведенный в 1987-1991 гг. В 14 книгах. Книга 1. Текст. ПГО «Донбассгеология». Артемовская ГРЭ. Артемовск, 1991.
4. Указания по охране зданий, сооружений и природных объектов от вредного влияния горных работ и рудников от затопления для условий Артемовского месторождения каменной соли. УкрНИИсоль. Артемовск, 2008.
5. Инструкция по определению и учету потерь каменной соли при добыче подземным способом на рудниках ДПО «Артемсоль». УкрНИИсоль. Артемовск, 2000.
6. Правила безпеки під час розробки родовищ рудних та нерудних корисних копалин підземним способом, затверджено наказ міністерства соціальної політики України від 23.12.2016 № 1592, Зареєстровано в Міністерстві юстиції України 30 січня 2017 р. за № 129/29997.
7. Проект. Розкриття і підготовка західної ділянки шахтного поля і реконструкція конвейерного транспорту руднику № 7 ДПО "Артемсіль". ТОВ "Надра". Артемівськ, 2001.
8. Методическим указаниям по расчету параметров системы разработки свиты пластов каменной соли Артемовского месторождения, разработанные УкрНИИсоль, Артемовск, 1997.
9. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. М.: Недра, 1977. – 223 с.
10. Рудник № 4. Корректировка рабочего проекта участка № 3 панелей 6, 7. УкрНИИсоль, – Шифр 0847-00-ПЗ; ГИП П.И. Черевко, – Артемовск, 2004 г., – 90 с.
11. Инструкция по безопасному применению самоходного (нерельсового) оборудования в подземных рудниках. М., Недра, 1973.
12. Руководство по проектированию технологии машинной добычи каменной соли. УкрНИИсоль. Артемовск, 1990.
13. Інструкція по організації і проведенню спостережень за проявами гірського тиску і зсовуванням земної поверхні при розробці Артемівського родовища кам'яної солі. УкрНІІсіль, Артемівськ, 2000.
14. Доповнення і зміни до методичних вказівок по розрахунку пара-

метрів системи розробки свити пластів кам'яної солі Артемівського родовища. УкрНДІсіль, Артемівськ, 2001.

15. Санитарные правила для предприятий по добыче и переработке поваренной соли. М., 1991 г.

16. Вказівки по охороні споруд і природних об'єктів від шкідливого впливу підземних гірських вироблень на Артемівському родовищі кам'яної солі. УкрНДІсіль, Артемівськ, 1997.

17. Единые правила охраны недр при разработке месторождений твердых полезных ископаемых. М., Недра, 1985.

18. Инструкция по расчету вентиляции горных выработок рудников Артемовского месторождения каменной соли. УкрНИИСоля. Артемовск, 1995.

19. Кодекс Украины об охране труда от 14.10.1992г № 2694-ХП.

20. Санитарные правила для предприятий по добыче и переработке поваренной соли. М., 1991 г.

21. Справочник «Рудничная вентиляция» под редакцией проф. К.Э. Ушакова. М.: «Недра», 1988 г.

22. Инструкция по расчету вентиляции горных выработок рудников Артемовского месторождения каменной соли. УкрНИИСоля. Артемовск, 1995 г.

23. Пигида Г.Л., Будзило Е.А., Горбунов М.И. Аэродинамические расчеты по рудничной аэрологии в примерах и задачах: Учебное пособие. К.: УМК ВО, 1992. – 400 с.

24. Отчет о воздушно-депрессионной съемке рудника № 4 ГП „Артемсоль”. УкрНИИСоля, Артемовск, 2009.

25. Ярембаш И.Ф., Пырин С.Н., Ещенко С.А. Состояние и перспектива развития системы разработки и технологии добычи каменной соли на рудниках ГПО «Артемсоль» // Наук. пр. Донецького національного технічного університету. Серія гірничо-геологічна. – Випуск 72 / Редкол. Башков Є.О. (голова) та ін. – Донецьк, ДонГТУ, 2004. – С.128-132.

26. Питаленко Е.И., Ермаков В.Н., Семенов А.П. Определение оптимальных размеров барьерных целиков // Сб. трудов «Известия Донецкого горного института». – Донецк: ДГИ. – 2000. – №2. – С.17-22.

27. Стаматиу М. Расчет целиков на соляных рудниках. – М.: Госгортехиздат, 1963. – 108 с.

29. Шевяков Л.Д. О расчетах прочных размеров и деформаций целиков. – Известия АН СССР, ОТН, №7-9, 1941.

30. Пеньков А.М., Вopilкин А.А. Расчет опорных целиков при добыче каменной соли. – Киев: Наукова думка. – 1950. – 58 с.

31. Методические указания по расчету и применению жестких естественных целиков различного назначения на калийных месторождениях. – Л.: ВНИИГ. – 1978. – 170 с.