

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка дипломного проекту містить: 70 с., 10 рис., 14 табл., 34 джерела технічної літератури.

Об'єктом дослідження є шахтне поле рудника № 1,3 ДП "Артемсіль".

Мета роботи – розрахунок параметрів для підготовки і відробки запасів кам'яної солі.

Методи дослідження: метод інженерного аналізу та техніко-економічних розрахунків.

Розроблено порядок і способи підготовки і відробки панелі. Упроваджена передова техніка і технологія в камері (прохідницько-очисний комплекс що складається з комбайна Урал-20КСА, бункер-перевантажувача БП-15, самохідного вагону 5ВС-15М). Розроблена схема транспорту в камері і по магістральних транспортних виробках, прийняте рішення по провітрюванню панелі, передбачені необхідні заходи щодо охорони праці та протиаварійного захисту.

В спеціальній частині вирішені питання, пов'язані з розрахунком розмірів охоронних міжкамерних ціликів. Було обгрунтовано форму камер та форму ціликів. Запропоновано залишити прямокутну форму камер та прямокутну форму ціликів. При цьому коефіцієнт вилучення складе 0,33. Геометричні параметри при камерній відробуці складуть: ширина камери – 16,5 м, ширина міжкамерних ціликів – 27 м, ширина панельного цілика – 40 м.

Результати виконаної роботи рекомендуються до використання технічним, технологічним і економічним службам рудника № 1,3 при розробці програми розвитку гірничих робіт та складанні бізнес-планів.

РУДНИК, ПІДГОТОВКА, ПЛАСТ, БУНКЕР-ПЕРЕВАНТАЖУВАЧ, САМОХІДНИЙ ВАГОН, ЦІЛИКИ, РЕНТАБЕЛЬНІСТЬ.

ЗМІСТ

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	9
2 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ.....	13
2.1 Розробка основних напрямків проекту	13
2.2 Технологічні схеми ведення очисних робіт	14
2.3 Розкриття, підготовка і система розробки.....	15
2.4 Паспорта ведення гірничих робі, проведення та кріплення підземних виробок.....	19
2.5 Охорона праці.....	50
2.6 Спеціальна частина проекту	52
ВИСНОВОК	67
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ	68

ВСТУП

Артемівське родовище кам'яної солі, яке експлуатується ДП «Артемсіль», є одним із кращих родовищ як за запасами і якістю корисної копалини, так і за сприятливими гірничо-геологічними умовами відпрацювання. За минулі 130 років розробки родовища відпрацьовані запаси шахтних полів на значних площах. Видобуток солі здійснювався із Брянцівського, Підбрянцівського й частково Надбрянцівського пластів.

За багаторічну експлуатацію границі шахтних полів на родовищі вибиралися по кожному пласту відособлено, без їхньої ув'язки й без обліку повноти вилучення корисної копалини, що суперечить вимогам основ законодавства про надра. У процесі розробки ряд соляних рудників по різних причинах були покинуті й затоплені, що істотно ускладнює ведення гірських робіт на родовищі з погляду гідроізоляції діючих нині рудників.

В даному проекті вирішені питання щодо визначення балансових запасів корисних копалин, загальнорудничні і експлуатаційні втрати по виїмкових одиницях (панелям) і ділянкам в цілому, підготовки панелей до відпрацювання, технології очисної виїмки камер, транспорту солі, вентиляції гірничих виробок, електропостачання, а також передбачені необхідні заходи з охорони праці, охорони надр.

Проект 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 проект, метою якого є відробка виймальної ділянки Підбрянцевського пласта рудника № 1,3 ДП "Артемсіль", виконаний на основі реальних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов. Обсяг розв'язуваних у проекті задач відповідає вимогам виданого завдання.

1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

1.1 Геологія родовища

1.1.1 Загальні відомості про рудник

Рудник № 1,3 знаходиться в м. Соледар Донецької області і входить до складу ДП "Артемсіль".

Проммайданчик рудника пов'язаний із залізничною магістраллю під'їзними шляхами довжиною 3 км, що примикають до магістральних шляхів на станції Сіль Донецької залізниці.

Джерелом електроенергії є ЛЕП 110 кВ системи "Донбасенерго".

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

1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

1.1.2.1 Стратиграфія і літологія

Згідно з даними тресту "Артемгеологія" в геологічній будові родовища беруть участь пермські, палеогенові, неогенові і четвертинні відкладення.

Пермські відкладення представлені двома світами - Дроновскою, що відноситься до верхньопермських відкладень, і соленосою Слов'янської світою, що відноситься до нижньопермських відкладень.

У розрізі Слов'янської світи налічується до 18 шарів кам'яної солі, потужністю від 0,6 до 46 м. Промислове значення мають три основні пласта солі - Надбрянцевській, Брянцевський і Підбрянцевський.

Рудник № 1,3 розробляє Брянцевський пласт кам'яної солі, який на ділянці № 3 залягає на глибині 180-200 м, і має середню потужність 40 м.

1.1.2.2 Тектоніка

В тектонічному відношенні гірничий відвід рудника № 1,3 приурочений до північно-західного крила Артемівської антиклінали з пологим до 5 ° кутом падіння. Тектонічними порушеннями Підбрянцевський пласт не ускладнений.

1.1.2.3 Якісна характеристика солі

Підбрянцевській пласт складнений білою, крупно і гігантозернистою сіллю. По всьому пласту більш-менш рівномірно через 0,1-0,2 м простежуються тонкі прожилки потужністю 1,0-3,0 м ангідритів-карбонатно-глинистої породи ("річні кільця"). У покрівлі і підшві пласта відзначається забруднення кам'яної солі глинистим матеріалом і окремими гнездовідними включеннями ангідриту.

За хімічним складом Підбрянцевській пласт на родовищі є найчистішим пластом. Вміст корисних і шкідливих компонентів в Підбрянцевском пласті коливається в наступних межах:

NaCl - від 96,58 до 99,60%;

Ca SO - 0,921%

Mg SO - 0,163%

Na SO - 0.207%

Ca²⁺ - від 0,08 до 0,89%;

Md²⁺ - від 0,01 до 0,06%;

Na⁺ - від 0,2 до 0,4 %

SO²⁻ - від 0,13 до 2,08%;

Cl - 59.659%

нерозчинний залишок - от 0,08 до 0,59%.

Наведений зміст основних компонентів в Підбрянцевском пласті дозволяють говорити про те, що сортність кам'яної солі змінюється від II сорту до вищого.

1.1.2.4 Гідрогеологічні умови

На ділянці родовища водоносними породами четвертинних відкладень є піщано-галькові відкладення, які мають поширення в заплавної частині долин річок Бахмутки і М.Плотви. Безпосереднього впливу дані відкладення на обводненість гірських виробок в пластах солі не мають, але вони можуть мати зв'язок з водоносними горизонтами дроновской і слов'янської світи.

Водоносні горизонти дроновской світи приурочені до тріщинуватих пісковиків. Води відкладень дроновской світи безпосередньої загрози для обводнення гірських виробок не уявляють внаслідок того, що пласти солі відокремлені від них потужними пачками водопроникних порід, представленими перешаровуються аргілітами і ангідриду.

На глибоких горизонтах, де породи слов'янської світи не зазнали істотних змін, в цій світі відсутні будь-які водоносні горизонти, і гірничі виробки зазвичай є сухими. Породи слов'янської світи в поверхневій зоні зазнають значних змін як за складом, так і за умовами Надбрянцевській і Брянцевський пласти солі. Найбільшою обводненістю відрізняються ділянки, приурочені до гідрогеологічної мережі і зон сучасного вилуговування пластів кам'яної солі.

Притоки води в стовбури та гірничі виробки рудників пов'язані або з наявністю в кам'яної солі та гіпсі порожнин вилуговування з розсолами, або з потужними і витриманими по площі водоносними горизонтами, приуроченим до вапняків S₃ і S₂, підстилаючими Брянцевський і Підбрянцевській пласти.

Зазвичай в гірничі виробки діючих копалень ДП "Артемсіль" приток води з вапняків S₃ і S₂ не спостерігається.

З описаного вище випливає, що для діючих копалень небезпечні тільки зони сучасного вилуговування пластів кам'яної солі.

У рекомендаціях ВНПсоль, на підставі геолого-розвідувальних робіт, проведених ПГО «Донбасгеологія», зазначено, що зона вилуговування Надбрянцевского пласта на ділянці №3 рудника №1,3 суха і що при збереженні помилки водних порід 40-85 м дана зона не зробить негативного впливу на відпрацювання нижчих шарів.

Тільки в районі затопленого рудника ім. Шевченка і на південь від нього зона вилуговування Надбрянцевського пласта, за даними деяких свердловин, обводнена.

1.1.2.6 Гірничо-геологічні умови

Пласт Брянцевський представлений дрібно і середньокристалічною сіллю білого кольору, прозорою, іноді матовою.

У покрівлі пласта залягає темно-сірий щільний ангідрит потужністю від 0,3 до 1,9 м, з прошарками глинистого доломіту і включеннями кристалів солі розміром до 0,5 см.

У ґрунті пласта залягає також ангідрит світло і темно-сірий, кавернозні, тріщинуватий, потужністю 1,0 м. Каверни і тріщини заповнені кристалами солі. Нижче ангідриту залягає карбонатний горизонт, представлений пачкою вапняків і доломіту, з прошарками аргілітів і ангідриту. Потужність цього горизонту становить от 14,5 до 14,8 м / 1 /.

За ступенем впливу на організм людини соляна пил (аерозоль) є помірно небезпечною речовиною і відноситься до 3-го класу небезпеки за ДСТУ 12.1.005-88 (п. 775).

Харчова кухонна сіль не токсична, пожежо - і вибухобезпечна.

1.2 Границі і запаси шахтного поля

Границі північної ділянки блоку 4А, що приймається до проектування:

- на півночі – північна границя шахтного поля;
- на заході – границя з майбутнім блоком 5А;
- і на півдні – границя з відпрацьованою частиною шахтного поля;
- на сході – східна границя шахтного поля.

Балансові запаси блоку складуть:

$$Q_c = S_1 \cdot m_2 \cdot \gamma_c, T, \quad (1.1)$$

$$Q_c = 235000 \cdot 29,4 \cdot 2,11 = 145779900 \text{ т.}$$

Класифікація втрат кам'яної солі.

Класифікація втрат кам'яної солі прийнята відповідно до «Інструкції по визначенню і обліку втрат кам'яної солі при видобутку підземним способом на рудниках ДПО «Артемсіль» [3].

Всі втрати кам'яної солі діляться на два класи: загальнорудничні (1 клас), експлуатаційні (2 клас). Вони обчислюються у вагових одиницях (тон) і у відсотках (%) від балансових запасів виїмкових одиниць (ділянок, панелей).

Класифікація втрат кам'яної солі по західній ділянці.

До загальнорудничних втрат по західній ділянці віднесені балансові запаси:

- в панельному цілику;
- в міжкамерних ціликах;

- в цілику у збірному конвеєрного і вентиляційного штреків (у південної границі ділянки);
- в цілику у транспортного і вентиляційного штреків (у північної границі ділянки).

До експлуатаційних втрат віднесені втрати кам'яної солі в масиві (1 група) і втрати відбитої солі (2 група).

До експлуатаційних втрат в масиві на західній ділянці віднесені балансові запаси:

- в цілику у нижньої і верхньої флангових виробок;
- в цілику у нижньої і верхньої розсічних виробок;
- в ціликах в ґрунті очисних камер;
- в ціликах в покрівлі очисних камер;
- нерівностях (виступах) на стінах очисних камер.

До втрат відбитої кам'яної солі віднесені:

- втрати відбитої солі на ґрунті очисних камер;
- втрати відбитої солі в місцях навантаження, розвантаження і при транспортуванні.

До загальнорудничних втрат по блоку 4А віднесені:

- в цілику у геологорозвідувальної свердловини № 553;
- в панельних ціликах;
- в міжкамерних ціликах;
- в цілику у розсічних виробок;
- в ціликах у флангових виробок

До експлуатаційних втрат віднесені втрати кам'яної солі в масиві (1 група) і втрати відбитої солі (2 група).

До експлуатаційних втрат в масиві віднесені балансові запаси:

- в ціликах в ґрунті очисних камер;
- в ціликах в покрівлі очисних камер;
- в цілику у обхідної виробки;
- в ціликах у міжкамерних конвеєрних виробок в межах камер;
- нерівностях (виступах) на стінах очисних камер.

До втрат відбитої кам'яної солі віднесені:

- втрати відбитої солі на ґрунті очисних камер;
- втрати відбитої солі в місцях навантаження, розвантаження і при транспортуванні.

Розрахунок втрат кам'яної солі по проєктованим ділянкам.

Втрати кам'яної солі в міжкамерних ціликах визначаються за формулою:

$$П_1 = (\Sigma L_1 \cdot a_1 \cdot m_i - W_1) \cdot \gamma_{cs}, T, \quad (1.2)$$

де ΣL_1 – сумарна довжина міжкамерних ціликів панелі, м;

a_1 – ширина міжкамерних ціликів в панелі, м;

m_i – висота цілика, м;

W_1 – обсяг міжкамерних збійок, пройдених в цілику, м³;

γ_c – щільність кам'яної солі в масиві, т/м³.

Втрати кам'яної солі в панельному цілику між панелями визначаються за формулою:

$$\Pi_2 = (L_2 \cdot a_2 \cdot m_i - W_2) \cdot \gamma_c, \text{ т}, \quad (1.3)$$

де L_2 – довжина половини панельного цілика між панелями, м;

a_2 – ширина половини панельного цілика, м;

W_2 – обсяг збійок, пройдених в цілику, м³.

Втрати кам'яної солі в цілику у північній границі ділянки.

Втрати кам'яної солі в цілику біля транспортного і вентиляційного штреків (у північній границі ділянки) визначаються за формулою:

$$\Pi_3 = (S_3 \cdot m_i - \Sigma W_3) \cdot \gamma_c, \text{ т}, \quad (1.4)$$

де S_3 – площа цілика біля північної границі ділянки, м²;

ΣW_3 – обсяг збійок і штреків, пройдених в цілику, м³.

Сумарні загальнорудничні втрати по панелі складуть:

$$\Pi = \Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3, \text{ т}, \quad (1.5)$$

Втрати кам'яної солі в нерівностях на стінах камер.

Втрати кам'яної солі в нерівностях на стінах очисних камер, що проводяться комбайном, визначаються за формулою:

$$\Pi_8 = \Sigma L_8 \cdot S_i \cdot \gamma_c, \text{ т}, \quad (1.6)$$

де ΣL_8 – сумарна довжина очисних камер панелі, м;

S_i – площа виступів (нерівностей) по периметру поперечного перерізу очисної камери, м².

Втрати відбитої кам'яної солі.

Згідно «Тимчасовим нормативним експлуатаційним втратам кам'яної солі в підготовчих і очисних гірничих виробках, на підземному транспорті рудників ДП "Артемсіль", втрати складають 0,2 % від видобутих промислових запасів і визначаються за формулою:

$$\Pi_7 = \frac{0,2 \cdot [Q_{\text{бал}} - (\Pi_1 + \Pi_4 + \Pi_5 + \Pi_6 + \Pi_7 + \Pi_8)]}{100}, \text{ т}, \quad (1.7)$$

де $Q_{\text{бал}}$ – балансові запаси кам'яної солі панелі, т.

Сумарні експлуатаційні втрати панелі:

$$\Pi_{\text{експ}} = \Pi_4 + \Pi_5 + \Pi_6 + \Pi_7 + \Pi_8 + \Pi_9, \text{ т}, \quad (1.8)$$

Результати підрахунку видобутих запасів кам'яної солі наведені в табл. 1.2.

Таблиця 1.2 – Балансові запаси, загальнорудникові і експлуатаційні втрати, запаси кам'яної солі блоку 4А

Найменування запасів і втрат кам'яної солі		Блок 4А
1		2
Балансові запаси	тис.т	145780
	%	100
Загальнорудникові втрати:		
У панельних ціликах	тис.т	29860
	%	20,2
У міжкамерних ціликах	тис.т	62580
	%	44,7
У ціликах у західних розсічних виробок	тис.т	2910,3
	%	2,1
У ціликах у північних флангових вентиляційних виробок	тис.т	2930,5
	%	2,2
Разом загальнорудникові втрати	тис.т	101020,6
	%	69,3
Експлуатаційні втрати:		
У цілику між напівпанелями	тис.т	1850,6
	%	1,5
У ціликах покрівлі і ґрунту очисних камер	тис.т	4960,4
	%	5,3
На стінах очисних камер і в нерівностях	тис.т	350,8
	%	0,25
Втрати відбитої кам'яної солі	тис.т	50,6
	%	0,05
Разом експлуатаційні втрати	тис.т	8760,2
	%	7,1
Всього загальнорудникові і експлуатаційні втрати	тис.т	111370,8
	%	76,4
Запаси	тис.т	33400,2
	%	23,6

2 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

2.1 Розробка основних напрямків проекту

Для розробки основних напрямків проекту оцінимо роботу підприємства за останні роки (табл. 2.1).

Таблиця 2.1 – Основні техніко-економічні показники роботи рудника за 2019-2020 роки.

№	Показник	Од. вимір.	Значення		
			2019 р.	2020 р.	%
1	Виробництво солі	тис.т	233	332	142,5
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.	721	745	103,3
5	Чисельність ПВП	чол.	704	727	103,3
6	Рентабельність продукції	%	44,9	44,1	98,2
7	Собівартість солі	грн/т	588,6	602,4	102,3
8	Ціна реалізуємої солі	грн/т	1205,6	1356,4	112,5

В дійсний час в роботі знаходяться пласти Брянцевський і Підбрянцевський.

Схема підготовки ділянок – панельна, система розробки – камерна система розробки високими камерами з розташуванням очисних камер по простяганню.

Гірничопідготовчі виробки проходяться в масиві пластів кам'яної солі комбайнових 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-14А і самохідними вагонами типу 5ВС-15М. Також допускається проходка гірничопідготовчих виробок комбайнами типу Урал-10, а також 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 42 %). 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.

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-20КСА, що працюють в комплексі з бункер-перевантажувачами типу БП-3А і самохідними вагонами типу ВС-15М. Проектом 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 типу ВМ-6М.

Для перепуску видобутої солі на відкатний горизонт передбачаються солеспуски діаметром 500 мм, 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

Виробнича потужність рудника № 1,3 при відпрацюванні проектової панелі прийнята в обсязі 1,0 млн. т на рік.

Режим роботи рудника наступний:

число робочих днів у році - 305;

число робочих днів в тиждень - 6;

число робочих змін з видобутку солі на добу - 2;

тривалість зміни - 6 ч.

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 275 днів [6].

Добова продуктивність рудника за проектом становить:

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

Час відпрацювання панелі при наявності видобутих запасів прийнятої річної продуктивності 1000,0 тис. т складе:

$$T = \frac{33400}{1000} = 33 \text{ роки.} \quad (2.2)$$

2.3 Розкриття, підготовка і система розробки проектуємих ділянок до відпрацювання

2.3.1 Підготовка і система розробки

Порядок підготовки панелі до відпрацювання визначається прийнятою проектом камерною системою розробки. Схема підготовки – панельна, з розташуванням очисних камер панелі по простяганню пласта. З огляду на обмежені терміни відпрацювання очисних камер, проектом передбачено поділ проектованої панелі на дві напівпанелі - 1 та № 2.

Спочатку здійснюється підготовка до відпрацювання напівпанелі № 1, розташованої у західних розсічних виробок, потім напівпанелі № 2.

Підготовка панелі проектом передбачена шляхом проведення гірничо-підготовчих виробок по двом горизонтам: вентиляційному і відкатному.

Основні гірничо-підготовчі виробки (вентиляційні та транспортні) призначені для експлуатації як при відпрацюванні напівпанелі № 1, так і для експлуатації напівпанелі № 2, тому проходяться в початковий період. Проектом передбачена проходка проміжної збійки № 2 для поліпшення провітрювання очисних камер напівпанелі № 2.

Проектом передбачається проходка наступних гірничо-підготовчих виробок на транспортному горизонті:

- панельного конвеєрного штреку;
- переїзду через головний конвеєрний штрек;
- міждукамерних транспортних збіжок № 0, 1, 2, 3, 4 (на перспективну ділянку панелі № 12 з метою експлуатаційної дорозвідки);
- нижньої флангової виробки.

Обсяг гірничо-підготовчих робіт для панелі наведено в табл. 2.2.

На вентиляційному горизонті проектом передбачається проходка наступних гірничо-підготовчих виробок:

- панельного вентиляційного штреку;
- бортових розрізних штреків камер;
- міждукамерних вентиляційних збоек (на перспективну ділянку панелі № 12 з метою експлуатаційної дорозвідки);
- міждугорізонтної виробки;
- проміжної збійки № 2.

Обсяг гірничо-підготовчих робіт по вентиляційному горизонту наведено в табл. 2.3.

Місячні темпи проходки гірничих виробок прийняті згідно СНиП 3.02.03.-84 «Підземні гірничі виробки» з урахуванням поправки на гірничотехнічні умови рудника № 1,3.

Таблиця 2.2 – Обсяги гірничопрохідницьких робіт по транспортному горизонту

Найменування гірничих виробок	Коефіцієнт фор- теці солі по Про- тодьяконову	довжина, м	Перетин, м ²		Обсяг, м ³		Примітка
			в світлі	в проходці	в світлі	в проходці	
1	2	3	4	5	6	7	8
1. Панельний конвеєрний штрек	3	1216,9	23,1	23,1	28110,4	28110,4	
2. Переїзд через головний конвеєрний штрек	3	10,5	перем.	перем.	250,0	250,0	
3. міждукамерна транспортна збійка № 0	3	468,3	23,1	23,1	10817,7	10817,7	
4. міждукамерна транспортна збійка № 1	3	228,3	23,1	23,1	5273,7	5273,7	
5. міждукамерна транспортна збійка № 2	3	218,3	23,1	23,1	5042,7	5042,7	
6. міждукамерна транспортна збійка №3	3	228,3	23,1	23,1	5273,7	5273,7	
7. міждукамерна транспортна збійка №4	3	231,3	23,1	23,1	5343,0	5343,0	
8. Нижня флангова виробка	3	235,8	23,1	23,1	5447,0	5447,0	
9. Ніші, розширення і сполучення виробок	3	перем.	перем.	перем.	1662,2	1662,2	
10. Шпури діаметром 42 мм для контролю ґрунту пласта (384 шт.)	3	1344,0*					*сумарна довжина
Разом					67220,4	67220,4	

Таблиця 2.3 – Обсяги гірничопрохідницьких робіт по вентиляційному горизонту

Найменування гірничих виробок	Коефіцієнт фортеці солі по Протодьяконову	довжина, м	Перетин, м ²		Обсяг, м ³		Примітка
			в світлі	в проходці	в світлі	в проходці	
1	2	3	4	5	6	7	8
1. Панельний вентиляційний штрек	3	1223,5	23,1	23,1	28915,9 *	28915,9 *	*в т.ч. 653,0 м ³ сполучення
2. Бортової розрізний штрек камери № 1	3	663,7	10,5	10,5	10064,4 *	10064,4 *	*в т.ч. 3095,5 м ³ камера розвороту і горловина камери
3. Бортової розрізний штрек камери № 2	3	663,7	10,5	10,5	10064,4 *	10064,4 *	*в т.ч. 3095,5 м ³ камера розвороту і горловина камери
4. Бортової розрізний штрек камери № 3	3	663,7	10,5	10,5	10064,4 *	10064,4	*в т.ч. 3095,5 м ³ камера розвороту і горловина камери
5. Бортової розрізний штрек камери № 4	3	663,7	10,5	10,5	10064,4 *	10064,4 *	*в т.ч. 3095,5 м ³ камера розвороту і горловина камери
6. Камера УРП-6	3	10,0	7,7	9,75	77,0	92,8 *	*з урахуванням врубів під фундамент
7. міждукамерна вентиляційна збірка №1	3	229,3	23,1	23,1	5296,8	5296,8	
8. міждукамерна вентиляційна збірка №2	3	232,3	23,1	23,1	5366,1	5366,1	
9. міждукамерна вентиляційна збірка №3	3	231,3	23,1	23,1	5343,0	5343,0	
10. міждукамерна вентиляційна збірка №4	3	231,3	23,1	23,1	5343,0	5343,0	
11. Шпури діаметром 42 мм для контролю покриття пласта (347 шт.)	3	2082,0 *					* сумарна довжина
12. Солеспуск діаметром 500,0 мм (16 шт.)	3	440,0 *	0,2		88,0	88,0	* сумарна довжина
13. Свердловина для сигналізації діаметром 80,0 мм (12 шт.)	3	330,0 *					* сумарна довжина

14. Свердловина діаметром 90,0 мм для відбору кернів	3	228,0 *					* сумарна довжина
15. Междугоризонтна виробка	3	520,0 *	18,3	18,3	9955,2 *	9955,2 *	* в т.ч. 439,2м ³ сполучення
16. Проміжна збійка №2	3	466,2	23,1	23,1	10769,2	10769,2	
Разом					111411,8	111427,6	

Система розробки.

Для проектуємої панелі справжнім проектом прийнята камерна система розробки високими камерами з розташуванням очисних камер по простяганню Підбрянцевського пласта. З метою дотримання термінів відпрацювання очисних камер, що регламентуються «Методичними вказівками ...» [4], проектом передбачена розбивка панелі на дві напівпанелі (напівпанель № 1 та № 2) і послідовне незалежне їх відпрацювання.

В межах панелі передбачені міждукамерні цілики. Між панелями (проектваною і діючою; проектною панеллю і перспективною) передбачено панельні цілики. Розрахунок міждукамерних і панельних ціликів, кількість камер в панелі, ширина і висота камер, потужність запобіжних ціликів в покрівлі та ґрунті камер розраховані і прийняті відповідно до «Методичних вказівок з розрахунку параметрів системи розробки свити пластів кам'яної солі Артемівського родовища» [4] і «Додатків і змін до методичних вказівок ...» [20]. Для охорони розсічних і флангових вентиляційних виробок передбачені цілики шириною 15,0 м; для охорони виїмкових виробок напівпанелей № 2 передбачені цілики шириною 10,0 м.

Відповідно до прийнятої схемою відпрацювання спочатку відпрацьовується напівпанель № 1, потім напівпанель № 2. Очисні камери напівпанелей відпрацьовуються пошарово зверху вниз за допомогою прохідницько-очисних комбайнів типу Урал-20КСА в два етапи.

Параметри системи розробки панелі. Розрахунок конструктивних елементів.

При камерній системі розробки основними конструктивними елементами є панельні і міждукамерні цілики. Розрахунок панельних і міждукамерних ціликів виконаний відповідно до «Методичних вказівок з розрахунку параметрів системи розробки свити пластів кам'яної солі Артемівського родовища» [4] і «Додатків і змін до методичних вказівок ...» [20].

Розрахунок розмірів охоронних міжкамерних ціликів здійснюємо в спеціальній частині проекту.

2.3.2 Розкриття шахтного поля

Шахтне поле рудника № 1,3 розкриття сімома вертикальними стовбурами:

- вантаж-людський стовбур № 1;
- вентиляційний стовбур № 1-біс;
- скіпо-клітьовий стовбур № 3;

- вантажо-людський стовбур № 2;
- вентиляційний стовбур № 3-біс;
- вентиляційний стовбур № 2-біс;
- вентиляційний стовбур № 3.

Існуючу схему розкриття залишаємо без змін.

2.3.3 Капітальні гірничі виробки

2.3.3.1 Стовбури

Скіпо-клітьовий стовбур обладнаний двухскіповим підйомом для видачі солі, ємність скіпа - 8 т. Стовбур служить також як запасний вихід з підземних гірничих виробок на земну поверхню. У стовбурі розташовуються також сходове відділення і силові кабелі.

Вантажо-людські стовбури № 1 та № 2 призначені для спуску-підйому людей, матеріалів і устаткування, а також служить для подачі свіжого струменя повітря в підземні гірничі виробки рудника. Стовбури обладнані одноклітьовими підйомами (кліть з противагою). У стовбурах розташовуються сходове відділення, труби водовідливу, кабелі.

Вентиляційні стовбури призначені для вентиляції та для аварійного виходу людей на поверхню.

2.3.3.2 Пристовбурний двір і головні розкриваючі виробки

Стовбури рудника мають сполучення з двома основними діючими горизонтами: з відкатним (гор. - 204,0 м) і вентиляційним (гор. - 175,0 м).

Горизонт - 204,0 м є відкатним, де пройдено 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 - 175,0 м є вентиляційним, пройдений у верхній частині пласта і призначений, в основному, для збору і видачі через вентиляційний ствол вихідного струменя повітря.

2.4 Паспорта ведення гірничих робіт, проведення та кріплення підземних виробок

2.4.1 Технологія і механізація очисної виїмки очисних камер

В межах проектової панелі проектом передбачається послідовне відпрацювання напівпанелей: спочатку відпрацьовуються очисні камери напівпанелі № 1, потім – очисні камери напівпанелі № 2.

Технологія очисної виїмки полягає у відпрацюванні очисних камер пошарово зверху вниз виїмковими шарами по висоті камер прохідницько-очисними ком-

байнами типу Урал-20КСА, що працюють в комплексі з самохідними вагонами типу 5ВС-15М.

Перший виїмковий шар (верхнє підсікання) відпрацьовується п'ятьма ходами комбайна Урал-20КСА. Наступні виїмальні шари відпрацьовуються чотирма перекриваючими ходами комбайна Урал-20КСА. Оформлення покрівлі очисної камери до проектного перерізу проводиться комбайном 4ПП-2М після проходки верхньої підсічки (два шари комбайном Урал-20КСА). Відмітка оголень покрівлі очисних камер визначається за результатами експлуатаційної розвідки з відбором і дослідженням керна відповідно до рекомендацій УкрНІСоль.

Технологія очисної виїмки напівпанелі № 1 наступна. Очисні камери напівпанелі № 1 відпрацьовуються в два етапи.

Перший етап (після проведення верхньої підсічки і оформлення стелин камер) полягає в пошаровому відпрацюванні очисних камер з формуванням похилого з'їзду від транспортної верхньої розсічної виробки до половини висоти камери і зворотного (у напрямку) похилого з'їзду в кінці камери з виходом у вентиляційну збійку № 2. Кут нахилу з'їздів 6° .

На другому етапі проводиться погашення похилих з'їздів у транспортній верхній розсічній виробці і формуванням похилих з'їздів у напрямку до головного конвеєрного штреку з виходом на його позначку. Потім здійснюється пошарове відпрацювання камер з погашенням даних з'їздів в напрямку до границі відпрацювання напівпанелі № 1. Висота виїмкових шарів при відпрацюванні їх комбайном Урал-20КСА - 1,8-1,9 м.

Відпрацювання очисних камер напівпанелей № 2 здійснюється наступними двома етапами.

Перший етап (після проведення верхньої підсічки і оформлення стелин камер) полягає в пошаровим відпрацювання очисних камер з формуванням похилого з'їзду від верхньої розсічних вироблення напівпанелей № 2 (вентиляційна збійка № 2) до половини висоти камер і зворотного (у напрямку) похилого з'їзду в наприкінці камер з виходом в північну флангову вентиляційну виробку. Кут нахилу з'їздів 6° .

На другому етапі проводиться погашення похилих з'їздів у верхній розсічних вироблення (збійка № 2) і формування похилих з'їздів у напрямку до транспортної збійки № 2 (нижня розсічна напівпанелі № 2). Потім здійснюється пошарова відпрацювання камер з погашенням даних з'їздів у напрямку до кордону відпрацювання напівпанелі № 2. Висота виїмкових шарів при відпрацюванні їх комбайном Урал-20КСА – 1,8-1,9 м.

Для транспорту видобутої солі в междукамерних транспортних збійках встановлюються стрічкові конвеєри, на які кам'яна сіль надходить з солеспусков. Для охорони междукамерних транспортних сбоек проектом передбачається в межах очисних камер тимчасові технологічні цілики, які погашаються за допомогою комбайнів після демонтажу конвеєрів.

Виїмка очисної камери починається з проходки по верхньому шару розрізного штреку для забезпечення провітрювання камери за рахунок общерудничної депресії і забезпечення виходу на вентиляційні виробки.

Проведення верхнього виїмкового шару здійснюється шляхом розширення розрізного штреку до проектної ширини камери рівній 16,0 м комбайном Урал-20КСА з подальшим оформленням склепіння камери комбайном 4ПП-2М по позначці, визначеної рекомендаціями УкрНІСоль за результатами кернавого буріння. Розрізні штреки очисних камер проходяться з дотриманням пачки кам'яної солі між покрівлею штреків і покрівлею Брянцевський пласта рівній 5,5-6,0 м. Перший хід в шарі передбачений по борту очисної камери. Для забезпечення рівномірного навантаження на робочий орган комбайна необхідно чергувати проходку першого ходу то по правому, то по лівому борту камери.

Для забезпечення перегону комбайнів, в разі необхідності, з камери в камеру на рівні будь-якого виїмкового шару проектом передбачається в напівпанелі № 2 вентиляційна збійка № 4 - розрізна, тобто збійка знижується в міру відпрацювання шарів.

У міру відпрацювання виїмкових шарів в камерах в їх торцях у флангових вентиляційних і виїмкових розсічних виробок обладнуються запасні виходи. Після відпрацювання очисної камери в її горловинах встановлюються глухі перемички.

Для забезпечення сигналізації між пунктом завантаження солеспуска і конвеєром відкатного горизонту проектом передбачаються технологічні свердловини для прокладки сигнальних кабелів.

Буріння солеспусків проектом передбачено буровою машиною БГА-2М.

Розрахунок продуктивності і визначення необхідної кількості очисних комплексів

Розрахунок експлуатаційної продуктивності очисного комплексу, який складається з комбайна типу Урал-20КСА і самохідного вагона 5ВС-15М виконаний відповідно до «Керівництва з проектування технології машинної видобутку кам'яної солі» [6].

Середня технічна продуктивність комбайна при пошаровій виїмці визначається за формулою:

$$Q_k = K_3 \cdot Q_k, \text{ т/хв}, \quad (2.3)$$

де K_3 - коефіцієнт використання площі робочого органу комбайна визначається зі співвідношення

$$K_3 = S/S_{\Pi} \quad (2.4)$$

де S , S_{Π} - площі забою відповідно бокового ходу і вироблення повного перетину, м^2 ;

$$K_3 = 8,0/10,5 = 0,76.$$

$Q_k = 5 \text{ т / хв}$ - технічна продуктивність комбайна Урал-20КСА при забої повного перетину.

тоді

$$Q_k = 0,76 \cdot 5 = 3,8 \text{ т/хв.}$$

Час повного циклу самохідного вагона складе

$$T_y = 2 \times \frac{L_k}{v} + t_p + \frac{q}{Q_k} = 2 \times \frac{105}{105} + 1,2 + \frac{15}{3,8} = 7,1 \text{ хв,} \quad (2.5)$$

де L_k - середня відстань доставки солі, $L_k = 105$ м;
 v - еквівалентна швидкість руху самохідного вагона, $v = 105$ м / хв;
 t_p - час розвантаження самохідного вагона, $t_p = 1,2$ хв;
 q - вантажопідйомність вагона, $q = 15$ т.

Середня технічна продуктивність комплексу Q_{tr} визначена за формулою

$$Q_m^{cp} = \frac{q}{\frac{L_c}{v} + t_p + \frac{q}{Q_k}} = \frac{15}{\frac{90}{105} + 1,2 + \frac{15}{3,8}} = 2,5, \text{ т/хв,} \quad (2.6)$$

де $L_c = L_k - L_z = 105 - 15 = 90$ м - середня довжина одного ходу комбайна;
 L_z - середня довжина ділянки зарубки, $L_z = 15$ м.

Тривалість відпрацювання заходки визначена за формулою

$$T_k = T_z + T_{np} + T_o = 1 + S_L \cdot L_c \cdot \gamma_c / Q_m^{cp} \cdot t_{cm} \cdot K_{uc} + L_c / v_n, \text{ змін,} \quad (2.7)$$

де T_z - час зарубки шару, $T_z = 1$ зміна;
 S_L - площа забою заходки, $S_L = 8,0$ м²;
 γ_c - щільність кам'яної солі в масиві, $\gamma_c = 2,11$ т / м³;
 t_{cm} - тривалість зміни, $t_{cm} = 360$ хв;
 K_{uc} - коефіцієнт використання комбайна в зміні, $K_{uc} = 0,55$;
 v_n - швидкість перегону комбайна, $v_n = 120$ м / зміну.
 тоді

$$t_k = 1 + 8,0 \cdot 90 \cdot 2,11 / 2,5 \cdot 360 \cdot 0,55 + 235/120 = 4,8 \text{ змін.} \quad (2.8)$$

Експлуатаційна продуктивність комплексу при відпрацюванні камери визначена за формулою

$$Q_{\text{экс}} = S_k \cdot L_k \cdot \gamma / n \cdot T, \text{ т/зміну} \quad (2.9)$$

де S_k - площа поперечного перерізу камери, $S_k = 526,4$ м²;
 n - середня кількість ходів комбайна в камері, $n = 68$.

$$Q_{\text{экс}} = 526,4 \cdot 105 \cdot 2,11 / 68 \cdot 4,8 = 357,3 \text{ т/зміну.} \quad (2.10)$$

Проектом прийнято $Q_{\text{экс}} = 360$ т / зміну.

Необхідна кількість очисних комплексів визначено за формулою

$$N_k = A_{год} / Q_{экс} \cdot n_{см} \cdot T_{год}, \text{ шт.}, \quad (2.11)$$

де $A_{год}$ - річна продуктивність одного проектованої ділянки, $A_{год} = 1000\ 000$ т / рік;

$n_{см}$ - кількість змін по видобутку солі на добу, $n_{см} = 2$ зміни;

$T_{год}$ - річний фонд роботи комбайна з урахуванням планових ремонтів, $T_{год} = 275$ днів.

$$N_k = 1000000 / 360 \cdot 2 \cdot 275 = 5,0 \text{ шт.}$$

Згідно з графіком організації робіт проектом прийнято на видобувних роботах використання: чотири комбайни Урал-20КСА, що працюють у двозмінному режимі, які забезпечують проектну виробничу потужність рудника з видобутку солі.

2.4.1.1 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 $5 \text{ м}^3/\text{с}$ повітря. Тупикові вибої провітрюються примусовою вентиляцією за допомогою вентилятора місцевого провітрювання ВМ-6М.

Свіже повітря в гірничі виробки надходить по клітьовому стволу. 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 панелей. 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 надходить в скіповий ствол.

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.

2.4.1.2 Енергопостачання

Запитка споживачів панелі здійснюється від дільничних пересувних трансформаторних підстанцій які встановлюються в нішах транспортних збірок, через свердловини до фідерних пускачів, встановленим в камері.

Електропостачання дільничних пересувних трансформаторних підстанцій, задіяних для живлення електроприймачів панелі здійснюється від УРП.

2.4.1.3 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.

2.4.1.4 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 різні боки у виробці (різі). Прокладка і впорядкування електрокабельного господарства в камері проводиться при повному відключенні електроенергії, використовуючи засоби індивідуального захисту (діелектричні рукавички, боти, килимки).

2.4.1.5 Організація робіт з видобутку солі

Видобуток солі в очисних камерах панелей здійснюється прохідницько-очисними комбайнами Урал-20КСА, що працюють в комплексі з самохідним вагоном 5ВС-15М.

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 5ВС-15М. 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 5ВС-15М 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.

2.4.1.6 Організація робіт по відгону-перегону комбайнів Урал-20КСА в комплексі з самохідним вагоном 5ВС-15М

Відгін-перегін комбайнів Урал-20КСА 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, змащує, 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 5ВС-15 на відстань 25 м від комбайна і зачалує 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 зачалується 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.

2.4.1.7 Організація робіт по проведенню зарубки і виконанню маневрових робіт перед зарізкою комбайна Урал-20КСА

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 5ВС-15 до навантажувального органу комбайна правою передньою частиною.

2.4.1.8 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 керуваності 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 заміни зубків на комбайні без відключення і блокування електрообладнання.

2.4.1.9 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:

$$N_{\text{від}} = N_{\text{зд}} \cdot N_{\text{зм}} = 3 \cdot 3 = 9 \text{ (чол)} \quad (2.13)$$

$$N_{\text{повр}} = N_{\text{зм}} \cdot (N_{\text{деж. сл}} + N_{\text{ел. сл}}) + N_{\text{рем.см}} = 3 \cdot 2 + 3 = 9 \text{ (чол)} \quad (2.14)$$

$$N_{\text{яв}} = N_{\text{сд}} + N_{\text{повр}} = 9 + 9 = 18 \text{ (чол)} \quad (2.15)$$

Продуктивність праці робочих складе:

$$P_{\text{т.сд}} = \frac{A_{\text{сут}}}{N_{\text{сд}}} = \frac{1622,1}{9} = 180,2 \text{ т/вих.} \quad (2.16)$$

Продуктивність праці ділянки здобичі визначаємо по формулі:

$$P_{\text{т.доб.уч}} = \frac{A_{\text{сут}}}{N_{\text{яв}}} = \frac{1622,1}{18} = 90,11 \text{ т/вих.} \quad (2.17)$$

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 пласта. Згідно методичних вказівок [4], залежно від фізико-механічних властивостей кам'яної солі кріплення виробок не проводиться. Для оберігання виробок від впливу вмещаючих 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].

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	-

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

$$B_{\text{пр}} = a + b + m + c + l_{\text{п}}, \quad (2.18)$$

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

b - мінімальна, за правилами безпеки, ширина конвейера, 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–20КСА.

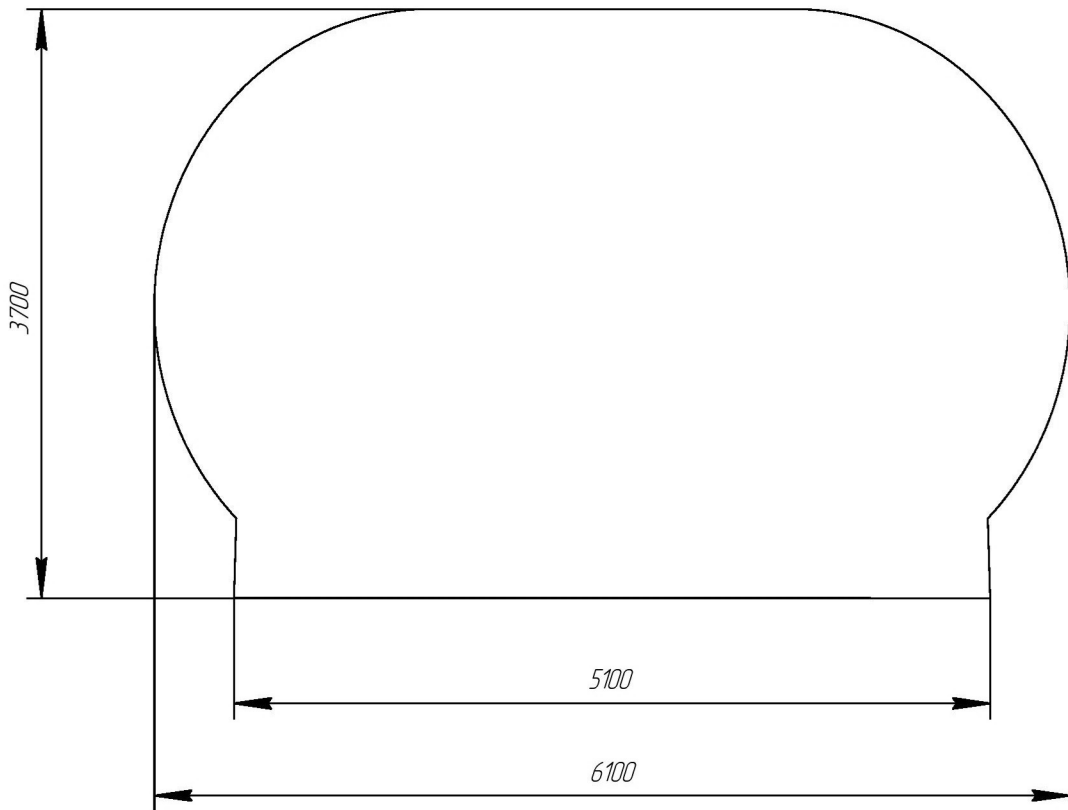


Рисунок 2.1 – Схема перетину виробок

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 Брянцевського 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.

$$\frac{M}{W} = \frac{\sigma_{изг}}{n}, \quad (2.19)$$

де M – момент, що максимально вигинає, Н м;
 W – момент опору, м²;
 $\sigma_{\text{изг}}$ – прибудова міцності при вигині потолочини балки, Па;
 n – коефіцієнт запасу міцності.

$$M = 3 \cdot l_{\text{п}}^2 \cdot \gamma_{\text{с}}, \quad (2.20)$$

$$W = 8 \cdot h, \quad (2.21)$$

$$\frac{3 \cdot l_{\text{п}}^2 \cdot \gamma_{\text{с}}}{8 \cdot h} = \frac{\sigma_{\text{изг}}}{n}, \quad (2.22)$$

де h – потужність запобіжної пачки солі, м;
 $\gamma_{\text{с}}$ – питома вага солі, Н/м²;
 $l_{\text{п}}$ – ширина прольоту виробки, м.
 Отже:

$$h = \frac{3 \cdot l_{\text{п}}^2 \cdot \gamma_{\text{с}} \cdot n}{8 \cdot Q_{\text{изг}}} = \frac{3 \cdot 6,1^2 \cdot 2,1 \cdot 10^4 \cdot 3}{8 \cdot 3,5 \cdot 10^6} = 0,25 \text{ м.} \quad (2.23)$$

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-20КСА, 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 – 20КСА

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, мі	9,0
Швидкість руху по горизонталь-ному шляху без вантажу, км/ч	9,0
Найбільший ухил шляху, подолан-ний навантаженим ва-гоном, 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 – 20КСА 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:

$$L_{кр} = \frac{V}{2} \cdot \left[\frac{q}{Q_k} - t_p \cdot (1 - K_{п}) \right], \quad (2.24)$$

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

q – вантажопідйомність самохідного вагону, т;

Q – технічна продуктивність комбайна, т/хв;

$K_{п}$ – коефіцієнт простою комбайна;

t_p – час розвантаження самохідного вагону, хв.

$$L_{кр} = 150 \cdot \left[\frac{15}{5} - 1,2 \cdot (1 - 0,5) \right] = 265 \text{ м.}$$

Відстань між солеспусками $L_c = 220$ 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:

$$Q_T^{ср} = Q_T = \frac{q}{\frac{L}{V} + \frac{q}{Q_k} + K_{п} \cdot t_p} = \frac{15}{\frac{15}{5} + 0,5 \cdot 1,2} = 3,21 \text{ м/хв.} \quad (2.25)$$

Змінна швидкість проведення виробок комбайном визначається по формулі:

$$V_{см} = \frac{Q_{см}}{\gamma \cdot S} \cdot K_{п}, \quad (2.26)$$

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

γ – щільність кам'яної солі, т/м³;

S – площа поперечного перетину прохідної виробки, м²;

$$V_{см} = \frac{350}{2,10 \cdot 20,2} = 8,0 \text{ м/змін.}$$

Час проведення міжкамерної конвейерної збійки визначаємо по формулі:

$$V_{вир} = \frac{L_{вир}}{V_{см}}, \quad (2.27)$$

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

$$V_{\text{вир}} = \frac{7590,48}{8} = 948,8 \text{ змін} \quad (2.28)$$

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 конвейє- рний штрек	3	192	20,2	20,2	3878,4	3878,4
Північний венти- ляційний панель- ний штрек	3	1200	20,2	20,2	24240	24240
Міжкамерні кон- вейєрні збійки пан- елі №9	3	185*5	20,2	20,2	18685	18685
Західний вентиля- ційний штрек	3	185	20,2	20,2	3737	3737
Виємочна розсічна	3	192	20,2	20,2	3878,4	3878,4
Північний венти- ляційний штрек	3	1200	20,2	20,2	24240	24240
Вентиляційні збій- ки панелі №9	3	185*2	20,2	20,2	18685	18685
Західний вентиля- ційний штрек 1 ярусу	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:

$$n_{\text{я}} = n_{\text{см}} \cdot n_{\text{пр}} = 3 \cdot 3 = 9 \text{ чол.} \quad (2.29)$$

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:

$$n_{\text{сс}} = n_{\text{я}} \cdot K_{\text{сп}}, \quad (2.30)$$

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

$$n_{\text{сс}} = 9 \cdot 1,17 = 10 \text{ чол.}$$

Комплексну норму виробітку визначаємо по формулі:

$$K_{\text{нв}} = \frac{V_{\text{см}}}{n_{\text{пр}}} = \frac{8,0}{3} = 2,6 \text{ м/чол.зміну.}$$

Продуктивність прохідника на вихід визначаємо по формулі:

$$\Pi = K_{\text{нв}} \cdot K_{\text{сп}} = 2,6 \cdot 1,17 = 3,05 \text{ м/вихід.} \quad (2.31)$$

Місячна швидкість проходки виробітки визначаємо по формулі

$$V_{\text{мес}} = \frac{T_{\text{см}} \cdot n_{\text{см}}}{T_{\text{ц}}} \cdot V_{\text{см}} \cdot n_{\text{д}}, \quad (2.32)$$

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

$$V_{\text{мес}} = \frac{6 \cdot 3}{6} \cdot 8,0 \cdot 25 = 600 \text{ м/міс.}$$

Розраховуємо час і складаємо графік організації робіт.
Час виїмки маси комбайном визначається по формулі

$$t_{\text{в}} = \alpha \cdot T_{\text{см}}, \quad (2.33)$$

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

$$\alpha = \frac{T_{\text{см}} - t_{\text{пс}} - t_{\text{р}}}{T_{\text{см}}} = \frac{360 - 20 - 10}{360} = 0,917. \quad (2.34)$$

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-20КСА представлений на листі 3 графічної частини.

Таким чином, при швидкості проведення $V_{\text{зм}} = 8,0$ м/зм виробку плануємо провести за:

$$t_{\text{в}} = \frac{L}{V_{\text{сут}}} = \frac{57590,48}{48,0} = 1199,82 \text{ днів.} \quad (2.35)$$

2.4.3 Транспортування солі

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

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

Після системою конвейерів 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 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 (діаметром 500 мм) самопливом здобута сіль перепускається на стрічкові конвейери, встановлені в гірничих виробках відкатного горизонту.

По магістральним транспортним виробкам здобута сіль транспортується стрічковими конвейерами 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	Паказники
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	Паказники
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 ($d = 500$ мм) через який сіль поступає на стрічковий конвейєр 1Л-100, розташований в міжкамерній конвейєрній збійці, з нього сіль поступає на стрічковий конвейєр 1ЛУ-120, розташований в транспортному штреку, з нього сіль поступає в магістральну транспортну виробку на стрічковий конвейєр 1ЛУ-120, звідки сіль системою стрічкових конвейєрів транспортується до конвейєрного ходку по якому конвейєром 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 виймкових ділянок

Розрахунок витрати повітря, необхідного для провітрювання виймкових 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:

$$Q_{з.п} = 6 \cdot n_{з.п}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.36)$$

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:

$$Q_{з.п} = 60 \cdot V_{п \text{ min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.37)$$

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-20КС", м^2 , $S = 20,2 \text{ м}^2$.

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

Витрати повітря по пиловому фактору:

$$Q_{з.п} = 60 \cdot V_{\text{min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.38)$$

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 № 8 приймаємо по найбільшому значенню $Q_{з.п} = 181,8 \text{ м}^3/\text{хв}$. Тоді необхідна продуктивність ВМП буде дорівнювати:

$$Q_{в} = K_{\text{ут.гр}} \cdot Q_{з.п}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.39)$$

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

Розрахунок необхідної кількості повітря для наскрізного провітрювання чотирьох камер панелі № 8.

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

$$Q_k = 6 \cdot n_{3,п}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.40)$$

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:

$$Q_k = 60 \cdot V_{п \text{ min}} \cdot S_{к.с}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.41)$$

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:

$$Q_k = 18,4 \cdot \sqrt{A_{п.к} \cdot S_{к.с}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.42)$$

де $A_{п.к}$ – технічна продуктивність комбайна, т/год. Для Урал-20КСА $A_{п.к} = 7$ 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 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:

$$\sum Q_{\text{діл}} = Q_v + \sum Q_k, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.43)$$

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

2.4.4.2 Розрахунок витрати повітря для провітрювання тупикового забою виробки

Оскільки розрізні штреки ярусних камер, що готуються, проектом передбачено проходити комбайном Урал-20 КСА, то розрахунок витрати повітря для за-

бою тупикої виробки виконаний для забою комбайна Урал-20 КСА, 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:

$$Q_{\text{зп}} = 60 \cdot V_{\text{мін}} \cdot S_{\text{в}} = 60 \cdot 0,15 \cdot 20,2 = 181,8 \text{ м}^3 / \text{мин} = 3,03 \text{ м}^3 / \text{с}. \quad (2.44)$$

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

$$Q_{\text{зп}} = 60 \cdot V_{\text{мін.эф}} \cdot S'_{\text{в}}, \quad (2.45)$$

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 .

$$S'_{\text{в}} = S_{\text{в}} - S_{\text{об}} = 20,2 - 7 = 13,2 \text{ м}^2 \quad (2.46)$$

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

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

$$Q_{\text{зп}} = 6 \cdot n_{\text{л}} = 6 \cdot 6 = 36 \text{ м}^3 / \text{мин} = 0,6 \text{ м}^3 / \text{с}. \quad (2.47)$$

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

Витрата повітря для провітрювання забою тупикої 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:

$$Q_{\text{ВМП}} = K_{\text{ут.тр}} \cdot Q_{\text{т}}, \quad (2.48)$$

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:

$$h = R_{\text{тр}} \cdot \left(\frac{0,59}{K_{\text{ут.тр}}} + 0,41 \right) \cdot Q_{\text{ВМП}}^2, \quad (2.49)$$

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

Для трубопроводу з гнучких вентиляційних труб R визначається з виразу:

$$R_{\text{тр}} = r \cdot (l_{\text{тр}} + 20 \cdot d_{\text{тр}} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр}} \cdot n_2), \quad (2.50)$$

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-6М.

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 $Q_{B,p}=4,15\text{ м}^3/\text{с}$, а фактична депресія $h_{B,p}=102\text{ дПа}$.

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

$$Q \geq 1,43 \cdot Q_{\text{ВМП}}, \quad (2.51)$$

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

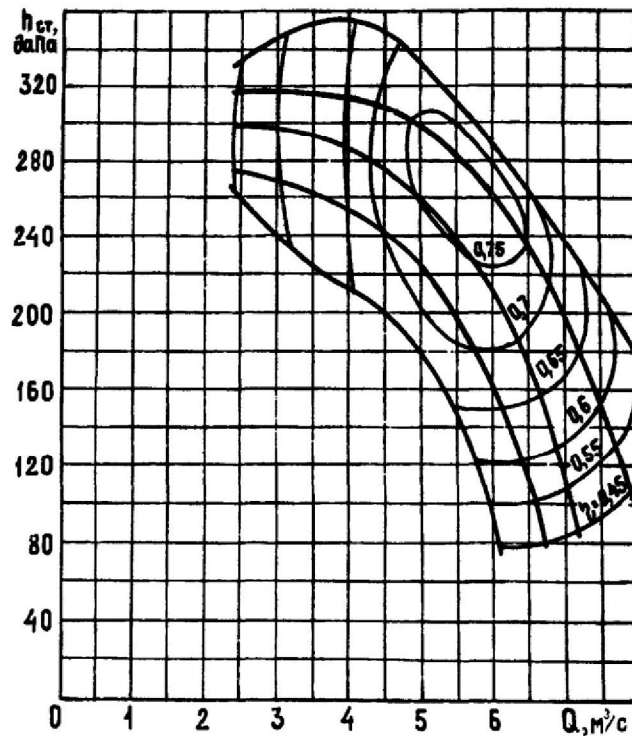


Рисунок 2.2 – Аеродинамічна характеристика вентилятора ВМ-6М

2.4.5 Енергопостачання

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

$$S_p = \frac{K_c \cdot P_{\text{ном } \Sigma}}{\cos \varphi_{\text{cp}}}, \quad (2.52)$$

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;

$\cos \varphi_{\text{cp}}$ - 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 № 11, наведені в таблиці 3.1.

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 Комплексне знепилювання

Прийняте проектом розташування вентилятора на вихідному струмені після рассолосборника сприяє максимальному насиченню рудникового повітря вологою, а значить, і максимальному його очищенню від соляного пилу.

Таким чином, прийнята проектом схема провітрювання гірничих виробок ділянок сприяють поліпшенню умов їх провітрювання і видалення соляного пилу з підготовчих і очисних вибоїв.

Знепилююча дія вентиляції визначається двома спільно діючими факторами: розрідженням пилової хмари чистим повітрям під дією турбулентної дифузії і виносом пилу з провітрюємого простору.

Враховуюче, що значна запиленість атмосфери приурочена до зон дії джерел пилоутворення, на руднику передбачені заходи щодо підвищення ефективності провітрювання цих зон.

При проведенні виробок тупиковим забоєм комбайнами передбачена схема знепилюючого провітрювання за допомогою вентиляторів місцевого провітрювання, що працюють на нагнітання за рахунок ефективної швидкості руху струменя повітря в привибійній зоні по фактору "пил" відповідно до «Інструкції з розрахунку вентиляції гірничих виробок рудників Артемовського родовища кам'яної солі» [21].

Боротьба з пилом в очисних вибоях здійснюється за допомогою наскрізного провітрювання за рахунок загальношахтної депресії, веденням гірничих робіт в напрямлінні руху свіжого повітря і забезпечення ефективної швидкості його руху по фактору "пил".

Крім того, на руднику передбачено використання засобів пиловідсмоктування, пиловловлювання та ізоляції привибійного простору, якими обладнані комбайни Урал-20КСА.

2.5.2 Питне водопостачання

Робітники забезпечуються питною водою від питної точки, розташованої на вентиляційному стовбурі або індивідуальними флягами з газованою водою. Індивідуальні фляги повинні бути забезпечені ременями для носіння, мати ємність не менше 0,75 л і заповнюватися водою централізовано на питній станції або в адміністративно-побутовому корпусі.

Бачки з газованою водою колективного користування доставляються в підземні виробки персоналом станції приготування газованої води. Бачки з газованою водою і ящики з двома відділеннями для чистих і використана паперових стаканчиків, встановлюються в місцях інтенсивного руху робітників.

Бачки повинні не рідше одного разу на тиждень промиватися та дезінфікуватися.

2.5.3 Асенізація

В гірничих виробках пристовбурного двору передбачена установка пересувний збірної підземної вбиральні з двома прийомними судинами ємкістю 80 л кожна.

Щодня вбиральня повинна дезінфікуватися, а прийомні судини регулярно очищатися на зливній станції, розташованій на поверхні. Зливна станція повинна бути обладнана хлораторною установкою, внутрішнім водопроводом і підключена до мереж госпфекальної каналізації.

2.5.4 Медична допомога та санітарно-побутові умови

На руднику організований медичний пункт, в якому повинні обслуговуватися підземні робочі.

Всі підземні робітники повинні бути забезпечені індивідуальними перев'язувальними пакетами в міцній водонепроникній оболонці. Особи технічного нагляду повинні мати при собі під час роботи не менше двох таких же індивідуальних перев'язувальних пакетів.

Підземні робітники, особи технічного нагляду повинні бути навчені наданню першої долікарської допомоги.

Аптечки першої допомоги повинні знаходитися в пристовбурних дворах, в складі ПММ, в камері ремонту машин, в камері стоянки машин, біля перевантажувальних пунктів, на вентиляційному горизонті біля солеспусків.

У пристовбурних дворах повинні бути носилки, пристосовані для установки їх в машині швидкої допомоги.

Санітарна характеристика виробничих процесів відповідно до СНіП 2.09.04-87 "Адміністративні і побутові будівлі» відносяться до групи 1в – процеси, що викликають забруднення речовинами 3 і 4-го класів небезпеки тіла і спецодягу, що видаляється з застосуванням спеціальних миючих засобів.

Для цієї групи потрібна установка:

- душа з розрахунку 5 осіб на 1 сітку;
- умивальника з розрахунку 20 осіб на 1 кран;
- роздільного гардероба вуличного і робочого одягу;
- хімчистки або прання спецодягу.

Робочі ПВГП як і всі робочі підземних ділянок користуються побутовими приміщеннями, наявними на руднику.

Температура повітря в гірничих виробках постійна і становить + 14-16°C.

Для забезпечення безпечних умов експлуатації обладнання і поліпшення умов праці передбачається, при необхідності, підігрів струменя повітря, що надходить через вентиляційний стовбур, калориферним пристроєм, що забезпечує підтримання температури повітря нижче 5 м сполучення каналу калорифера зі стволом шахти не менше + 20°C. Теплоносій на калорифер подається від котельні.

2.6 Спеціальна частина проекту. Визначення параметрів охоронних міжкамерних ціликів.

2.6.1 Обґрунтування форми камер та форми ціликів

В роботі "Моделювання напруженого стану міжкамерних ціликів Артемівського родовища кам'яної солі" М.М. Касьян, О.К. Носач, М.О. Лященко змоделювали напружений стан міжкамерних ціликів Артемівського родовища кам'яної солі залежно від ширини останніх із застосуванням методу скінченних елементів та обґрунтували форми камер та форми ціликів [26].

Останнім часом при моделюванні геомеханічних процесів у гірському масиві використовують аналітичні та чисельні методи моделювання [27-30]. Перші базуються на математичних методах розв'язання крайових задач простими геометричними формами тіл і схем навантаження. Чисельні методи – не обмежені ні формою тіл, ні способом програми навантаження. Метод скінченних елементів (МСЕ) в даний час є стандартом при розв'язанні задач механіки твердого тіла, який враховує властивості гірських порід на основі будь-якої теорії міцності.

При моделюванні напруженого стану міжкамерних ціликів було поставлено за мету визначення необхідного розміру цілика при еліпсоїдній формі камери. Завдання моделювання – покрокове вирішення низки завдань з розмірами ціликів від 20 до 6 метрів. Критерієм оцінки напруженого стану в ціликах прийняті головні мінімальні (стискаючі) напруження. За роботу була прийнята перша теорія міцності.

Згідно з даними геологічної служби ДП «Артемсіль» межа міцності солі на одноосьовий стиск складає 24 МПа. Враховуючи термін служби камери та реологічні процеси було прийнято рішення ввести коефіцієнт запасу 20 %. Таким чином, межа стискаючих напружень дорівнює 19,23 МПа. Оцінка проводилась також за коефіцієнтом вилучення солі.

2.6.1.1 Результати моделювання

Математичне моделювання за допомогою МСЕ було реалізовано у програмному комплексі ANSYS. Задача вирішувалась в об'ємній постановці в масштабі 1:1, товщина моделі 10 м.

Модель об'ємна розрахункова звичайноелементна з розбивкою на вузли (рис. 2.3).

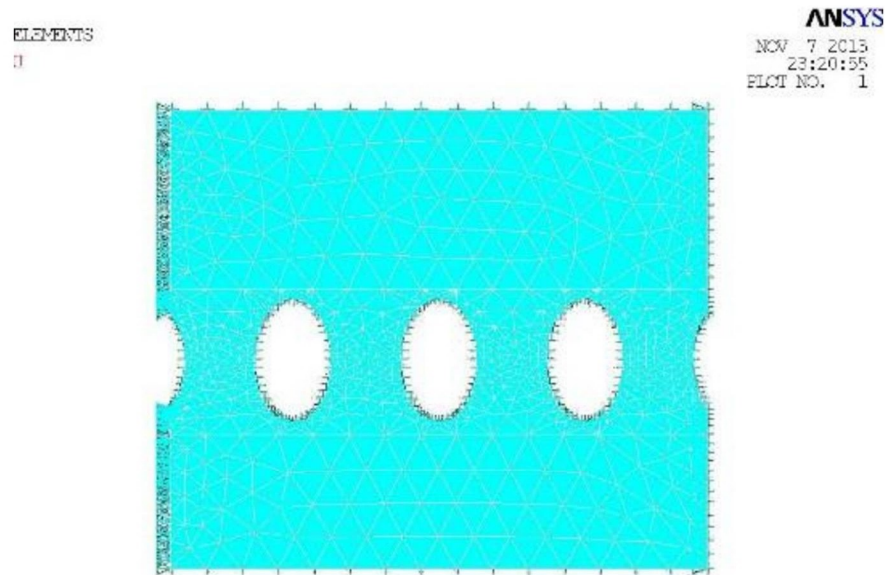


Рисунок 2.3 – Розрахункова модель

Моделювалась відробка пласта кам'яної солі Брянцевський потужністю 32,5 м. Покрівля – шари ангідриту, мергелю, глинистого сланцю загальною потужністю 40 м – задавалась властивостями ангідриту. Підшва – шари доломіту, ангідриту, мергелю потужністю 30 м, властивості якої задавалися властивостями ангідриту. Спрощення властивостей покрівлі та підшви допущено тим, що найбільший інтерес викликають процеси деформації та руйнування пласта солі, що вміщує очисні камери. Глибина залягання пласта 300 м. Розміри моделі за простяганням – 118,5 м.

Найбільш небезпечний стан у цілику – на контурі камери, де виникають мінімальні головні напруження σ_3 . На картинах розподілу напружень і графіках $S_3 = \sigma_3$ – мінімальні (стискаючі) головні напруження, Па.

Як базовий варіант була розглянута традиційна схема для рудника – прямокутні камери розміром 25×17 м, міжкамерний цілик 22,5 м. Коефіцієнт вилучення 0,33. Розподіл мінімальних головних напружень наведено на рис. 2.4.

Максимальні стискаючі напруження виникають у нижніх кутах камер і досягають 26,8 МПа (рис. 2.5).

У цих ділянках буде відбуватися руйнування, бо межа міцності на одноосьовий стиск перевищена на 8 %. По центральній осі цілика максимальні стискаючі напруження виникають на контурі середньої камери і складають 14,52 МПа, тобто руйнування цілика не відбувається.

При камерах еліпсоїдної форми моделювання проводилось при розмірах камер $28 \times 17,3$ м. Співвідношення висоти і ширини камери відповідають співвідношенню вертикальної та горизонтальної складових напружень у масиві.

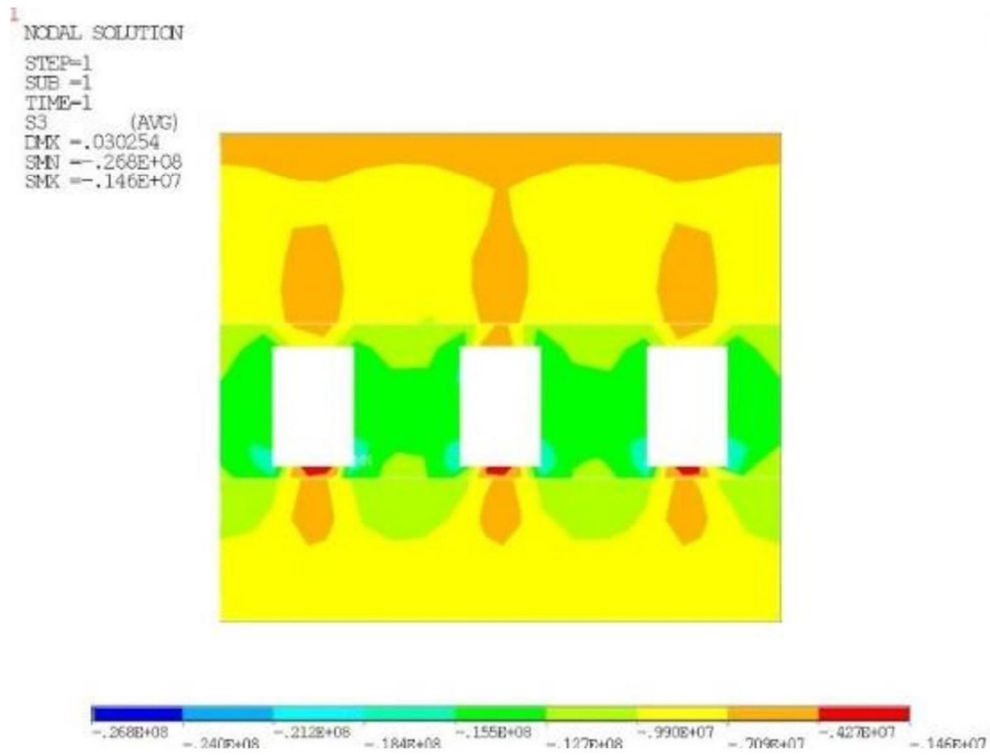


Рисунок 2.4 – Розподіл мінімальних головних напружень навколо камер прямокутної форми

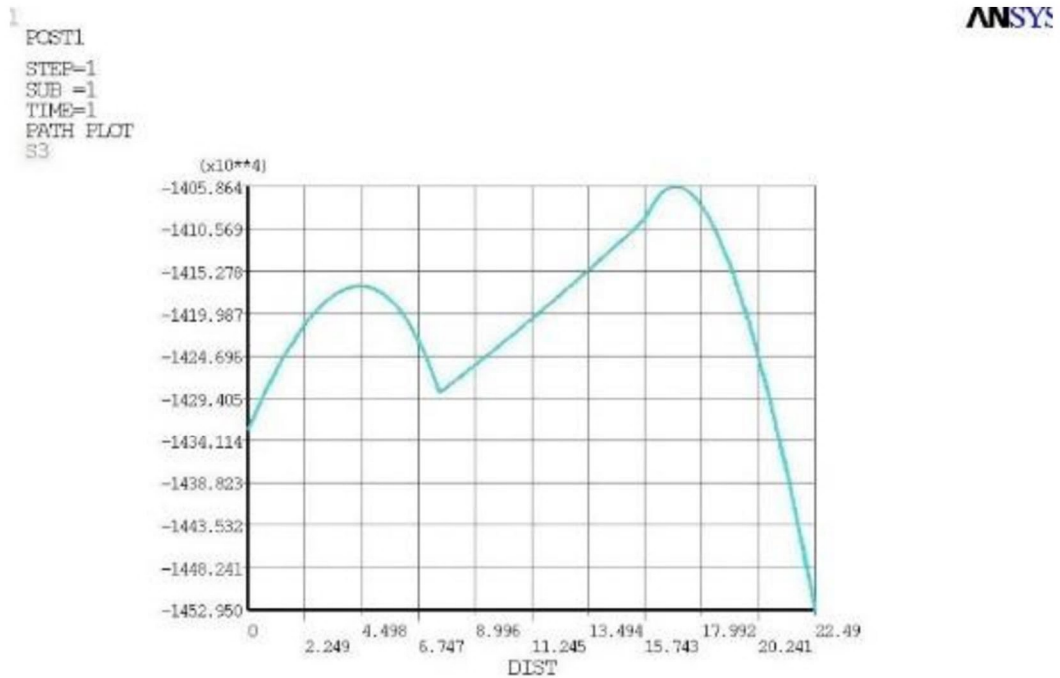


Рисунок 2.5 – Графік розподілу напружень у цілику

Ширина міжкамерного цілика 20 м.

У першому варіанті було розглянуто перерозподіл напружень при ширині цілика 20 м. При цьому коефіцієнт вилучення склав 0,27. Розподіл мінімальних головних напружень навколо камер зображено на рис. 2.6.

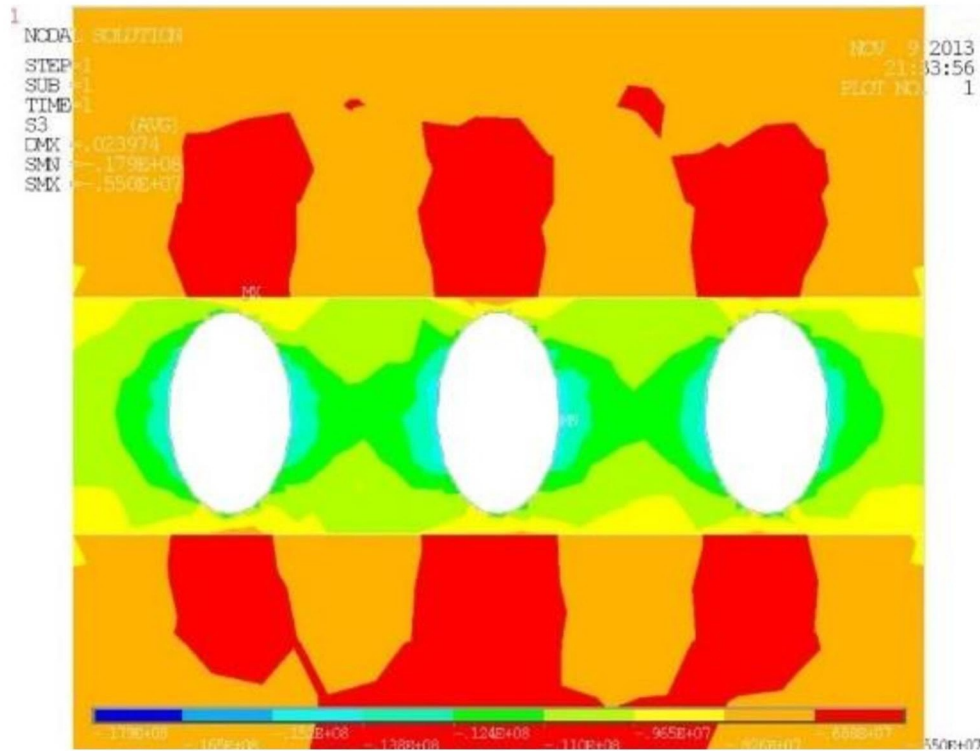


Рисунок 2.6 – Розподіл мінімальних головних напружень навколо камер (міжкамерний цілик 20 м)

Максимальні стискаючі напруження виникли на контурі камери по її поздовжній осі, тобто в центрі цілика і досягли значення 14,4 МПа (рис. 2.7). В цих ділянках не буде відбуватися руйнування, бо межа міцності на одноосьовий стиск не перевищена. По центру цілика мінімальні напруження складають 11,5 МПа.

При подальшому моделюванні ширина цілика складала 17, 15, 12, 10, 8 і 6 м. При цьому коефіцієнт вилучення складав відповідно 0,286; 0,35; 0,4; 0,45; 0,49 і 0,54. Результати моделювання наведені в табл. 2.13.

Результати моделювання показали, що зі зменшенням ширини цілика мінімальні стискаючі напруження збільшуються на контурі камери по її поздовжній осі, тобто в центрі цілика, а величина її змінюється від 14,4 МПа при ширині цілика 20 м до 28,67 МПа при ширині цілика 6 м.

POST1
STEP=1
SUB =1
TIME=1
PATH PLOT
S3

ANSYS
NOV 19 2013
11:24:01
PLOT NO. 1

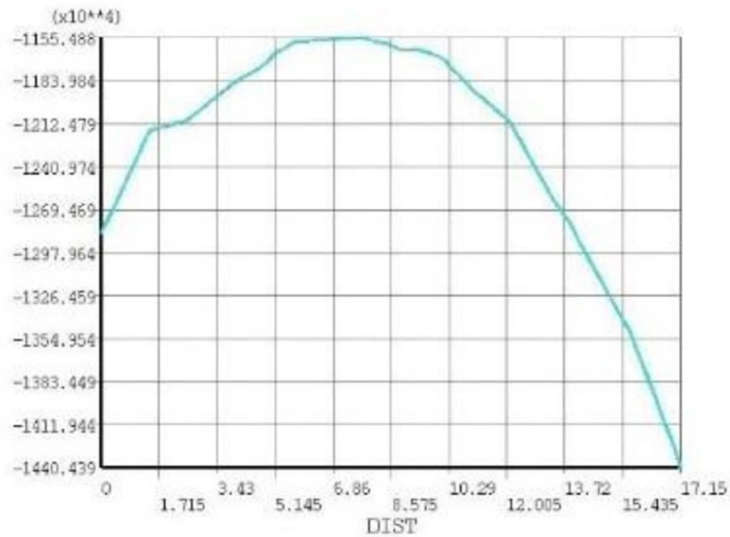


Рисунок 2.7 – Графік розподілу напружень у цілику

Таблиця 2.13 – Результати розподілу напружень у цілику залежно від його ширини

Форма камери і розміри, м	Ширина між камерного цілика, м	Коефіцієнт вилучення	Межа тривалої міцності, МПа	Межа миттєвої міцності, МПа	Відхилення між тривалою і миттєвою міцністю, МПа (+; -)	Цілик руйнується або ні, що необхідно для збільшення стійкості камери
Прямокутна 25 × 17	22,5	0,33	19,23	14,52	- 4,71	ні
Еліпсоподібна 28 × 17,5	20	0,27	19,23	14,4	- 4,83	ні
	17	0,296	19,23	17,14	- 2,09	ні
	15	0,35	19,23	17,19	- 2,04	ні
	12	0,40	19,23	18,40	- 0,83	ні
	10	0,45	19,23	21,03	+ 1,80	Так, з часом, необхідно кріплення боків камер
	8	0,49	19,23	23,16	+ 3,93	Так, через деякий час, кріплення боків зводиться після виїмки камери
	6	0,56	19,23	26,67	+ 7,44	Так, руйнується миттєво, зберегти стійкість камери неможливо

При ширині цілика від 20 до 12 м межа міцності на одноосьовий стиск не перевищувалась. Подальше зменшення ширини цілика від 10 до 6 м призвело до руйнування цілика спочатку за часом (ширина цілика 10 м). Через те, що перевищена тривала міцність, необхідно кріплення боків камери (ширина цілика 10 м), а при ширині цілика 6 м відбувається раптове руйнування цілика. Зберегти стійкість камери неможливо (рис. 2.8).

Таким чином, аналіз результатів моделювання (рис. 2.9) свідчить про те, що при розмірах цілика 12 м і більше руйнування його не відбувається і система «камера – цілик» буде стійкою.

При цьому коефіцієнт вилучення складає 0,4, що на 7 % вище базового варіанта. При розмірах цілика менше 7 м спостерігається його руйнування відразу після виймання камери.

2.6.2 Розрахунок геометричних параметрів охоронних ціликів

Згідно дипломного проекту на руднику 1,3 застосовуємо класична камерна система відпрацювання, яка полягає у проходці камер практично на всю потужність пласта з шириною камер 15-17 м і висотою до 40 м, а також залишенням міжкамерних ціликів шириною 15-35 м (рис. 2.10).

Розрахуємо геометричні параметри охоронних ціликів.

Розрахунок панельних ціликів.

Ширина панельного цілика між панеллю визначається за формулою [4]:

$$a_n = \frac{B + \sqrt{B^2 + C}}{D}, \text{ м} \quad (2.53)$$

де В, С, Д - коефіцієнти, які визначаються згідно з формул, наведених в табл. 5.1 [4];

$$\begin{aligned} B &= 163,8 \cdot h_1 + \ell_1 - 72,9 \cdot h_1 \cdot Z = \\ &= 163,8 \cdot 35,8 + 16,0 - 72,9 \cdot 35,8 \cdot 1,41 = 2211,54; \end{aligned} \quad (2.54)$$

$$\begin{aligned} C &= 655,2 \cdot h_1 \cdot \ell_1 \cdot (91,9 \cdot Z - 1,0) = \\ &= 655,2 \cdot 35,8 \cdot 16,0 \cdot (91,9 \cdot 1,41 - 1,0) = 48105591,66; \end{aligned} \quad (2.55)$$

POST1
STEP=1
SUB =1
TIME=1
PATH PLOT
S3

ANSYS
NOV 9 2013
21:20:29
PLOT NO. 1

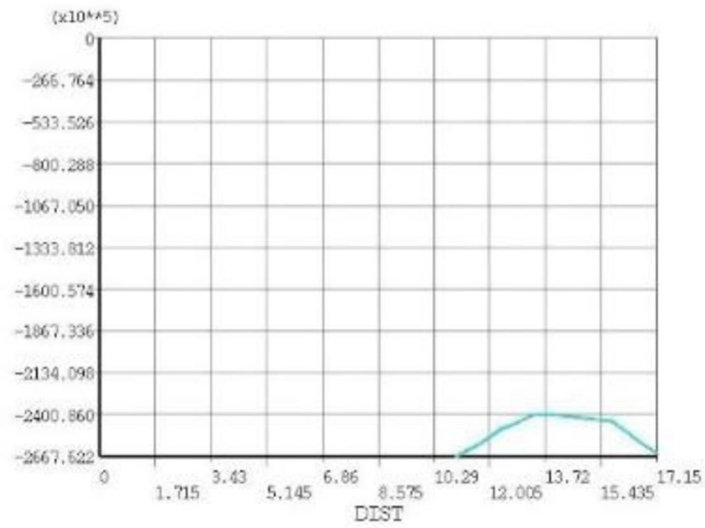


Рисунок 2.8 – Графік розподілу напружень в цілику

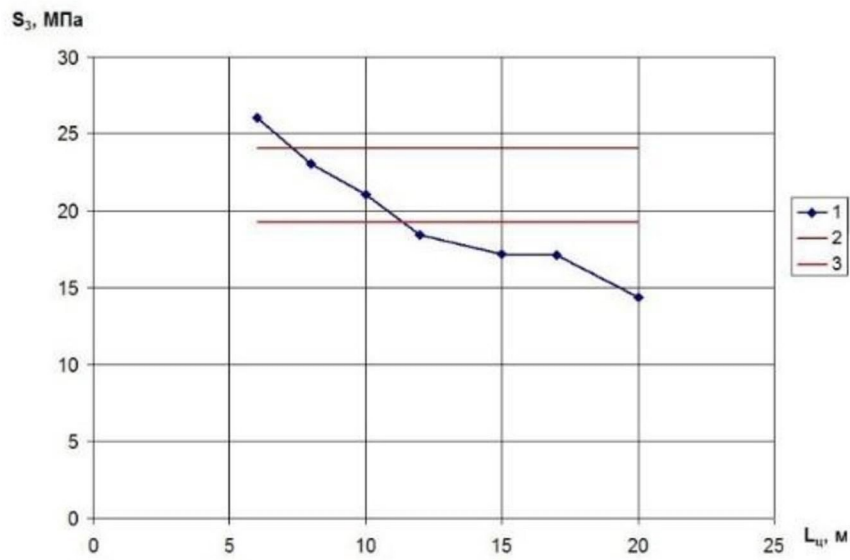


Рисунок 2.9 – Графік залежності мінімальних головних напружень S_3 від розміру міжкамерного цілика $L_{ц}$

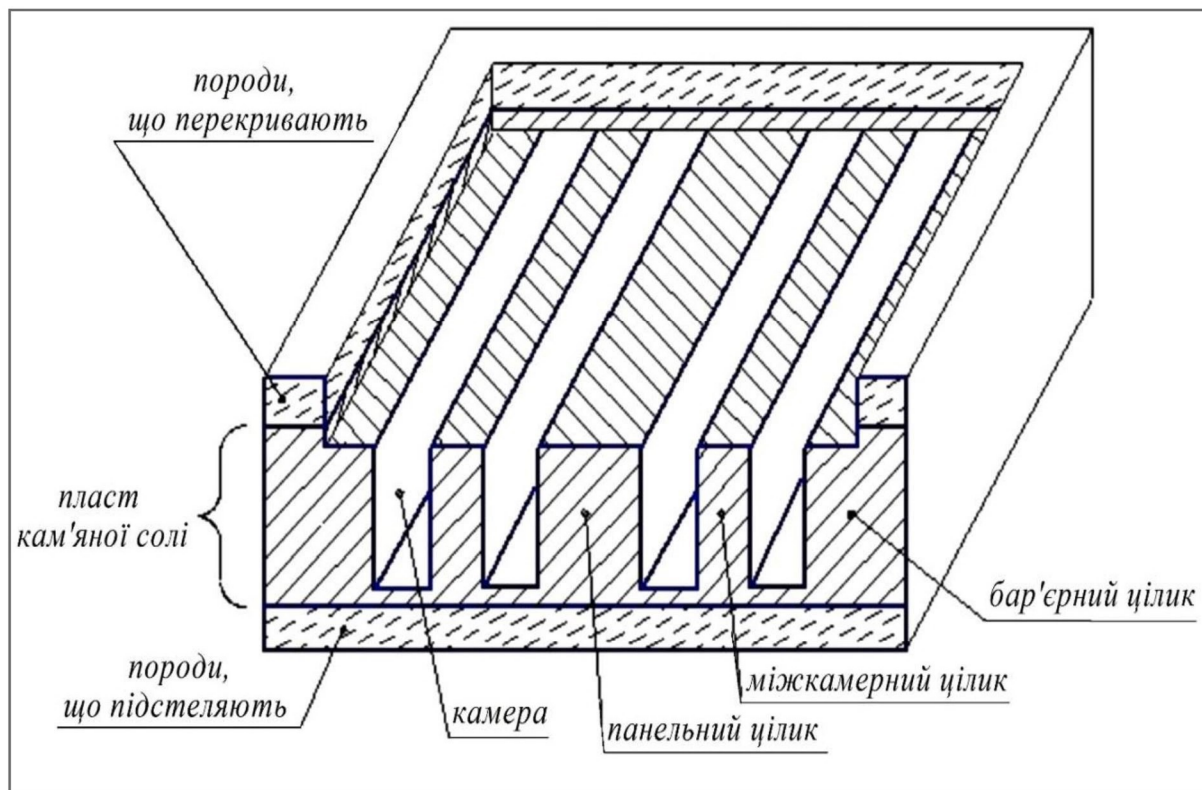


Рисунок 2.10 – Схема камерної системи розробки на руднику 1,3 (камерами великого перетину)

$$\begin{aligned} D &= 2 \cdot (91,9 \cdot Z - 1,0) = \\ &= 2 \cdot (91,9 \cdot 1,41 - 1,0) = 256,36; \end{aligned} \quad (2.56)$$

Z – числове значення безрозмірною навантаження;

$$\begin{aligned} Z &= \frac{1,2 \cdot \sigma_{сжi}}{n \cdot \gamma_i \cdot H_1} = \\ &= \frac{1,2 \cdot 34,5 \cdot 10^6}{5 \cdot 2,31 \cdot 10^4 \cdot 255,0} = 1,41. \end{aligned} \quad (2.57)$$

$h_1 = 25,8$ м - висота цілика рівна висоті камери;

$\ell_1 = 16,0$ м - ширина камери;

$H_1 = 255,0$ м - максимальна потужність порід від земної поверхні до покрівлі камери;

$\sigma_{сж} = 34,5 \cdot 10^6$ Па - межа міцності на стиск кам'яної солі пласта;

$n = 5,0$ - коефіцієнт запасу міцності цілини.

тоді

$$a_n = \frac{2211,54 + \sqrt{2211,54^2 + 48105591,66}}{256,36} = 37,02 \text{ м.} \quad (2.58)$$

Згідно «Методичних вказівок ...» [4] проектом прийнята ширина панельного цілини для проектованої ділянки

$$a_{п} = 40,0 \text{ м.} \quad (2.59)$$

При проведенні в цілику поздовжніх гірничих виробок (панельних відкатувального і вентиляційного штреків) цілик збільшується на ширину вироблення, тобто[^]

$$a_{п} = 40,0 + 6,0 = 46,0 \text{ м.} \quad (2.60)$$

Розрахунок міждукамерних ціликів

Ширина міждукамерних ціликів в панелі визначена за формулою 2.53 [4]:

$$a = \frac{B + \sqrt{B^2 + C}}{D}, \text{ м} \quad (2.61)$$

де В, С, Д - безрозмірні коефіцієнти, які визначаються згідно з формул, наведених в табл. 5.2 [4];

$$\begin{aligned} B &= 163,8 \cdot h_1 + \ell_1 - 72,9 \cdot h_1 \cdot F = \\ &= 163,8 \cdot 35,8 + 16,0 - 72,9 \cdot 35,8 \cdot 1,57 = 1777,11; \end{aligned} \quad (2.62)$$

$$\begin{aligned} C &= 655,2 \cdot h_1 \cdot \ell_1 \cdot (91,9 \cdot F - 1,0) = \\ &= 655,2 \cdot 35,8 \cdot 16,0 \cdot (91,9 \cdot 1,57 - 1,0) = 53846749,72; \end{aligned} \quad (2.63)$$

$$\begin{aligned} D &= 2 \cdot (91,9 \cdot F - 1,0) = \\ &= 2 \cdot (91,9 \cdot 1,57 - 1,0) = 286,95; \end{aligned} \quad (2.64)$$

F - числове значення безрозмірною навантаження, визначається за формулою (для ціликів стрічкової форми):

$$\begin{aligned} F &= \frac{1,2 \cdot \sigma_{сжі}}{n \cdot \gamma_i \cdot H_1} = \\ &= \frac{1,2 \cdot 35,8 \cdot 10^6}{4,0 \cdot 2,31 \cdot 10^4 \cdot 285} = 1,57. \end{aligned} \quad (2.65)$$

$h_1 = 25,8$ м - висота цілика рівна висоті камери;

$\ell_1 = 16,0$ м - ширина камери;

$H_1 = 285,0$ м - потужність порід від земної поверхні до покрівлі пласта;

$n = 4,0$ - коефіцієнт запасу міцності цілини.

тоді:

$$a = \frac{1777,11 + \sqrt{1777,11^2 + 53846749,72}}{286,95} = 32,50 \text{ м.} \quad (2.66)$$

Визначаємо ширину міждукамерних ціликів з урахуванням поправки (Δa) на гірничотехнічні умови:

$$\Delta a = 0,03 \cdot h_1 = 0,03 \cdot 35,8 = 1,07 \text{ м.} \quad (2.67)$$

тоді

$$a_{ц} = A + \Delta a = 32,50 + 1,07 = 33,57 \text{ м. Округляем } a_{ц} = 34,0 \text{ м.} \quad (2.68)$$

Проектом прийнята ширина міждукамерних ціликів стрічкової форми для панелі = 34,0 м.

Цілики в покрівлі та ґрунті камер

Потужність запобіжної пачки солі в покрівлі камер панелі визначена за формулою 2.54 [4]:

$$h_n = \frac{B + \sqrt{B^2 + C}}{D} = \frac{65126400 + \sqrt{65126400^2 + 3,262 \cdot 10^{16}}}{50000000} = 4,8 \text{ м.} \quad (2.69)$$

де B, C, D – безрозмірні коефіцієнти, згідно формул, приведених в табл. 6.1 [4];

$$B = 3 \cdot \ell_n^2 \cdot n \cdot \gamma_c = 3 \cdot 16,0^2 \cdot 4,0 \cdot 2,12 \cdot 10^4 = 65126400 \quad (2.70)$$

$$C = 1,73 \cdot \ell_n^4 \cdot n \cdot \gamma_{np} \cdot \sigma_{узг} = 1,73 \cdot 16,0^4 \cdot 4,0 \cdot 2,16 \cdot 10^4 \cdot 3,33 \cdot 10^6 = 3,262 \cdot 10^{16} \quad (2.71)$$

$$D = 16 \cdot \sigma_{узг} = 16 \cdot 3,33 \cdot 10^6 = 50000000 \quad (2.72)$$

$\ell_n = 16,0$ м - величина прольоту (ширина) покрівлі камери;

$n = 4,0$ - коефіцієнт запасу міцності цілика;

$\gamma_c = 2,12 \cdot 10^4$ Н / м³ - об'ємна вага кам'яної солі пласта;

$\gamma_{np} = 2,16 \cdot 10^4$ Н / м³ - наведена вага порід, що створює привантажувач на покрівлю камер пласта;

$\sigma_{узг} = 3,33 \cdot 10^6$ Па - межа міцності кам'яної солі пласта при вигині.

Розрахункове значення потужності запобіжної пачки солі в покрівлі камер відповідає рекомендованому, наведене в таблиці Додатка І «Додатків і змін до» Методичних вказівок ... »[20], тому прийнята потужність запобіжного цілика в покрівлі очисних камер панелі рівній 4,8 м.

Оформлення оголення покрівлі камер виконується на підставі рекомендацій УкрНІСоль за результатами експлуатаційної розвідки з відбором і подальшим випробуванням кернового матеріалу.

Потужність запобіжної пачки солі в покрівлі камер контролюється промером глибини контрольних шпурів, пробурених до контакту з породами, що вміщують через кожні 20,0 м.

Цілики в ґрунті очисних камер панелі проектом визначено згідно з пунктом 6.4.2. [4] і прийняті рівними 3,0 м з боку повстання пласта (середня потужність цілика в ґрунті камер по їх осі складе 2,2 м).

Потужність пачки солі в ґрунті камер контролюється бурінням контрольних шпурів до контакту з породами, що вміщують через кожні 20,0 м з боку повстання пласта.

Визначення потужності міжслоєвої перемички при проведенні міжгоризонтної виробки.

Проектом передбачено проведення міжгоризонтної виробки в панельному цілику між панелями. Зарізка міжгоризонтної виробки передбачена в районі збійки № 0 з виходом її в панельний вентиляційний штрек.

З метою забезпечення стійкості вищевказаних і близько розташованих до них гірничих виробок виробляємо розрахунок мінімальних ціликів між ними (міжслоєвої перемички).

Міжслоєва перемичка між ґрунтом вентиляційного штреку і покрівлею междугоризонтної виробки визначається по формулі 6.20 [4]:

$$h_n = \frac{B + \sqrt{B^2 + C}}{D} =$$

$$= \frac{0,3 \cdot 10^6 + \sqrt{0,3 \cdot 10^{12} + 8,1872 \cdot 10^{12}}}{1665000} = 1,93 \text{ м} \quad (2.73)$$

де В, С, Д - безрозмірні коефіцієнти, які визначаються за формулами, наведеними в табл. 6.6 [4];

$$\begin{aligned}
 B &= \frac{1}{4} \cdot \ell_{np}^2 \cdot \gamma_c = \\
 &= \frac{1}{4} \cdot 7,5^2 \cdot 2,12 \cdot 10^4 = 0,3 \cdot 10^6
 \end{aligned}
 \tag{2.74}$$

$$\begin{aligned}
 C &= \frac{6 \cdot P \cdot (\ell_{np} - c)^2}{\ell_{np}} \cdot \frac{\sigma_{изі}}{n} = \\
 &= \frac{6 \cdot 392,0 \cdot 10^3 \cdot (7,5 - 1,9)^2}{7,5} \cdot \frac{3,33 \cdot 10^6}{4} = 8,1872 \cdot 10^{12};
 \end{aligned}
 \tag{2.75}$$

$$D = \frac{2 \cdot \sigma_{изі}}{n} = \frac{2 \cdot 3,33 \cdot 10^6}{4} = 1665000;
 \tag{2.76}$$

ℓ_{np} - максимальний проліт в місці перетину виробок визначається за формулою

$$\ell_{np} = \sqrt{\ell_{штр}^2 + \ell_{укл}^2} = \sqrt{6,1^2 + 4,4^2} = 7,5 \text{ м};
 \tag{2.77}$$

$\ell_{штр} = 6,1$ м - ширина вентиляційного штреку;

$\ell_{укл} = 4,4$ м - ширина міжгоризонтної виробки;

$n = 4$ - коефіцієнт запасу міцності цілика;

$\gamma_z = 2,12 \cdot 10^4$ Н / м³ - об'ємна вага кам'яної солі пласта;

$P = 392,0 \cdot 10^3$ Н - половина ваги комбайна «Урал»;

$z = 1,9$ м - відстань між осями гусениць комбайна;

$\sigma_{изі} = 3,33 \cdot 10^6$ Па - межа міцності кам'яної солі пласта при вигині.

Після округлення мінімальна потужність міжслоєвої перемички між виробками складе 2,0 м.

Визначення потужності склепіння тимчасового цілика над транспортними збійками

Проектом передбачено на заключному етапі відпрацювання очисних камер відпрацювання тимчасових запобіжних ціликів кам'яної солі над транспортними збійками, які обладнані стрічковими конвеєрами. Дані тимчасові цілики відпрацюються після демонтажу конвеєрів.

Конструктивні параметри тимчасових запобіжних ціликів повинні забезпечувати можливість переїзду через них комбайна Урал-20КСА і самохідного вагона 5ВС-15М при виїмці нижніх виїмкових шарів в камерах.

Потужність межслоевой перемички над транспортними збійками, в межах очисних камер, визначається за формулою 6.20 [4]:

$$h_{cn} = \frac{B + \sqrt{B^2 + C}}{D} =$$

$$= \frac{1531700 + \sqrt{1531700^2 + 4,26 \times 10^{13}}}{3330000} = 2,4\text{м} \quad (2.78)$$

де В, С, Д - безрозмірні коефіцієнти, які визначаються за формулами, наведеними в табл. 6.6 [4];

$$B = \frac{1}{4} \cdot \ell_{np}^2 \cdot \gamma_c =$$

$$= \frac{1}{4} \cdot 17,0^2 \cdot 2,12 \cdot 10^4 = 1,53 \cdot 10^6 \quad (2.79)$$

$$C = \frac{6 \cdot P \cdot (\ell_{np} - c)^2}{\ell_{np}} \cdot \frac{\sigma_{нзи}}{n} =$$

$$= \frac{6 \cdot 318,0 \cdot 10^3 \cdot (7,5 - 1,9)^2}{17,0} \cdot \frac{3,33 \cdot 10^6}{2} = 4,26 \cdot 10^{13}; \quad (2.80)$$

$$D = \frac{2 \cdot \sigma_{нзи}}{n} = \frac{2 \cdot 3,33 \cdot 10^6}{2} = 3330000; \quad (2.81)$$

де ℓ_{np} - максимальний проліт разом перетину виробок визначається за формулою:

$$\ell_{np} = \sqrt{\ell_{тр,c}^2 + \ell_{к}^2} = \sqrt{6,1^2 + 16,0^2} = 17,0 \text{ м}; \quad (2.82)$$

$\ell_{тр,c} = 6,1$ м - ширина транспортної збійки;

$\ell_{к} = 16,0$ м - ширина камери;

$n = 2$ - коефіцієнт запасу міцності цілини;

$\gamma_3 = 2,12 \cdot 10^4$ Н / м³ - об'ємна вага кам'яної солі пласта;

$P = 318,0 \cdot 103 \text{ Н}$ - половина ваги комбайна Урал-20КСА;

$z = 1,9 \text{ м}$ - відстань між осями гусениць комбайна;

$\sigma_{\text{риз}} = 3,33 \cdot 106 \text{ Па}$ - межа міцності кам'яної солі пласта при вигині.

Мінімальна потужність міжслоєвої перемички між виробками складе 2,4 м.

ВИСНОВОК

Даним дипломним проектом передбачається збільшення річного видобутку солі з 332 тис. т до 1000 тис. т. Збільшення видобутку досягається за рахунок введення в експлуатацію високопродуктивного видобувного комплексу, що складається з комбайну Урал-20КСА, бункер-перевантажувача БП-15 і самохідного вагону 5ВС-15М.

Було прийняте рішення ввести в експлуатацію нову панель із типовою технологічною схемою пошарової відробки камер. Були розраховані між'камерні та панельні цілики, а також запобіжні цілики в підшві і покрівлі Підбрянцевського пласта, розроблена схема транспорту в камері і по магістральних транспортних виробках, прийняте рішення по провітрюванню панелі, передбачені необхідні заходи щодо охорони праці, протиаварійного захисту.

В спеціальній частині вирішені питання, пов'язані з розрахунком розмірів охоронних міжкамерних ціликів. Було обгрунтовано форму камер та форму ціликів. Запропоновано залишити прямокутну форму камер та прямокутну форму ціликів. При цьому коефіцієнт вилучення складе 0,33. Геометричні параметри при камерній відробуці складуть: ширина камери – 16,5 м, ширина міжкамерних ціликів – 27 м, ширина панельного цілика – 40 м.

Результати виконаної роботи рекомендуються до використання технічним, технологічним і економічним службам рудника № 1,3 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. УкрНІСіль, Артемівськ, 2000.

14. Доповнення і зміни до методичних вказівок по розрахунку параметрів 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. УкрНИИсоль. Артемовск, 1995.

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

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. УкрНИИсоль. 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-депресссионной съемке рудника № 4 ГП „Артемсоль”. УкрНИИсоль, 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. Моделювання напруженого стану міжкамерних ціликів Артемівського родовища кам'яної солі / М.М. Касьян, О.К. Носач, М.О. Лященко // Розробка родовищ: Зб. наук. пр. – 2015. – Т. 9. – С. 363-366.

27. Уланов А.И. Математическое моделирование геомеханических процессов /А.И. Уланов// Научно-технический вестник Санкт-Петербургского государственного университета информационных технологий, механики и оптики, 2009. – С. 330 – 337.

28. Карасев М.А. Эффективное использование численных методов анализа для решения задач геомеханики /М.А. Карасев// Записки Горного института. – 2010. – Т. 185. – С. 161 – 165.

29. Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике /А.Б. Фадеев. – М.: Недра, 1987.

30. Рогозин Л.А. Задачи теории упругости и численные методы их решения / Л.А. Рогозин. – СПб.: Изд-во СПбГТУ, 1998.

31. 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.

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

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

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