

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

Механіко-машинобудівний факультет
(факультет)

Кафедра гірничої механіки
(повна назва)

ПОЯСНОВАЛЬНА ЗАПИСКА

кваліфікаційної роботи ступеню бакалавр
(бакалавра, магістра)

студентки Пурхальнової Альони Андріївни
(ПІБ)

академічної групи 184-16-1 ММФ
(шифр)

спеціальності 184 Гірництво
(код і назва спеціальності)

за освітньо-професійною програмою «Енергомеханічні комплекси
гірничих підприємств»
(офіційна назва)

на тему «Проект модернізації головної підйомної установки шахти
«Благодатна» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»

Керівник	Прізвище, ініціали	Оцінка за шкалою		Підпис
		рейтинговою	інституційною	
Кваліфікаційної роботи	Самуся В.І.			
розділів:				
Гірничо-геологічний	Самуся В.І.			
Технологічний	Самуся В.І.			
Охорона праці	Лутс.І.О.			
Рецензент	Колосов Д.Л.			
Нормоконтролер	Діжевський Б.К.			

Дніпро
2020

ЗАТВЕРДЖЕНО:завідувач кафедри гірничої механіки
(повна назва)Самуся В.І.
(підпис) (прізвище, ініціали)

«___» _____ 2020 року

ЗАВДАННЯ
на кваліфікаційну роботу
ступеню бакалаврстудентці Пурхальовій Алоні Андріївни академічної групи 184-16-1 ММФ
(прізвище та ініціали) (шифр)спеціальності 184 Гірництвоза освітньо-професійною програмою «Енергомеханічні комплекси гірничих підприємств»на тему «Проект модернізації головної підйомної установки шахти «Благодатна»
ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»затверджено наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка» від
2020 р. № 256-с

Розділ	Зміст	Термін виконання
Гірничо-геологічний	Характеристика гірничо-геологічних та гірничотехнічних умов діючої шахти.	10.05.2020
Технологічний	Технічні рішення щодо модернізації підйомної установки	1.06.2020
Охорона праці	Аналіз потенційних шкідливих та небезпечних факторів	8.06.2020

Завдання видано _____
(підпис)Самуся В.І.
(прізвище, ініціали)

Дата видачі 10.05.2020 р.

Дата подання до екзаменаційної комісії 22.06.2020 р.

Прийнято до виконання _____
(підпис)Пурхальова А. А.
(прізвище, ініціали)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка: 72 с., 9 табл., 3 додатки, 10 літературних джерел.

ШАХТНА ПІДЙОМНА МАШИНА, ГАЛЬМІВНА СИСТЕМА, ДИНАМІКА ПІДЙОМНОЇ УСТАНОВКИ, СИСТЕМА УПРАВЛІННЯ, ПНЕВМОПРУЖИННИЙ ПРИВІД, БЕЗПЕКА ЕКСПЛУАТАЦІЇ.

Об'єкт розробки - Проект головна підйомна установки шахти «Благодатна» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»

Мета роботи - обґрунтування і розробка технічних рішень, спрямованих на вдосконалення гальмівної системи шахтних барабанних підйомних машин з внутрішнім розташуванням приводу гальма в режимах гальмування.

Отримані результати:

1. Проведено аналіз залежності критичних вповільнень підйомної установки від відношення маси каната до маси кінцевого вантажу для різних співвідношень маси вантажу до маси обертових частин підйомної установки.

2. Встановлено, що застосування блоку автоматичного обмеження гальмівного моменту дозволяє виключити набігання посудини на канат при різкому включенні робочого гальма.

3. Отримано оптимальні значення діаметрів живлющих трубопроводів і прохідних перетинів дроселів для різних схем пневмосистеми управління приводом гальма.

Ефективність - підвищення надійності і безаварійності роботи гальмівної системи шахтних підйомних машин досягається шляхом застосування систем автоматичного регулювання гальмуванням.

Область застосування - шахтні барабанні підйомні машини з пневмопружинним гальмом.

Так як робота має соціальну спрямованість на підвищення безпеки експлуатації шахтних підйомних установок, розрахунок економічного ефекту не проводився.

ЗМІСТ

ВСТУП	5
1. ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНА ХАРАКТЕРИСТИКА ПІДПРИЄМСТВА	6
1.1 Відомості про шахту «Благодатна»	6
1.2 Структура будови гірничого масиву	6
1.3 Гірнична характеристика	11
1.4 Схеми розкриття	12
1.5 Спосіб підготовки та порядок відпрацювання запасів у шахтному полі	14
1.6 Система розробки	15
1.7 Вентиляція	17
1.8 Транспорт	19
1.9 Підйом по стовбурах	22
1.10 Електропостачання шахти	26
2. ТЕХНОЛОГІЧНІ І ТЕХНІЧНІ РІШЕННЯ ЩОДО ОБ'ЄКТА ПРОЄКТУВАННЯ	31
2.1 Розрахунок скіпової підйомної установки	31
2.2 Розрахунок і вибір підйомного канату	32
2.3 Розрахунок і вибір основних розмірів органу навивання	34
2.4 Розташування підйомної установки відносно стовбура шахти	36
2.5 Кінематика підйомної установки	38
2.6 Динаміка підйомної установки	42
2.7 Потужність привідного двигуна	46
2.8 Витрата енергії і ККД підйомної установки	48
2.9 Технічні рішення щодо модернізації гальмівної системи підйомної установки	52
3. ОХОРОНА ПРАЦІ	58
3.1 Загальні вимоги безпеки в шахті	58
3.2 Ведення гірничих робіт	62
ВИСНОВОК	65
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ	66

Вступ

Вугільна промисловість є однією з найбільших і найскладніших галузей України. Вугілля є джерелом паливної промисловості, сприяє розвитку хімічної і металургійної промисловості. Значні родовища зосереджені на західній, східній і центральній областях України. Видобуток вугілля супроводжується складними інженерно-геологічними умовами для якого використовують складне по виготовленню і застосуванню обладнання. Воно повинно відповідати всім вимогам для точної і безпечної роботи на шахті.

Шахтні підйомні установки є основними ланками в технологічній схемі виробництва гірничодобувних підприємств. Від сталої роботи обладнання шахтних стволів і їх технічного стану в процесі експлуатації залежить успішна робота не тільки рудника або шахти, а й підприємства в цілому. Установки забезпечують видачу сировини на поверхню, спуск і підйом людей, що дає можливість шахті перебувати в постійному робочому положенні.

За роки експлуатації парк підйомних машин піддається значному зносу - більшість підйомних установок експлуатується вже понад 25 років і одним з найбільш слабких елементів є гальмівна система. Саме це і є метою даного проекту – удосконалення гальмівної системи для підвищення ефективності, надійності і безпеки експлуатації шахтних підйомних установок шляхом формування раціональних дій на гальмівну систему, спрямованих на зниження динамічних перевантажень.

Особливістю сучасних підйомних установок є постійне вдосконалення їх експлуатаційних характеристик, таких як вантажопідйомність, швидкість і глибина підйому, зниження матеріаломісткості обладнання за рахунок підвищення ефективності, якості роботи і надійності системи управління. При цьому необхідно зберегти і навіть підвищити рівень надійності всього підйому. Цього неможливо досягти без вдосконалення параметрів систем підйомних установок.

Об'єкт дослідження шахта «Благодатна», яка знаходиться у м. Павлоград.

ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНА ХАРАКТЕРИСТИКА ПІДПРИЄМСТВА

1.1 Характеристика шахти «Благодатна»

Шахта «Благодатна» побудована за проектом інституту «Дніпрогіпрошахт» закладена в 1965 р. і здана в експлуатацію в грудні 1971 року. З 1971 по 1994 рік шахта «Благодатна» входила до складу виробничого об'єднання «Павлоградвугілля». З квітня 1994 р. по 1997 р. орендне підприємство з видобутку вугілля, з 1997 до квітня 2000 р. державне підприємство, підпорядковане безпосередньо Мінвуглепрому України, з квітня 2000 р. - в складі ДЖК «Павлоградвугілля». В даний час шахта є структурним підрозділом шахтоуправління «ім. Героїв Космосу» «ДТЕК Павлоградвугілля».

Шахта розташована на території Павлоградського району Дніпропетровської області в 10 км від м. Павлограда. Безпосередньо на шахтному полі розташовано с. Вербки, а в 8 км на північний захід – м. Павлоград з його ж/д станціями. Через м. Павлоград проходить автострада Київ-Донецьк, а також залізниці Дніпропетровськ-Красноармійськ, Москва-Симферополь, з якими шахта пов'язана залізничною гілкою через ст. Ароматна.

На сході знаходиться шахта «Павлоградська», на північно-заході знаходяться центральна лісобаза УМТС ВАТ «Павлоградвугілля», ЦЗФ «Павлоградська» і шахта ім. Героїв Космосу ВАТ «Павлоградвугілля».

1.2 Структура будови гірничого масиву

У геоструктурному відношенні шахтне поле примикає до північно-східним схилом Українського кристалічного масиву і тягнеться вздовж південно-західного борту Дніпровсько-Донецької западини. Площа шахтного поля характеризується в основному слабо-горбистим, спокійним моноклінальним заляганням з падінням порід в північному та північно-східному напрямку під кутом 3-4°, приурочену в велику заплаву долину річки Самара. Кліматична зона відповідає центральній частині України.

Площа шахтного поля складена осадовими породами нижнього карбону, що залягають на еродованій поверхні кристалічних порід до кембрія і перекритих молодшими лізокайнозойськими відкладеннями. У нижньому карбоні пред-

ставляють промисловий інтерес, є відкладення самарської свити (С13). Свити С12 і С14 розкриті одиничними свердловинами і на площі шахтного поля практично не вивчені. Свита С13 (Самарська) вивчена досить повно за даними розвідувальних свердловин. Загальна потужність свити 430 м. У відкладеннях свити міститься до 40 вугільних пластів і прошарків, з яких тільки 15 пластів - С1, С3, С3Н, С4Н, С4,1 С42, С5, С51, С6Н, С7Н, С7В, С8Н, С8, С9, С10. За даними геологічної дорозвідки в затверджених межах шахтного поля залягає 6 пластів робочої потужності С9, С8Н, С7, Н С5, С4, С1. Крім того на резервній ділянці, розташованій за південно-Тернівським скиданням залягає робочі пласти С1 і С4Н. Потужність продуктивної свити дорівнює близько 200 м. Основними маркуючими горизонтами свити є: витриманий, порівняно малопотужний (0,30-1,30 м) вапняк С1, який служить нижньою межею свити, і вугільні пласти С1, С7Н, С8Н. Верхньою межею свити С13 є порівняно потужний (0,55-3,65 м) вапняк Д1. Літологічний склад свити: пісковики-24%, алевроліти - 45%, аргіліти - 26%, вапняки - 0,5%, вугілля - 4,5%. Породи карбону повсюдно перекриті більш молодими утвореннями тріасового, юрського, палеогенового і четвертинного віку. Пласти С9, С8Н, С7, Н в першому блоці відпрацьовані, залишилися запаси пласти С5, С4, С1. У другому блоці запаси відпрацьовувалися частково по пластах С9, С7, Н з гірських виробок першого блоку, однак через те, що на території другого блоку розташовано село Вербки запасів не освоюються. Пласт С5 простого будови, залягає вище в 40-45м пласта С4 і в 40-45м нижче відпрацьованого пласта С7. Марка вугілля ДГ. Питома вага 1,38 г/см³, зольність 11,0%, вологість 13,8-12,3%, опірність різанню 305 кг / см, фортеця 2,72, середня потужність пласта 1,1 м фортецею 2,5-3, 0, газоносність 5-10 м³/т. Безпосередньо над пластом залягає потужний (до 52 м) вельми обводнених піщаник міцністю 4-5, виділення води у вигляді повсюдного капежа.

Пісковик кварцовий, шаруватий особливо на кордонах з пластом, нестійкий, обвалюються блоками в призабойний простір лав слідом за проходом комбайна. У ґрунті аргиллит, міцність 0,8-1,0. У західній частині діагонально пласт розмитий і заміщення піщаником. У 2 блоці пласт знову з'являється. В даний час пласт практично відпрацьований, решта пласта знаходиться в західній частині ухилом поля. Пласт С4 в основному простої будови, залягає вище в 40-45

м пласта С1 і в 40-45 м нижче пласта С5. Марка вугілля ДГ. Питома вага 1,45 г/см³, зольність 16,4%, вологість 12,1%, опірність різанню 300 кг/см, фортеця 2,5-3,0, середня потужність пласта 0,8-0,93 м, газоносність 4,7-9,7 м³/т. Безпосередньо над пластом залягає переважно аргіліти потужністю 0,3-1,0 м («помилкова покрівля»), міцність -1,0-1,2, алевроліти міцністю 1,5-1,8 і пісковики потужністю 5-15м міцністю -4 , 0-5,2, в основній покрівлі - пісковики потужністю 15-25 м тієї ж міцністю. Залягає пласт тільки в східній частині бремсбергового поля, в іншій частині пласт розмитий. Гонними роботами відпрацьована велика частина пласта.

Пласт С1 залягає нижче 80-85 м пласта С5 і 40-45 м пласта С4. Марка угля ДГ. Питома вага 1,44 г / см³, зольність 14,4%, вологість 12,3%, опірність різанню 300 кг/см, міцність 2,5-3,0, середня потужність пласта 0,95 м, з прошарками аргілітів 0.15-0.22 м, міцність -1,2-1,5 газоносність 4,7-11,7 м³/т. Будова пласта відносна проста. Безпосередньо над пластом залягає переважно аргіліти міцністю -1,0-1,2 і алевроліти міцністю 1,5-1,8, а так само «помилкова покрівля» потужністю 0,1-0,2 м, в основній покрівлі - пісковики потужністю 15-25 м. При вирішенні питання взаємовигідного перерозподілу запасів між шахтами «Благодатна» і «Павлоградська» по пластах С4 і С1 дозволить шахтам при тих же запасах в кількісному вираженні значно знизити витрати і час на розкриття і підготовку запасів цих пластів, так як на балансі шахти «Благодатна» числиться 9 млн.т в засбросовій ділянці по пластах С4 і С1. Розкриття цих запасів пов'язане з певними труднощами такими як перехід Південно-Тернівського скидання виробками з великою протяжністю, які будуть мати підвищений ухил рейкового шляху і ступінчастістю транспорту. Поле пласта С4 шахти «Благодатна» в 1 блоці розкрито на якому успішно працюють комплексно механізовані лави. Запаси пласта С4 знаходяться в бремсберговой частині шахтного поля і обмежені розмивом.

Поле пласта С4 шахти «Павлоградська» в 1 блоці не розкрити, проте розкрита засбросова частина пластів С1 і С4 і нарізані лави. Виходячи з цього доцільно перерозподілити запаси вже розкритих полів пластів С4 і С1 шахт «Благодатна» і «Павлоградська», суть якого полягає в тому що шахта «Благодатна» передає запаси по пластах С4 і С1 в засбросової частини, а шахта «Павлоградська» в свою чергу передає шахті «Благодатна» частина поля по пласту С4 в 1

блоці. При вирішенні питання перерозподілу запасів між шахтами «Благодатна» і «Павлоградська» по пластах С4 і С1.

Таблиця 1.1 Характеристика запасів вугілля

Символ пласта	Марка вугілля	Середня потужність пласта, м Від - до		Кут падіння пл, град.	Будова пласта	Зольність, % Від - до Середня		Масова частка загальної сірки, % Від - до	Газоносність, м ³ /т
		Общая	кори сн			Чистого вугілля (вугільних пачок)	Засміченого вугілля (100% засмічення прошарками)		
С11		<u>0,65-</u> <u>1,0</u> 0,81	<u>0,65-</u> <u>1,0</u> 0,81	2 -3°	Проста	<u>5,8-</u> <u>26,7</u> 15,4	<u>5,8-26,7</u> 16,1	<u>1,0-</u> <u>4,0</u> 2,4	
С1+С10 ^Н	ДГ	<u>0,70-</u> <u>1,10</u> 0,87	<u>0,7-</u> <u>1,1</u> 0,86	2 -3°	Проста	<u>6,9-</u> <u>15,5</u> 10,1	<u>6,9-15,5</u> 10,1	<u>1,5-</u> <u>2,6</u> 1,8	10
С9	ДГ	<u>0,75-</u> <u>1,3</u> 1,04	<u>0,75-</u> <u>1,3</u> 1,04	2-5°	Проста	<u>3,4-</u> <u>23,1</u> 9,5	<u>3,4-23,1</u> 9,6	<u>0,9-</u> <u>4,1</u> 2,1	10
С8 + С8 ^Н	ДГ	<u>0,70-</u> <u>1,20</u> 0,93	<u>0,65-</u> <u>1,2</u> 0,91	2-5°	Проста і складна (2-е пачки)	<u>5,0-</u> <u>21,3</u> 11,4	<u>5,1-29,1</u> 13,9	<u>0,5-</u> <u>3,7</u> 1,6	10-13,8

$C_7+C_7^H$	ДГ	<u>0,85-</u> <u>1,8</u> 1,15	<u>0,85-</u> <u>1,45</u> 1,14	2-5°	Переважно просте	<u>2,1-</u> <u>22,3</u> 11,2	<u>2,1-26,8</u> 11,9	<u>0,3-</u> <u>3,7</u> 1,5	5- 14,9
$C_5+C_5^B$	ДГ	<u>0,60-</u> <u>1,57</u> 0,97	<u>0,6-</u> <u>1,4</u> 0,95	2-5°	Просте рідше складне	<u>2,7-</u> <u>19,2</u> 8,3	<u>2,7-27,5</u> 9,3	<u>0,4-</u> <u>4,9</u> 1,8	5- 11,7
$C_4+C_4^H$	Г	<u>0,70-</u> <u>1,20</u> 0,88	<u>0,7-</u> <u>1,1</u> 0,86	2-3°	Просте і складне	<u>3,2-</u> <u>28,8</u> 11,2	<u>3,2-28,8</u> 12,5	<u>1,2-</u> <u>5,0</u> 2,3	5- 10
C_1	Г	<u>0,62-</u> <u>1,0</u> 0,90	<u>0,54-</u> <u>1,0</u> 0,89	2-5°	Переважно просте	<u>3,2-</u> <u>23,5</u> 10,2	<u>3,2-29,2</u> 11,0	<u>0,5-</u> <u>4,8</u> 1,4	10- 16

Промислові запаси вугілля марки ДГ станом на 1.01.2012г. склали 48,26 млн.т (1 блок - 12,5; 2 блок - 29,2; 3 блок - 6,8): по пластах С9 - 4,027 млн.т (2 блок), С8 - 4,513 млн. т (2 блок), С7 - 7,097 млн.т (2 блок), С5 - 8,213 млн.т (1 блок - 2,699; 2 блок - 5,514), С4 - 2,024 млн.т (1 блок), С1 - 22,385 млн. т (1 блок - 7,501; 2 блок - 8,04; резервну ділянку - 6,855).

Верхня межа метанових газів на поле ш. «Благодатна» проходить на глибинах 130-150 м (абс.отм. мінус 50). Всі вугільні пласти в основному знаходяться в метановій зоні

Таблиця 1.2 Природна газонасність по глибинам розробки

Інтервал випробування	Кількість опробування	Середнє значення		Зміна газонасності, м ³ /т.с.б.м. від до
		Глибина, м	Газонасність, м ³ /т.с.б.м	
100-150	14	139	3,6	1,8-11,8
150-200	69	178	6,2	1,0-13,8
200-250	86	225	7,2	4,4-14,0
250-300	53	271	7,9	4,7-11,7

Шахта по газу відноситься до III категорії. Суфлярних метановиділення не спостерігалось. За викидами і гірничих ударів пласти небезпечні. Вугільний пил вибухонебезпечний. Всі оцінювані пласти не схильні до самозаймання.

Температура порід у нижньому технічному кордоні оцінюваної площі (глибина 300 м) не перевищує 22,8° С.

1.3 Гірничі характеристики

Шахтне поле має розміри по простяганню 8,0 км і по падінню 3,0 км, і розділено на два блоки. В даний час ведуться гірничі роботи в першому блоці. Площа земельного відводу 6,3 га.

Затвердженими межами шахтного поля є:

- На заході - залізнична магістраль МПС Лозова-Синельникове
- На сході умовна лінія, розташована навхрест простягання пластів на відстані 1,2 км від стовбурів, що є спільним кордоном з шахтою «Павло-градская»
- На півночі (по падінню) - Богдановський і Вербське скидання
- На півдні (по повстанню) Південно-Тернівський скидання

Ділянка за Південно-Тернівський скиданням, на якому залягає пласт С1 і С4 є резервним.

Кордон першого блоку проведена в стовбурі з 934 збірним штреком пл. С9. Розміри якого складають по простяганню 3,6 км.

Шахта «Благодатна» побудована за проектом інституту «Дніпрогіпрошахт» закладена в 1965 р і здана в експлуатацію в грудні 1971 року з первісної проектною потужністю 1200 тис. тонн на рік, яка була освоєна в 1974 році. З 1990 р шахта «Благодатна» почала поступовий перехід на нижні шари С5, С4, С1 з гіршою продуктивністю і гіршими гірничо-геологічними умовами шахта знизилася обсяги видобутку вугілля. У період 1993 по 1998р шахта була самостійною. За цей час по ряду об'єктивних і суб'єктивних причин шахта знизилася показники по видобутку вугілля з 1.1 до 0,4 млн.т в рік, з проведення гірничих виробок з 10 до 3 км на рік. Основною причиною кризи стала низка причин, такі

як зниження технологічної та трудової дисципліни, значний знос очисного, прохідницького та стаціонарного обладнання та відсутність коштів на його оновлення та підтримання його в робочому стані. Погіршення якісного і зниження кількісного складу шахти співпало з переходом гірничих робіт в ухилом поля пласта С5, доопрацюванням запасів пласта С7 з до якісними показниками і з введенням нового пласта С4. Відпрацювання запасів в блоці №2 ускладнена розташуванням на його площі села Вербки. Промислові запаси в блоці №2 під с. Вербки становлять 29,2 млн. Тн. З 1991 року, внаслідок різних причин, стався спад виробництва.

З 1996 року інститутом ДонУТИ виробнича потужність шахти прийнята - 900 тис. т/рік.

Шахтне поле розбите на 2 блоки і резервну ділянку. В межах 1-го блоку проектом інституту «Дніпрогіпрошахт» передбачено відпрацювання 6 пластів: С9, С8, С7Н, С5, С4Н, С1. Відпрацювання запасів верхньої групи пластів в блоці №1 закінчена: пласта С9 - 1992 р пласта С8 - 1991 р, пласта С7Н - 1998р. В даний час ведуться роботи по пластах С5, С1 (бремсбергової частини) в блоці №1

1.4 Схема розтину

Розтин шахтного поля здійснено двома центральними - здвоєними стволами (головним і допоміжним) і горизонтальними квершлагами.

Стовбури пройдені до кінцевої глибини до гор. 325 м. Головний стовбур має діаметр 6.0 м, площа перерізу у світлі 28,3 м² і закріплений чавунними тю-бінго в наносних породах (до гор 250 м) і бетонним кріпленням в корінних порід, гирло закріплено залізобетоном. Головний стовбур служить для видачі вугілля, породи, а також для виходу вихідної повітря і обладнаний двухскіповими вугільним з скіпа НКМ-9,3 вантажопідйомністю 9 т (10,9 м³) і односкіповим породним зі скіпом вантажопідйомністю 5,3 т (4 м³) підйомами. По головному стовбуру прокладено сходове відділення на всю глибину стовбура. Огорожа виконано з металевих сіток. Армування стовбура жорсткого «Ш» образного типу виконано до гор 250 м до вугільного завантаження. Розстріли: центральні з двутавра №27в, упори з двутавра №20в, провідники з рейок Р43, крок армування в тюбінгової частини-

4000 мм, в бетонній-4168 мм. У стовбурі виконані сполучення з виробками для запасного виходу на гір 140, 165, 210 м і два завантаження вугільна нижче гор 250 м на 8 м і породна нижче гор 210 м на 14 м.

Допоміжний ствол пройдений до кінцевої глибини і має діаметр 6.5 м, площа перерізу у світлі 33,2 м² і закріплений чавунними тюрінгами в наносних породах (до гор 250 м) і бетонним кріпленням в корінних порід, гирло закріплено залізобетоном. Допоміжний ствол служить для узвозу - підйому людей, вантажів, устаткування, матеріалів в.т.ч. довгомірних, а також для подачі свіжого повітря в шахту і обладнаний двома незалежними вантажно-людськими підйомами з одноповерховими клітками 1НОВ 400.6.6., розрахованими на одну вагонетку ВГ-3,3. Армування стовбура жорсткого типу виконано на всю глибину. Розстріли: двотапру №27в, провідники з рейок Р43, крок армування в тюрінгової частини - 3000 мм, в бетонній -3126 мм. У стовбурі виконані сполучення з робочими горизонтами, також обладнані навколостовбурні двори 140, 165, 210, 250 і 325 м кругового типу, що забезпечують ведення гірничих робіт на пластах С5, С4 і С1. На гор. 140,165 гірничі роботи з видобутку вугілля зупинені. У стовбурі прокладені три става головного водовідливу Д=250 мм два з поверхності до гор 325 м, один до гор 210 м, два протипожежних Д=150 мм до 325 м і Д=100 мм до гор. 210 м, один емульсійний Д=50 мм, а також силові кабелі і кабелі сигналізації і зв'язку. Вугільні пласти розкриті горизонтальними квершлагами з горизонтів 140, 210, 250 м і магістральними штреками, пройденими по пласту. Поля вугільних пластів С7, С5, С1 розділене на бремсбергового і ухил частини. Верхні шари С9, С8, С7 розкриті з гор. 140, 165 м, Запаси ці пластів в межах першого блок відпрацьовані, тому розтин їх детально не освітлюється. Пласт С5 в середній його частині розкритий горизонтальними (відкатувальним і конвеєрним) квершлагами гор. 210 м, звідки відкривалася бремсбергового і ухил частина поля пласта С5. Розтин і підготовка пласта проводилася магістральними штреками, пройденими по пласту. Нижня частина пласт С5 розкрита магістральними штреками з гор. 250м. Пласти С4 і С1 в верхній частині бремсбергового поля розкриті квершлагами, пройденими з розкривних виробок пласта С5 із середньою його частини. Середня частина пласта С1 (нижня частина бремсбергового поля) розкрита з гор. 325 м магістральним відкатувальним штреком, а нижня частина

пласта С4 розкрита горизонтальним відкатувальним квершлагом пласта С4. Ухил частина пласта С1 розкрита тільки на гор. 325 м виробками навколоствольного двору. Усі розкриваючі виробки закріплені трехзвенним арочним металевим податливим кріпленням типу АП і КШПУ. Відкаточний і конвеєрний квершлаг гор. 210 м, закріплені кріпленням АП15,5 з кроком установки рам через 0,5 м, відкаточний квершлаг на пласт С4, магістральний відкаточний і конвеєрний штреки пл. С5 гір. 250, відкаточний і конвеєрний квершлаг на пл С1 гор. 210 м закріплені кріпленням АП-13,8 з кроком установки рам через 0,5 м, магістральний відкаточний штреки пл. С1 закріплені кріпленням АП-11,2 з кроком установки рам через 0,5 м, магістральні відкатні та конвеєрні штреки пластів С5, С4, С1 закріплені кріпленням КШПУ-11,7 з кроком установки рам через 0,5-0,8 м

На шахті прийняті навколостовбурні двори гор. 140,165, 210, 250 і 325 м кругового типу. Вироблення околоствольних дворів гор. 140,165 закріплені трехзвенним арочним металевим податливим кріпленням і забетоновані, вироблення околоствольних дворів гор. 210, 250 і 325 м закріплені трьохзвенним арочним металевим жорстким кріпленням з двутавра і СВП з тампонажу виробленого простору. Основним горизонтом вважається горизонт 210 м, в якому розташовані камери головного водовідливу, ЦПП, медпункту і підземна диспетчерська, камери кругового породного перекидача, камера очікування. До відкатувального квершлагоу гор 210 м примикають гараж-зарядна гор 210 м і роздавальна камера складу ВМ і центральний углеспуск на гор 250 м

У навколостовбурному дворі гор 250м знаходяться гараж-зарядна гор 250 м, камера очікування, вироблення вивантаження донних вагонів, вихід в камеру вугільної завантаження.

Навколостовбурні двір гор. 325 м є самим нижнім горизонтом. У ньому розташовані камери водовідливу гор 325 м, вироблення для чищення просипу, камера гараж -зарядний гор. 325 м і РПП.

1.5 Спосіб підготовки та порядок відпрацювання запасів у шахтному полі

Схема підготовки погоризонтна з відпрацюванням лав довгими стовпами по повстанню. Відпрацювання лав ведеться від стовбура до кордонів шахтного поля.

В основному прийнята схема без залишення цілік між виїмковими виробками, з підтриманням збірних штреків, які в подальшому, при відпрацюванні суміжного стовпа, виконують роль бортових штреків. Відпрацювання пластів спадне тобто гірничі роботи розгорнуті таким чином, щоб спочатку відпрацьовувалися верхні пласти, а потім поза зоною взаємовпливу гірських робіт. Проектом прийнята початкове відпрацювання верхньої групи пластів С9, С8, С7, а потім нижньої С5, С4, С1. Відпрацювання крил шахти по пластах здійснюється наступним чином. Зв'язки з тим, що в бремсберговому полі західній частині шахти пласти С4 і С5 розмітій відпрацювання пласта С1 велось паралельно з відпрацюванням з іншими пластами. В ухилому полі спочатку буде відпрацьовуватися пласт С5, а потім С1.

У бремсберговому і ухилому полі східного крила шахти пласти відпрацьовуються в спадному порядку.

Розміри бремсбергового і ухилого поля приблизно однакові і складають 1,4-1,7 км. Розміри східного крила становить 1,2 км, до технічної кордону з шахтою «Павлоградська», а західного - 2,5-3км до кордону першого блоку.

1.6 Система розробки

Система розробки прийнята відпрацюванням лав довгими стовпами по повстанню. Відпрацювання лав ведеться зворотним ходом без залишення цілік і при проведенні виїмкових штреків суміжних стовпів «вприсічку» до виробленого простору або з підтриманням виробок. Спосіб управління покрівлею - повне обвалення.

Від взаємного впливу магістральні вироблення охороняються запобіжними целиками розміром 50 м і від впливу очисних робіт-бар'єрними целиками розміром не менше 40 м.

Процес підтримки і охорони виїмкових виробок на шахті в районі лави в зоні впливу очисних робіт ґрунтується на максимально можливе обмеження піддатливості елементів кріплення виробки. За блоговременно і при виникненні будь-яких змін в кріпленні вироблення (деформація кріплення і затягування,

зрушення порід) застосовуються заходи щодо посилення кріплення або додатковому кріпленню.

Підтримка і охорона штреку включає в себе наступні заходи:

- щодобова обтяжка різьбових з'єднань елементів металоарочного кріплення не менше 10 м в обидві сторони від вікна лави, заміна поламаної затяжки, розклинювання замків кріплення, відновлення поламаних або ненадійно встановлених стійок випереджаючої кріплення (ГС або дерев'яних стійок).
- установка механізованого кріплення сполучення, простір між балкою кріплення сполучення і верхняками ретельно заклинюється лісоматеріалом (відрізками рудстойку, бруса, дошки), крім того між балкою і постіллю встановлюються 2-3 гідростійки, які встановлюються з підкладками з відрізків дошки;
- послідовна установка ряду або двох рядів гідростійок (дерев'яних стійок $D=15-20\text{см}$) випереджаючої кріплення по центру вироблення під кожен верхняк аркового кріплення; випереджальна кріплення встановлюється попереду лави на відстані не менше 20 м, стійки встановлюються на лежав з бруса і під підкладку з відрізків бруса. Верхня частина гідростійок повинна фіксуватися до верхняками кріплення відрізками ланцюга, каната або прорволокою;
- послідовна установка хіманкерів з випередженням вибою лави не менше 50-80 м згідно «Типового паспорту хімічного анкерування виїмкових штреків»;
- послідовне відновлення стійок аркового кріплення з боку лави за головою лавного конвеєра;
- установка по брівці сполучення дерев'яних стійок $D=15-20\text{см}$ підсилює кріплення під масив виробленого простору з боку лави між рамами аркового кріплення, пробивання в завальній частини лави після кожної засувки органічних рядів дерев'яних стійок (один - під брус уздовж секції для кріплення лави, інший - під брус по брівці сполучення);
- зачистка (бомба) ґрунту штреку до проектного рівня;
- проводиться установка упорних замків;

- осушення штреків шляхом відведення води по трубах $D=150$ мм.

1.7 Вентиляція

На шахті прийнята центральна всмоктувальна схема провітрювання з подачею свіжого повітря по допоміжному і висновку вихідного по головному стовбуру. Шахта віднесена до III категорії по виділенню метану і небезпечною щодо вибуху вугільного пилу. За час роботи шахти суфлярних виділень газу і раптових викидів вугілля і метану не спостерігалось. Вугілля не схильні до самозаймання. Породна пил сілікозоопасная. Абсолютна менаобильность становить до $1,04 \text{ м}^3/\text{хв}$.

Для провітрювання шахти застосовані дві головні вентиляторні установки ВДЗ0М, що працюють по черзі, які встановлені у блоку головного стовбура в спеціальному приміщенні. Повітря видається зі стовбура через підземний вентиляційний канал. Головні вентиляторні установки ВДЗ0М укомплектовані синхронними електродвигунами з потужністю 1250 кВт, 600 об/хв.

Провітрювання гірських виробок і очисних вибоїв виробляється за рахунок загальношахтної депресії, схема провітрювання лав прямоочная, з підсвіжен-ням вихідного повітря.

Тупикові вибої провітрюються за допомогою ВМП. Провітрювання гараж-заряжних і складу ВМ і роздавальної камери ВМ відокремлений. Витрата повітря фактичний становить $10310 \text{ м}^3/\text{хв}$, розрахунковий $9040 \text{ З}/\text{хв}$, депресія становить 225 мм вод ст., депресія вентиляторів 190 мм вод ст.

Баланс надходження повітря наступний - загальна кількість повітря надходить по допоміжному столу $182,1 \text{ м}^3/\text{с}$

Далі повітряний струмінь розподіляється на виймальні ділянки- $18,3 \text{ м}^3/\text{с}$, підготовчі- $15,7 \text{ м}^3/\text{с}$, підтримувані вироблення- $106,3 \text{ м}^3/\text{с}$, провітрювання камер $16,7 \text{ м}^3/\text{с}$, внутринні витоку складають $25,1 \text{ м}^3/\text{с}$, видається з шахти по головному стовбуру $182,1 \text{ м}^3/\text{с}$. Зовнішні підсоси через шахтну будівлю, канал ГВР, капер - $41,4 \text{ м}^3/\text{с}$.

Подача свіжого повітря до виїмкових дільниць і підготовчим вибоїв здійснюється з приствольних дворів гор 210 і 250 м, по магістральним виробкам.

Для провітрювання очисних і підготовчих забоїв пласта С1 свіже повітря надходить по відкатувальному квершлягу пл С1, 1 східному магістральному

відкатувальному штреку пласта С1, вихідне повітря виходить на 2 східний магістральний відкаточний штрек пласта С1, далі йде по відкатувальній вироб-ці гор. 325 м і виходить на головний ствол. Для провітрювання очисних і підготовчих забоїв пласта С4 свіже повітря надходить з гор 250 м по відкатувальному квершлягу пл С4, по 2 східному магістральному відкатувальному штреку пласта С4, де виходить повітря на 1 східний магістральний конвеєрний штрек пласта С4, далі йде на конвеєрні виробки гор. 210 м і виходить на головний ствол.

Свіже повітря також надходить з гор 210 м по квершлягу №13 на 1 східному магістральному відкатувальному штреку пласта С4, що виходить на 1 східний магістральний конвеєрний штрек пласта С4.

Для провітрювання очисних і підготовчих забоїв пласта С5 свіже повітря надходить з гор 250 м по 3 західному магістральному відкатувальному штреку пласта С5, де виходить повітря на магістральний конвеєрний штрек пласта С5, далі йде на конвеєрні виробки гор. 210 м і виходить на головний ствол. Для контролю за шахтної атмосфери застосован безперервний автоматичний контроль за вмістом метану на виїмкових ділянках і підготовчих забоях здійснюється апаратурою автоматичного газового захисту АТ-3-1 виконаної на базі апаратуру «Метан». У центральному диспетчерському пункті встановлені 3 стійки СП.1, на які збирається інформація газової обстановки в шахті. Цілодобовий контроль і аналіз інформації від датчиків ДМТ здійснює оператор АГК по світловій індикації або по самописцям.

Контроль і управління ВМП здійснюється за допомогою апаратури «Вітер-1М».

Провітрювання вибоїв виробляється ВМП типу ВМЕ-6 або ВМ-6м. Забої забезпечуються робочим і резервним ВМП. Провітрювання забою здійснюється по вентиляційних прогумованим трубах діаметром 800 мм.

Контроль якості повітря в підготовчих забоях здійснюється апаратурою АПТВ. В 5-10 м від устя виробки встановлено пристрій для розгазування виро-бок (НВР). Контроль кількості повітря контролюється датчиком швидкості по-вітря (ДСВ або ДКВ), устаналених в 15 м від вибою.

Крім того контроль за шахтної атмосферою здійснює персонал шахт, виробничих ділянок і ВТБ заміряє вміст CH_4 і CO_2 приладами епізодичної (ШП11, трубками АСО) і приладами безперервного (Сигнал 2, Сигнал 5, СМС) дії.

1.8 Транспорт

Для транспортування вугілля на шахті застосована повна конвейеризація. Відбите вугілля транспортується лавовими скребковими конвеєрами типу СП-26У (СП250) на перевантажувач ПТК1 (ПТУ800), далі транспортування вугілля виробляється стрічковими конвеєрами (дільничними типу 1ЛТ-80 і магістральними типу 1Л-100К, 1Л1000Д, 2Л-100У, 1ЛУ120) в центральний вуглеспускних гезенків гор. 210 м і далі скипами по скіповому стволу в вугільний бункер (60 т) поверхневого технологічного комплексу, далі вугілля надходить через живильник КТ14 і гуркіт ГИЛ 52 на конвеєра (КЛС-1200, поз 7 і 16) блоку головного стовбура, де виробляється вибірка породи, далі він надходить конвеєрну лінію техкомплекс (КЛС-1200, КРУ-350) і транспортується на ЦЗФ або відкритий вугільний склад конвеєрами. У блоці головного ствола проводиться навантаження відібраного вугілля і породи в автотранспорт.

Технологічна поверхнева конвеєрна лінія оснащена пунктом навантаження гірської маси в ж\д вагони.

Блок головного стовбура також включає прийом породи, видану з шахти породним підйомом в породний бункер ємністю 160 т і навантаження її в автотранспорт.

Блок допоміжного стовбура включає подачу в шахту порожняка і видачу з неї породи, а так само транспортування вантажів, матеріалів, обладнання. Завантажені вагони, які вийшли з шахти вивантажуються на бічному перекидачі проммайданчика шахти. Видане вугілля також перевозиться автотранспортом на відкритий вугільний склад.

Вся порода, видана з двох стволів автотранспортом перевозиться на плоский породний відвал, розташований на площах рекультиваци, в районі ЦЗФ.

За горизонтальних і слабонаклонних гірничих виробках з ухилом рейкового шляху до 0,050 % транспортування вантажів, матеріалів, породи і людей застосовується електровозний транспорт. Тип застосовуваного електровоза АМ8Д, загальна кількість яких становить 12 шт.

Транспортування сипучих вантажів, породи здійснюється в вагонетках ВГ-3,3, матеріалів і обладнання на майданчиках система «Пакод» (ПУТ9, ВЛ900), довгомірних матеріалів в майданчиках УДГ9. Для перевезення металоарочного кріплення застосовуються спецплощадки.

Практично всі дільничні гірничі виробки мають ухил рейкового шляху більш 0,040-0,050, де неможливо застосовувати електровозний транспорт. Для перевезення вантажів при проходженні гірничих виробок застосовані одноконцеві відкатки з лебідками ЛВ-25. Доставка вантажів в уже пройдені виробки здійснюється також одноконцевими відкатками за допомогою лебідок ЛВ25. По виробках виїмкових дільниць доставка вантажів під лави і назад здійснюється в основному надгрунтові дороги з кільцевим канатом за допомогою приводів СП202.

Доставка людей в шахті здійснюється рейковим транспортом з використанням акумуляторних електровозів АМ-8Д в людських вагонах типу ВП-18 (ВПШ18) від приствольних дворів гор. 250 і 210 м до посадочних майданчиків у виїмкових дільницях лав.

У зв'язку з гірничо-геологічними умовами залягання пластів з 14,2 км існуючих відкотних колій магістральних гірничих виробок, 6.9 км пройдено з підвищеним ухилом рейкового шляху тобто 0,005-0,050. Для збільшення пропускної спроможності магістральних гірничих виробок на таких виробках застосовані надгрунтові канатні дороги, так на відкаточному квершлягу на пл. С1 встановлена надгрунтова канатна дорога ДКНУ-1, на магістральному відкатувальному штреку пл. С1 і 3 західному магістральному відкатувальному штреку пл. С5 відкачування здійснюється комбінованим видом, тобто порожній склад доставляється електровозним транспортом, а видача навантажених вагонів одноконцевими відкатками за допомогою лебідок ЛВ25.

На шахті виділені наступні маршрути руху складів рейкового транспорту. Порода отримана від проведення гірничих виробок верхній частині бремсбергового поля пласта С1 надходить в вагонах на 1 восточний відкаточний штрек пл. С1, далі електровозним транспортом перевозиться до нижньої приймальної площадки відкатувального квершлягу пл. С1, де склад за допомогою ДКНУ1 транспортується на магістральний відкаточний штрек пл. С5, де

формується склад і з навантаженими вагонетками від проведення гірничих виробок верхній частині бремсбергового поля пласта С5, далі електровозним транспортом транспортується до біляствольного двору гор. 210 м, склад відправляється на круговий перекидач або на видачу столом на гору.

Порода отримана від проведення гірничих виробок нижній частині бремсбергового поля пласта С1 надходить в вагонах на 2 східний відкаточний штрек пл. С1, далі електровозним транспортом перевозиться до верхнього приймального майданчика магістрального відкатувального штреку пл. С1, де склад за допомогою лебідки ЛВ25 до біляствольного двору гор. 325 м, склад відправляється на видачу столом на гора.

Порода отримана від проведення гірничих виробок нижній частині поля пласта С4 надходить в вагонах на 2 східний відкаточний штрек пл. С4, далі електровозним транспортом перевозиться до навколостовбурного двору гор. 250 м, склад відправляється на видачу столом на гору або до місця вивантаження донних вагонів. Порода отримана від проведення гірничих виробок нижній частині поля пласта С5 надходить в вагонах на 3 західний відкаточний штрек пл. С5, далі електровозним транспортом перевозиться до нижньої приймальної площадки цього ж штреку, де склад за допомогою лебідки ЛВ25 піднімається до біляствольного двору гор. 250 м, де склад відправляється на видачу столом на гора або до місця вивантаження донних вагонів.

У блоку допоміжного ствола розташований проммайданчик шахти включає подачу в шахту порожняка і видачу з неї породи, а так само транспортування вантажів, матеріалів, обладнання. Завантажені вагони, які вийшли з шахти вивантажуються на бічному перекидачі проммайданчика шахти. Видане вугілля також перевозиться автотранспортом на відкритий вугільний склад.

1.9 Підйом по стовбурах

Шахтне поле розкрито двома центрально-розташованими вертикальними стволами круглого профілю: скіповим (діаметром 6,0 м) і клітьовим (діаметром 6,5 м).

У стовбурі розміщені два скіпа з секторним затвором ємністю 10,6 м³ двухскіповим вугільного одноканатний підйому і скіп з секторним затвором ємністю 4 м³ односкіпового з противагою одноканатного породного підйому.

Сходове відділення на всю глибину стовбура. Армування стовбура жорсткого типу Ш-образне. Стовбур пройдений до горизонту 325 м. Розстріли: центральний з двутавра №27в, упори з двутавра №20в. Провідники виконані з рейок Р43, стан - задовільний. Крок армування - 4168 мм

Армування виконане на всю глибину стовбура, стан - задовільний.

У клітьовому стволі розміщені дві двоповерхові кліті на вагонетку ВГ-3,3 в поверсі двох одноклітьових з противагами одноканатних вантажно-людських підйомів.

Крім судин клітьових підйомів в стовбурі розміщені:

- два става Ду250 головного водовідливу з поверхні до горизонту 210 м;
- два става Ду100 з протипожежно-виробничого водопостачання з поверхні до горизонту 210 м;
- емульсійний трубопровід Ду50;
- конструкції для кріплення силових телефонних і сигнальних кабелів.

Армування стовбура жорсткого типу виконане на всю глибину стовбура. Розстріли з двутавра №27в. Провідники з рейок Р43 (на противазі підлягає заміні). Крок армування 4168 мм.

Зумпф затоплений. Клеті ходять до горизонту 325 м. Шахтне поле розкрите двома вертикальними стволами (головним і допоміжним).

Характеристика існуючих підйомних установок цих стовбурів приведена в таблиці 1.4

В даний час на шахті для забезпечення основного вантажопотоку вугілля використовується система повної конвейеризації від очисних вибоїв до завантажувального пристрою головного стовбура на горизонті 210 м.

На виїмкових штреках встановлені стрічкові конвеєри 1ЛТ80 і 1Л80.

Основні технічні параметри експлуатованих на шахті конвеєрів приведені в таблиці 1.3.

Обслуговування конвеєрів по виїмкових штреках здійснюється напочвенной дорогами.

Для відкати породи, доставки людей, матеріалів і обладнання по горизонтальних виробках використовується локомотивне відкочування

акумуляторними електровозами. Тип застосовуваних електровозів - АМ8Д.
Загальна кількість електровозів, що знаходяться в роботі - 1 шт.

Таблиця 1.3 Основні технічні параметри конвеєрів

Місце встановлення	Довжина доставки, м	Тип і довжина конвеєра, м	Швидкість руху стрічки, м / с	Сумарна потужність приводу, кВт	Кількість конвеєрів, шт	Технічна продуктивність, т/год
1-й Східний магістральний конвеєрний штрек	700	2Л100У 720	2.5	220	1	850
Конвеєрний квершлаг на пласті зі	1100	1Л100К1- 01 520	2	150	1	400
		1ЛУ120 600	2.5	500	1	1200
Магістральний конвеєрний штрек пласта с5	900	1Л100К1- 01 470	2	150	1	500
		1ЛУ120 470	2.5	500	1	1200
Конвеєрний квершлаг пласта с5	950	2Л100У 450	2.5	220	1	850
		1ЛУ 120 500	2.5	500	1	1200

Таблиця 1.4 Характеристика існуючих підйомних установок

Найменування основного обладнання та параметрів підйомних установок	Найменування стовбурів, підйомних установок і характеристики їх основних параметрів		
	Головний ствол		Допоміжний ствол
	угольный подъем	породный подъем	клетевые подъемы
1	2	3	4
1. Тип підйому	двухскіповий	односкіповой з противагою	два одноклітьових з противагою
2. Призначення (функції) підйому	видача гірської маси	видача породи	Виконує допоміжні вантажо-людські операції, при необхідності і видачі породи
3. Обслуговуючі горизонти	210 м	210 м	140м, 165м, 210м, 250м, 325м
4. Підйомна машина	2Ц-4х1,8 (1965 г.)	2Ц-4х1,8 (1974 г.)	ЦР-4х3,2/0,6 (1971 г.)
5. Редуктор, передавальне число	ЦО-18 10,5	ЦО-16 10,33	ЦО-18 11,5
6. Електродвигун, потужність (кВт), швидкість обертання (об / хв), кількість, шт)	АКН-17-39-20 10090 295 один	АКН15-36-20 800 290 два (один працюючий)	АКН15-41-16 500 365 два (один працюючий)
7. Максимальна (фактична) швидкість підйому, м/с	5,8 (5,8)	5,8 (5,8)	6,6 (6,6)

Продовження табл. 1.4

1	2	3	4
8. Підйомні посудини	Скіп - 10,6 м вантажопідйомність 9,0 т	Скіп - 4,0 м вантажопідйомність 5,3 т	Клеть одноповерхова на вагонетку ВГ-3.3, вантажопідйомність 5,3 т
9. Головні канати, ГОСТ, діаметр, мм	7668-80 42,0	7668-80 36,5	7668-80 42,0
10. Копер, висота до шківів, м	Укiсний, металевий		
	45,0	45,0	38,0
11. Копрові шківви, діаметр, м	4,0	4,0	4,0
12. Стан обладнання	Задовiльне		

1.10 Електропостачання шахти

В даний час шахта «Благодатна» отримує електроенергію за дволанцюгового струмопроводу 6 кВ з проводом АСО-300 довжиною 1.4 км від РУ 6 кВ (осередки №9 і №16) підстанції 150/6 кВ ЦЗФ «Павлоградська».

Крім того, частина електроприймачів комплексу передачі вугілля з шахти на ЦЗФ також запитані від РУ 6 кВ цієї підстанції (осередку №11 і №27) через ТП 6/0,4 кВ з трансформаторами потужністю 2х400 кВА.

Розподіл електроенергії по споживачах напругою 6 і 0,4 кВ здійснюється від головної знижувальної підстанції (ДПП) 6/0,4 кВ, розташованої на проммайданчику шахти. Розподільчий пристрій 6 кВ ГПП виконано з шаф зовнішньої установки КРУН. Силовий щит 380/220 розміщений в будівлі підстанції. Завантаження силових трансформаторів становить 82-84 % і при

виході з ладу одного з трансформаторів залишись в роботі не в змозі забезпечити харчуванням усіх споживачів 0,4 кВ.

Компенсація реактивної потужності здійснюється встановленими на ДПП 6/0,4 кВ шахти батареями статичних конденсаторів загальною потужністю 4488 кВАр і синхронними електродвигунами потужністю 1250 кВт головною вентиляційної установки.

Харчування підземних електроприймачів здійснюється від ГПП шахти за трьома кабелям 6кВ перетином $3 \times 120 \text{ мм}^2$, прокладених по допоміжному стовбуру, два з яких підключені до розподільних пристроїв 6 кВ ЦПП горизонту 210 м і один - до РПП-1 горизонту 165 м. Кабелі експлуатуються з 1968 року, на них є сполучні і ремонтні муфти, які є потенційними джерелами аварій.

Для розподілу електроенергії в межах відпрацьовуваних ділянок використовуються розподільні підземні пункти (РПП): на горизонті 210 м - РПП-2,4 і 5, на горизонті 250 м - РПП-6; на горизонті 325 м - РПП-3.

Розподільчі пристрої РПП скомплектовані з морально і фізично застарілих осередків РВД-6 з олійними вимикачами. РПП-3 горизонту 325 м, РПП-5 горизонту 210 м і РПП-6 горизонту 250 м отримують харчування по одному вводу (без резерву).

Харчування споживачів при напрузі 660В здійснюється від трансформаторів і пересувних трансформаторних підстанцій 6/0,69 кВ різної потужності, що розташовуються в центрах електричних навантажень.

У шахті застосовано напруга: для розподільних мереж-6 кВ, для силових дільничних електроприймачів-0,66 кВ, для стаціонарних освітлювальних установок і ручного інструменту - 0,127 кВ.

Розрахунковий максимум електричного навантаження підземних споживачів - 2,541 МВт. Регулювання режимів електроспоживання за рахунок відключення насосів головного водовідливу в періоди максимальних навантажень в мережі живлення енергосистемі. Кабельна мережа з кабелями з оболонкою і захисними покриттями, що не поширюють горіння, призначеними для шахтних умов: для вертикальної і похилої (понад 45°) прокладки - кабелями з дротяною бронєю у свинцевій або полівінілхлоридній оболонці (ПВХ) з полівінілхлоридною, гумовою або паперовою збідненою просоченою ізоляцією;

для горизонтальної і похилої (до 45°) прокладки кабелями з стрічковою бронєю з паперовою нормально просоченою ізоляцією. Підстанції обладнуються високовольтними підстанціями серії КТПВ, ТСВП. У підземних виробках шахти комутаційна і захисна апаратура на напругу до 1 кВ і вище прийнята з рівнем вибухозахисту не нижче РВ застосування електроустаткування і провітрюваних ВМП тупикових виробках, а також схеми електропостачання вентиляторів місцевого провітрювання прийняті відповідно до «Інструкції з електропостачання електроустаткування в провітрюваних ВМП тупикових виробках шахт, небезпечних за газом».

Комплексна мережа захисного заземлення, що передбачає безперервне електричне з'єднання між собою всіх металевих оболонок і заземлюючих жил кабелів. Головний заземлювач знаходиться в водозбірнику гор 210 м.

Силові мережі на поверхні передбачено шляхом прокладки кабелів напругою 6 і 0,4 кВ в кабельних спорудах, в землі і по вугільній галереї. Для прокладки прийняті силові кабелі з алюмінієвими жилами марок ААБл-6 і АВБШв-1.

Електропостачання споживачів лави здійснюються за схемою, де живить трансформаторна підстанція і енергопоїзд і розподільні пункти ДКН розміщуються на бортовому або на збірному штреку. Електропостачання споживачів збірного штреку (стрічкового конвеєра і ДКН) передбачається здійснити за магістральною схемою.

Проходження магістральних і дільничних гірничих виробок передбачалося вестися комбайновим способом. Електропостачання споживачів здійснюється за магістральною схемою, де живить трансформаторна підстанція і розподіл пункти знаходяться на свіжому струмені повітря. Для харчування ВМП забезпечується резервування. Електроапаратура повинна застосовуватися у виконанні РВ. Харчування споживачів лави проводиться від осередків РІШ 4 типу РВД-6 або КРУВ-6.

Все електрообладнання приєднується до мережі за допомогою пускачів СУВ, керованих дистанційно з іскробезпечними схемами управління. Схема управління електроустаткуванням забезпечує нульовий захист, безперервний контроль заземлення механізмів, захист від самочинного вмикання апарата під час

замикання у зовнішніх колах управління, искробезопасность зовнішніх ланцюгів управління. Для управління пускателями застосовуються двокнопочні пости. Пуск електрообладнання та подача напруги на нього виробляється з одного пульта управління.

Для освітлення робочого місця відповідно до прийнятих норм використовуються індивідуально закріплені за кожним робочим шахтні світильники РГД, які після кожної зміни здаються на підзарядку. Індивідуальні світильники повинні забезпечувати необхідну освітленість протягом 10 годин безперервної роботи.

Висновок: виконавши аналіз гірничо-геологічних умов можна зробити висновок про можливе подальше збільшення видобутку вугілля і необхідності модернізації головного підйомного комплексу.

2. ТЕХНОЛОГІЧНІ І ТЕХНІЧНІ РІШЕННЯ ЩОДО ОБ'ЄКТА ПРОЄКТУВАННЯ

Вихідними даними для розрахунку є річна продуктивність шахти $A_p=1$ млн.200 тис. тон вугілля та її глибина $H_{\text{ш}}=325$ м. Глибина завантажувального і висота приймального бункерів приймаються в процесі розрахунку.

2.1 Розрахунок скіпової підйомної підйомної установки

2.1.1. Розрахунок і вибір місткості підйомної посудини

Визначається годинна продуктивність підйомної установки за формулою:

$$A_T = \frac{C \cdot A_p}{N \cdot t} = \frac{1,2 \cdot 1200000}{305 \cdot 18} = 327,8 \text{ т/год}$$

де C - коефіцієнт нерівномірності завантаження скіпа, для підйомних посудин рудної і вугільної промисловості дорівнює відповідно 1.15 і 1.5; $N=305$ - розрахункове число робочих днів підйомної установки протягом року, $t = 18$ год - тривалість роботи підйомної установки за добу.

Розраховується раціональна вантажопідйомність скіпа для одноканатного підйому:

$$m_{\text{роз}} = 5,7 \cdot A_T \cdot \sqrt[4]{H} = 5,7 \cdot 409,8 \cdot \sqrt[4]{412,3} = 10525,3 \text{ кг}$$

де, H - висота підйому, м. Обчислюється відповідно до прийнятої схеми підйомної установки. Для скіпового підйому:

$$H = H_{\text{ш}} + h_{\text{ПБ}} + h_{\text{ЗБ}} + h = 360 + 22 + 30 + 0,3 = 412,3 \text{ м}$$

де, $h_{\text{ПБ}} = 22$ м - рівень приймального бункера для одноканатного підйому;

$h_{\text{ПБ}} = 35 \dots 40$ м - рівень приймального бункера для багатоканатного підйому;

$h_{\text{ЗБ}} = 30 \dots 40$ м - висота завантаження скіпа нижче навколо стовбурного двору;

$h = 0,3$ м - висота рами скіпа над рівнем приймального бункера в момент розвантаження скіпа з донним розвантаженням; $h = 0,3$ м – висота перекидних посудин.

За розрахованою $m_{роз}$ із табл. 1 вибирається скіп з найближчою більшою вантажопідйомністю m_n .

Обираємо скіп СН 9,5-185-1,1.

Табл. 2.1 - характеристики скіпа

Геометрична місткість кузова, м ³	9,5
Корисна місткість кузова, м ³	8,5
Вантажопідйомність, кг	9160
Висота скіпа, м	11,26
Шлях розвантаження, м	2,45
Маса скіпа, кг	9140
Відстань між осями напрямних шківів (висків канатів), м	2,17
Пауза, с	10

2.2. Розрахунок і вибір підйомного канату

При глибині шахти $H_{ш} < 600$ м розрахункову лінійну масу канату визначаємо з формули:

$$P_{роз} = \frac{m_0 g}{\frac{\sigma_T \cdot 10^6}{n_{ТВ} \cdot p_0} - H_0 g} = \frac{18300 \cdot 9.81}{\frac{1800 \cdot 10^6}{6.5 \cdot 9000} - 399.06 \cdot 9.81} = 6,67 \text{ кг/м}$$

Де m_0 – сумарна маса вантажу, яка складається із маси вантажу m_n та маси порожнього скіпа m_m :

$$m_0 = m_n + m_m = 9160 + 9140 = 18300 \text{ кг}$$

σ_T - тимчасовий опір розриву дротів канату, МН/м². Для вертикальних установок приймається, що $\sigma_T = 1600 \dots 1800$ МН/м²,

$n_{\text{ПБ}}$ - запас міцності канату, що встановлюється в залежності від призначення канатів і установок та типу підйомної машини, приймається із табл. 8-а;

$\rho_0 = 9000 \text{ кг/м}^3$ - фіктивна щільність каната;

g - прискорення вільного падіння, м/с^2 ;

H_0 - максимальна довжина канату, яка визначається за формулою:

$$H_0 = h_{\text{ЗБ}} + H_{\text{ш}} + h_{\text{к}} = 30 + 325 + 38.06 = 393.06 \text{ м}$$

Висоту копра розраховують відповідно до обраної схеми і рекомендацій, наведених у ПБ. Для випадку розташування шківів на одній горизонтальній осі:

$$h_{\text{к}} = h_{\text{ПБ}} + h_{\text{ш}} + h_{\text{шр}} + h_{\text{пер}} + 0,75R_{\text{ш}} = 22 + 11.26 + 0.3 + 3 + 0,75 \cdot 2 = 38.06 \text{ м}$$

де $h_{\text{ш}} -$ висота підйомної посудини, м,

$h_{\text{шр}} = 0,3 \text{ м}$ - перевищення скіпа над приймальним бункером;

$h_{\text{пер}} = 3 \text{ м}$ - висота пере підйому для одно канатних підйомних машин.

Для визначення висоти копра радіус шківа $R_{\text{ш}}$ орієнтовно приймається в межах 2...2,5 м У ході розрахунку підйомної установки він уточнюється.

За $\rho_{\text{роз}}$ обираємо сталевий круглопрядний канат.

Табл. 2.2- Характеристика канату

Діаметр, мм	41
Лінійна маса канату (маса 1м), кг/м	7,151
Розрахункова межа міцності рвоволок при розтягненні, МН/м ²	1800
Розрахункове сумарне зусилля усіх рвоволок канату, кН	1410

Обраний за величиною $\rho_{\text{роз}}$ канат перевіряється на фактичний запас міцності:

$$n = \frac{1000 \cdot Q_k}{g(m_0 + \rho \cdot H_0)} \geq n_{\text{тв}}$$

де Q_k - сумарне розривне зусилля всіх дротів обраного за каталогом каната, кН;

ρ - лінійна розрахункова маса обраного за каталогом каната, кг/м.

$$n = \frac{1000 \cdot 1410}{9.81(18300 + 7,151 \cdot 393.06)} = 6,80 > 6,5$$

Умова запасу міцності каната виконується.

2.3. Розрахунок і вибір основних розмірів органу навівання

Розрахунковий діаметр барабана:

$$D_{\text{б,роз}} \geq 79d_k$$

$$D_{\text{б,роз}} = 79 \cdot 41 = 3239 \text{ мм}$$

Розрахунковий діаметр копрового шківів:

$$D_{\text{ш,роз}} \geq 60d_k$$

$$D_{\text{ш,роз}} = 60 \cdot 41 = 2460 \text{ мм}$$

де d_k - діаметр обраного підйомного канату, мм.

За розрахунковим діаметрами $D_{\text{б,роз}}$ і $D_{\text{ш,роз}}$ вибираємо стандартне значення діаметра копрового шківів $D_{\text{ш}}$ та барабана підйомної машини $D_{\text{б}}$.

Табл. 2.3- Технічні характеристики копрового шківів ШКФ-4

Діаметр шківів, мм	4000
Діаметр канату, мм	37...49,5
Маховий момент, кН·м ²	101

Обираємо малу шахтну підйомну машину по умові ширини барабану 2Ц-4х2,8 з діаметром барабану $D_6=4$ м

Табл.2.4.- Характеристика підйомної машини

Розміри барабанів, м	Діаметр	4
	Довжина	1,8
	Відстань між барабанами	0.09
Максимальний статичний натяг канату, кН		220
Максимальна різниця статистичних натягів, кН		160
Передаточне число редукторів		10.5; 11.5; 20
Число шарів навивання канату, не більше		2
Максимальна швидкість підйому, м/с		12.0
Маховий момент машини без редуктора, електродвигуна, канатів і копрових шківів $GD^2_{м.}$ кНм ² (одношарове навивання)		5200

Ширина одного барабана:

$$B_6 = \left(\frac{H + l_{рез}}{\pi \cdot D_6} + Z_{тр} \right) (d_k + \varepsilon) = \left(\frac{377.3 + 30}{3.14 \cdot 4} + 5 \right) (41 + 2) = 1609,4 \text{ мм}$$

де H — висота підйому, м;

$l_{рез}$ = 30 ... 40 м - резервна довжина канату,

D_6 — стандартне значення діаметра барабана, м;

$Z_{тр}$ = 3 ... 5 мертві витки тертя; ε = 2 ... 3 мм - зазор між суміжними витками;

$B_{зак}$ - ширина заклиненої (більшої) частини барабана, мм.

Розрахункова ширина барабана -1,609 м, а стандартна ширина барабана -2,8 м. Умова виконується.

Обрана підйомна машина перевіряється за допустимими статичними навантаженнями.

Максимальний статичний натяг навантаженої гілки канату:

$$F_{\text{ст.мак}} = g(m_{\text{т}} + m_{\text{п}} + \rho \cdot H) \cdot 10^{-3} \leq F'_{\text{ст.мак}}$$

$$F_{\text{ст.мак}} = 9.81(9,140 + 9,160 + 7,151 \cdot 377.3) \cdot 10^{-3} = 220 \text{ кН} < 250 \text{ кН}$$

Умова виконується.

Максимальне неврівноважене статичне зусилля (різниця натягів навантаженої і порожньої гілок канатів):

$$F_{\text{ст.різ}} = g(m_{\text{п}} + \rho \cdot H) \cdot 10^{-3} \leq F'_{\text{ст.мак}}$$

$$F_{\text{ст.різ}} = 9.81(9,160 + 7.151 \cdot 377.3) \cdot 10^{-3} = 116,3 \text{ кН} < 160 \text{ кН}$$

Умова виконується.

2.4. Розташування підйомної установки відносно стовбура шахти

Схема розташування підйомної установки відносно стовбура шахти визначається наступними параметрами:

h_K - висотою копра, м,

L_B - відстанню від осі каната до осі підйомної машини, м,

L_c - довжиною струни каната, м,

c - перевищенням осі машини над нульовою відміткою стовбура, м,

β - кутом нахилу струни каната до горизонту,

$l_{\text{ш}}=1,9 \dots 2,4$ м - відстанню між осями напрямних шківів, яка залежить від характеристики обраних підйомних посудів;

a - відстанню між барабанами, м;

α_3 $\alpha_{\text{вн}}$ кутами девіації канату, відповідно зовнішнім і внутрішнім.

Мінімальна відстань від осі каната до осі підйомної машини:

$$L_{\text{б min}} = 0,6h_{\text{к}} + 3,5 + D_{\text{б}} = 0,6 \cdot 38,06 + 3,5 + 4 = 30,33 \text{ м}$$

Обирається раціональне значення цього розміру, яке перебуває в межах:

$$0,9h_{\text{к}} \leq L_{\text{б}} \leq 2h_{\text{к}}$$

$$34,25 \text{ м} \leq L_{\text{б}} \leq 76,12 \text{ м}$$

Обираємо $L_{\text{б}} = 39$ м

Довжина струни канату:

$$L_{\text{с}} = \sqrt{(L_{\text{б}} - R_{\text{ш}})^2 + (h_{\text{к}} - c)^2} = \sqrt{(39 - 2)^2 + (38,06 - 1)^2} = 52,3 \text{ м} \leq 65 \text{ м}$$

Розмір c , що визначає перевищення осі машини над нульовою відміткою стовбура становить $0,8 \dots 1,0$ м.

Умова виконуться.

Кут нахилу струни канату до горизонту:

$$\text{tg} \beta = \frac{h_{\text{к}} - c}{L_{\text{б}} - R_{\text{ш}}} = \frac{38,06 - 1}{39 - 2} = 1,00$$

$$\beta = 41^\circ$$

Повинна виконуватись вимога $45^\circ \geq \beta \geq 30^\circ$

Кути девіації α_3 $\alpha_{\text{вн}}$ для підйомних машин орієнтовно мають таке значення:

$$\operatorname{tg} \alpha_3 \approx \operatorname{tg} \alpha_{\text{вн}} \approx \frac{B_6}{2L_c} \approx \frac{1,8}{2 \cdot 52,3} \approx 0,017$$

де B_6 – стандартна ширина барабана прийнятої підйомної машини, м.

Для машин типу Ц, ЦР і 2Ц α_3 , $\alpha_{\text{вн}}$ не повинні перевищувати $1^\circ 30'$.

2.5. Кінематика підйомної установки

2.5.1. Розрахунок тривалості операції підйому

Згідно з відомою годинною продуктивністю підйомної установки і обраною вантажопідйомністю посудини час її руху визначається в такій послідовності:

-кількість підйомів за годину:

$$n_{\text{чп}} = \frac{A_{\text{г}}}{m_{\text{п}}} = \frac{327,8}{9160} = 35,7 \sim 36$$

-тривалість одного циклу підйому:

$$T_{\text{ц}} = \frac{3600}{n_{\text{чп}}} = \frac{3600}{36} = 100 \text{ с}$$

-тривалість руху підйомної посудини:

$$T = T_{\text{ц}} - \theta = 100 - 10 = 90 \text{ с}$$

Тривалість паузи θ для завантаження-розвантаження приймається з технічної характеристики обраного підйомного сосуду.

2.5.2 Розрахунок максимальної швидкості підйому

Для підйомних установок, обладнаних неперекидними скіпами із секторним затвором і приводом від асинхронного двигуна, приймається прямолінійна п'ятиперіодна діаграма швидкості.

При розрахунку діаграми відомими є:

H - висота підйому ;

T - розрахункова тривалість руху , с;

h_0 - величина шляху розвантаження в кривих.

Відповідно до рекомендацій ПБ задаються прискоренням та уповільненням підйомної посудини поза розвантажувальними кривими α_1 і α_3 у межах $0,5 \dots 0,7$ м/с² та прискоренням і уповільненням підйомних посудин у розвантажувальних кривих α'_1 і α''_3 у межах $0,2 \dots 0,3$ м/с².

При цьому перевіряються такі величини:

-швидкість сходу порожнього скіпа з розвантажувальних кривих:

$$V_1 = \sqrt{2\alpha'_1 \cdot h_0} = \sqrt{2 \cdot 0,2 \cdot 2,45} = 0,98 \text{ м/с} \leq 1,2 \text{ м/с}$$

-швидкість входу навантаженого скіпа у криві:

$$V'_1 = \sqrt{2\alpha'_3 \cdot h_0} = \sqrt{2 \cdot 0,2 \cdot 2,45} = 0,98 \text{ м/с} \leq 1 \text{ м/с}$$

Необхідно розрахувати $V_{max}, t_1, t_2, t_3, h_1, h_2, h_3$.

Для розрахунку максимальної швидкості руху фактична п'ятиперіодна діаграма швидкості замінюється умовною триперіодною. У цьому випадку умовними величинами також будуть:

- H_y - висота підйому, м;

- T_y , с тривалість руху, с;

- V_{maxy} , максимальна швидкість, м/с

Максимальна швидкість умовної триперіодної діаграми:

$$V_{maxy} = a - \sqrt{a^2 - 2a \cdot V_{серy}} = 20,5 - \sqrt{(20,05)^2 - 2 \cdot 20,05 \cdot 3,8} = 3,99 \text{ м/с}$$

де a - модуль швидкості, який визначається за формулою:

$$a = \frac{T_y}{\frac{1}{a_1} + \frac{1}{a_3}} = \frac{89,2}{\frac{1}{0,5} + \frac{1}{0,5}} = 20,05 \text{ м/с}$$

$V_{\text{серу}}$ - середня швидкість умовно ідіаграми, яку встановлюють з такого співвідношення:

$$V_{\text{серу}} = \frac{H_y}{T_y} = \frac{293,8}{80,2} = 3,6 \text{ м/с}$$

Тривалість умовної діаграми

$$T_y = T - t'_1 - t'_3 = T - \frac{V_1}{a'_1} - \frac{V'_1}{a'_3} = 90 - \frac{0,98}{0,2} - \frac{0,98}{0,2} = 80,2 \text{ с}$$

Висота підйому H_y умовної діаграми визначається за виразом:

$$H_y = H - 2h_0 - V_1 T_y = 377,3 - 2 \cdot 2,45 - 0,98 \cdot 80,2 = 293,8 \text{ м}$$

Максимальна швидкість за фактичною п'ятиперіодною діаграмою визначається таким чином:

$$V_{\text{max}} = V_{\text{maxу}} + V_1 = 3,99 + 0,98 = 4,97 \text{ м/с}$$

Далі розрахункова максимальна швидкість узгоджується з V_{max} за ПБ і коригується відповідно до обраного устаткування в такій послідовності:

а) Визначається число обертів двигуна, що відповідає розрахунковому значенню максимальної швидкості, тобто:

$$n_{\text{роз}} = \frac{60 \cdot V_{\text{max}}}{\pi \cdot D_6} \cdot i = \frac{60 \cdot 4,97}{3,14 \cdot 4} \cdot 10,5 = 249,2 \text{ об/хв}$$

Для одноступеневих редукторів $i=10,5$; $11,5$; для двоступеневих $i = 20$; 30 . При розрахунках варто брати редуктор, який забезпечує найбільш близький збіг розрахункового числа обертів двигуна з номінальними обертами.

б) Визначається найближче більше до розрахункового синхронне число обертів асинхронного двигуна за виразом:

$$n_{об} = \frac{60f}{p_{пол}} = \frac{3000}{10} = 300 \text{ об/хв}$$

де f - 50 Гц - промислова частота струму,

$p_{пол}$ - число пар полюсів; їх стандартні значення: 2, 4, 6, 8, 10 і 12.

в) Визначаються номінальні оберти двигуна :

$$n_H = n_{об}(1 - S_H) = 300(1 - 0,03) = 291 \text{ об/хв}$$

де S_H - номінальне ковзання двигуна. $S_H = 0,03$;

г) Фактична максимальна швидкість підйому:

$$V_{\max\phi} = V_{\max} \cdot \frac{n_H}{n_{роз}} = 4,97 \cdot \frac{291}{249,2} = 5,80 \text{ м/с}$$

Після встановлення значення фактичної максимальної швидкості обчислюються такі величини:

- тривалість і величина шляху прискореного руху порожнього скіпа поза розвантажувальними кривими:

$$t_1 = \frac{V_{\max\phi} - V_1}{a_1} = \frac{5,80 - 0,98}{0,5} = 9,64 \text{ с}$$

$$h_1 = \frac{V_{\max\phi} + V_1}{2} \cdot t_1 = \frac{5,80 + 0,98}{2} \cdot 9,64 = 32,6 \text{ м}$$

- час і шлях уповільненого руху навантаженого скіпа перед розвантажувальними кривими:

$$t_3 = \frac{V_{\max\phi} - V'_1}{a_3} = \frac{5,80 - 0,98}{0,5} = 9,64 \text{ с}$$

$$h_3 = \frac{V_{\max\phi} + V'_1}{2} \cdot t_3 = \frac{5,80 + 0,98}{2} \cdot 9,64 = 32,6 \text{ м}$$

- час і шлях рівномірного руху:

$$t_2 = \frac{h_2}{V_{\max\phi}} = \frac{307,2}{5,89} = 52,6 \text{ с}$$

$$h_2 = H - 2h_0 - h_1 - h_3 = 377,3 - 2 \cdot 2,45 - 32,6 - 32,6 = 307,2 \text{ м}$$

- фактична тривалість руху підйомних посудин:

$$T_{\Phi} = t'_1 + t_1 + t_2 + t_3 + t'_3 \leq T$$

$$T_{\Phi} = 4,9 + 9,61 + 52,96 + 9,61 + 4,9 = 82,04 \text{ с} < 93, \text{ с}$$

-фактичний коефіцієнт резерву продуктивності підйомної установки:

$$C_{\Phi} = C \cdot \frac{T + \theta}{T_{\Phi} + \theta} = 1,5 \cdot \frac{90 + 10}{82,04 + 10} = 1,6$$

де C – коефіцієнт нерівномірності і завантаження скіпа.

2.6. Динаміка підйомної установки

2.6.1. Розрахунок приведеної до кола органу навівання маси рухомих частин підйомної установки

Попередньо вирішується питання про врівноважування підйомної установки хвостовим (врівноважувальним) канатом. Ступінь статичної неврівноваженості визначається за формулою:

$$\delta = \frac{\rho \cdot H}{k \cdot m_{\Pi}} = \frac{7,151 \cdot 377,3}{1,15 \cdot 9160} = 0,2$$

де, $k = 1,15$ - для скіпів і $k = 1,20$ - для клітє;

ρ —лінійна маса канату, обраного за каталогом, кг/м.

При $\delta > 0,5$ підйомну установку доцільно врівноважити хвостовим канатом, маса одного метра якого дорівнює масі одного метра головного канату, тобто $q = p$.

Так як, розраховане $\delta < 0,5$, то підйомну установку не потрібно урівноважувати хвостовим канатом.

Приведена до кола органу навивання маса рухомих елементів підйомної установки, розраховується:

$$m_i = m_{\text{пост}} + m_{\text{об}} = 35136,7 + 59870,8 = 95007,5 \text{ кг}$$

де $m_{\text{пост}}$ - маса елементів підйомної установки, що здійснюють поступальний рух, яка дорівнює сумарній масі вантажу всіх підйомних посудин і канатів, кг;

$m_{\text{об}}$ - маса елементів підйомної установки, що здійснюють обертальний рух, умовно приведена до кола органу навивання, кг.

Маса елементів, які здійснюють поступальний рух:

$$m_{\text{пост}} = m_{\text{п}} + 2m_{\text{т}} + 2L_{\text{р}}\rho = 9160 + 2 \cdot 9140 + 2 \cdot 538,16 \cdot 7,151 = 35136,7 \text{ кг}$$

де, $L_{\text{р}}$ - довжина однієї гілки головного канату:

$$L_{\text{р}} = H_0 + L_c + l_{\text{рез}} + Z_{\text{тр}}\pi D_{\text{б}} = 393,06 + 52,3 + 30 + 5 \cdot 3,14 \cdot 4 = 538,16 \text{ м}$$

де H_0 - максимальна довжина канату:

$$H_0 = h_{\text{ЗБ}} + H_{\text{ш}} + h_{\text{к}} = 30 + 325 + 38,06 = 393,06 \text{ м}$$

Приведена до кола органу навивання маса обертових елементів підйомної установки:

$$\begin{aligned} m_{\text{об}} &= m_{\text{б}} + n_{\text{нш}}m_{\text{нш}} + k_{\text{зп}}n_{\text{дв}}m_{\text{р}} = 22935,7 + 2 \cdot 643,4 + 1,3 \cdot 1 \cdot 27421,8 \\ &= 59870,8 \text{ кг} \end{aligned}$$

Де, $m_{\text{б}}$ $m_{\text{нш}}$ $m_{\text{зп}}$ $m_{\text{р}}$ - приведені до кола органу навивання маси відповідно барабана, напрямного шківа, зубчастієї передачі та ротора електродвигуна; $k_{\text{зп}} = 1,3 \dots 1,4$ - коефіцієнт, що враховує приведену до кола органу навивання масу $m_{\text{зп}}$ зубчастієї передачі редуктора; для безредукторного приводу $k_{\text{зп}} = 1,0$;

$n_{\text{нш}}$ і $n_{\text{дв}}$ - відповідно кількість напрямних (копрових) шківів і привідних електродвигунів.

$$m_{\text{б}} = \frac{(G \cdot D^2)_{\text{б}} \cdot 10^3}{g \cdot D_{\text{б}}^2} = \frac{3600 \cdot 10^3}{9,81 \cdot 4^2} = 22935,7 \text{ кг}$$

де $(G \cdot D^2)_{\text{б}}$ -маховий момент машини, приведений до тихохідного вала, $\text{кН} \cdot \text{м}^2$, приймається за даними технічної характеристики підйомної машини.

$$m_{\text{нш}} = \frac{(G \cdot D^2)_{\text{нш}} \cdot 10^3}{g \cdot D_{\text{б}}^2} = \frac{101 \cdot 10^3}{9,81 \cdot 4^2} = 2198 \text{ кг}$$

де $(G \cdot D^2)_{\text{нш}}$ -маховий момент напрямного шківів, $\text{кН} \cdot \text{м}^2$, приймається за даними технічної характеристики шківів.

$$m_{\text{р}} = \frac{(G \cdot D^2)_{\text{р}} \cdot 10^3}{g \cdot D_{\text{б}}^2} \cdot i^2 = \frac{39 \cdot 10^3}{9,81 \cdot 4^2} + (10,5)^2 = 27421,8 \text{ кг}$$

Для визначення махового моменту ротора привідного двигуна попередньо визначимо його орієнтовану потужність:

$$P_{\text{ор}} = \frac{k \cdot m_{\text{п}} \cdot H \cdot g}{1000 \cdot T_{\text{ф}} \cdot \eta_{\text{зп}}} \cdot \rho = \frac{1,15 \cdot 9160 \cdot 377,3 \cdot 9,81}{1000 \cdot 82,04 \cdot 0,95} \cdot 1,4 = 700,3 \text{ кВт}$$

де ρ - коефіцієнт, що враховує динамічний режим роботи привідного двигуна. Для скіпових установок $\rho = 1,4$;

$k = 1,15$ - коефіцієнт, що враховує шкідливий опір руху скіпа;

$\eta_{\text{зп}} = 0,93 \dots 0,95$ ККД одноступінчастої зубчастої передачі.

Попередньо обираємо асинхронний двигун з каталогу по номінальним обертам, та кількості пар полюсів АКН-16-51-20

За каталогом $(G \cdot D^2)_{\text{р}} = 76,3 \text{ кН} \cdot \text{м}^2$

Табл.2.4.- Характеристика електродвигуна

Потужність, кВт	800
Напруга, В	6000
Кількість пар полюсів	10
Швидкість обертання, об/хв	290
ККД, %	92,4
$M_{max}/M_{ном}$	2,0
Маховий момент ротора, $кН \cdot м^2$	39

2.6.2 Розрахунок діаграми зусиль

Розрахунок діаграми зусиль для підйомних установок з циліндричним барабаном без врівноважувального канату:

$$F_i = g(km_n + p(H - 2x_i)) \pm m_i a_i, Н$$

де, k - коефіцієнт, який враховує шкідливий опір руху посудини. $k: 1,15$.

x - шлях, що пройшла посудина від початку підйому, м.

Для п'ятиперіодної діаграми зусиль характерні наступні періоди та точки:

— $x_1=0$;

— $x_2=x_3=h_0$;

— $x_4=x_5=h_0+h_1$;

— $x_6=x_7=h_0+h_1+h_2$;

— $x_8=x_9= h_0+h_1+h_2+h_3$;

— $x_{10}=H$.

— $a_1=a_2=+a_1$; $a_3=a_4=+a_1$; $a_5=a_6=0$; $a_7=a_8= -a_3$; $a_9=a_{10}= -a_3$;

$$F_1 = 9,81(1,15 \cdot 9160 + 7,151(377,3 - 2 \cdot 0)) + 95007,5 \cdot 0,2 = 167309,7 \text{ Н}$$

$$F_2 = 9,81(1,15 \cdot 9160 + 7,151(377,3 - 2 \cdot 2,45)) + 95007,5 \cdot 0,2 = 166966,04 \text{ Н}$$

$$F_3 = 9,81(1,15 \cdot 9160 + 7,151(377,3 - 2 \cdot 2,45)) + 95007,5 \cdot 0,5 = 195468,2 \text{ Н}$$

$$F_4 = 9,81(1,15 \cdot 10800 + 8,891(412,3 - 2(2,45 + 22,5))) + 159964,1 \cdot 0,6 = 249427,3 \text{ Н}$$

$$F_5 = 9,81(1,15 \cdot 10800 + 8,891(412,3 - 2(2,45 + 22,5))) + 159964,1 \cdot 0 = 153448,9 \text{ Н}$$

$$F_6 = 9,81(1,15 \cdot 10800 + 8,891(412,3 - 2(2,45 + 22,5 + 362,4))) + 159964,1 \cdot 0 = 90231,4 \text{ Н}$$

$$F_7 = 9,81(1,15 \cdot 10800 + 8,891(412,3 - 2(2,45 + 22,5 + 362,4))) - 159964,1 \cdot 0,6 \\ = -5746,9 \text{ Н}$$

$$F_8 = 9,81(1,15 \cdot 10800 + 8,891(412,3 - 2(2,45 + 22,5 + 362,4 + 22,5))) - 159964,1 \cdot 0,6 \\ = -9671,9 \text{ Н}$$

$$F_9 = 9,81(1,15 \cdot 10800 + 8,891(412,3 - 2(2,45 + 22,5 + 362,4 + 22,5))) - 159964,1 \cdot 0,2 \\ = 54313,6 \text{ Н}$$

$$F_{10} = 9,81(1,15 \cdot 10800 + 8,891(412,3 - 2 \cdot 412,3)) - 159964,1 \cdot 0,2 = 53886,3 \text{ Н}$$

2.7. Потужність привідного двигуна

Точний розрахунок потужності привідного двигуна виконується на підставі діаграми рушійних зусиль і у такій послідовності:

а) Визначається еквівалентне зусилля за виразом:

$$F_e = \sqrt{\frac{\int_0^T F^2 dt}{T_e}} = \sqrt{\frac{1684861792096,3}{88,2}} = 138212,6 \text{ Н}$$

Для п'ятиперіодної діаграми швидкості чисельник формули складається з п'ятих членів і розраховується таким чином:

$$\int_0^T F^2 dt = \frac{F_1^2 + F_2^2}{2} \cdot t'_1 + \frac{F_3^2 + F_4^2}{2} \cdot t_1 + \frac{F_5^2 + F_5 F_6 + F_6^2}{3} \cdot t_2 + \frac{F_7^2 + F_8^2}{2} \cdot t_3 \\ + \frac{F_9^2 + F_{10}^2}{2} \cdot t'_3$$

$$\int_0^T F^2 dt = \frac{190794,09^2 + 189366,7^2}{2} \cdot 4,9 + \frac{253352,3^2 + 249427,3^2}{2} \cdot 7,18$$

$$+ \frac{153448,9^2 + 153448,9 \cdot 90231,4 + 90231,4^2}{3} \cdot 68,5$$

$$+ \frac{54313,6^2 + 53886,3^2}{2} \cdot 4,9 = 1684861792096,3 \text{ Н}$$

Визначають T_g -еквівалентний час роботи двигуна і для привідних двигунів із самовентиляцією за рівнянням:

$$T_g = \alpha(t'_1 + t_1 + t_3 + t'_3) + t_2 + \beta\theta, \text{ с}$$

$$T_g = \frac{2}{3}(4,9 + 7,18 + 7,18 + 4,9) + 68,5 + \frac{1}{3} \cdot 11 = 88,2 \text{ с}$$

де, α і β - коефіцієнти, які враховують погіршення умов охолодження двигуна в періоди несталого руху й пауз. У розрахунках приймається, що $\alpha = \frac{2}{3}$; $\beta = \frac{1}{3}$. Для двигунів із примусовим охолодженням $T_g = T_{ц}$.

б) Визначається еквівалентна потужність привідного двигуна:

$$P_g = \frac{F_g \cdot V_{max}}{1000 \cdot \eta_{зп}} = \frac{138212,6 \cdot 5,12}{1000 \cdot 0,93} = 760 \text{ кВт}$$

Остаточно, за допомогою відповідного каталогу обираємо стандартний двигун за еквівалентною потужністю та визначеною раніше частотою обертання.

Обираємо двигун АКН-16-51-20

Табл.2.5- Технічні характеристики двигуна

Потужність, кВт	800
Напруга, В	6000
Кількість пар полюсів	10
Частота обертання, об/хв	290
ККД, %	92,4
$M_{max}/M_{ном}$	2
Маховий момент ротора, $кН \cdot м^2$	39

Обраний за каталогом двигун перевіряється в умовах пускового перевантаження:

$$\gamma = \frac{F_{max}}{F_H} = \frac{253352,3}{145312,5} = 1,7 \leq 1,6 \dots 1,8$$

Умова виконується.

де, F_{max} - максимальне зусилля відповідно до розрахункової діаграми руйнівних зусиль;

F_H - номінальне зусилля обраного двигуна, що розраховується за формулою:

$$F_H = \frac{1000 \cdot P_H \cdot \eta_{зп}}{V_{max}} = \frac{1000 \cdot 800 \cdot 0,93}{5,12} = 145312,5 \text{ Н}$$

де P_H -номінальна потужність привідного двигуна, кВт.

2.8 Витрата енергії і ККД підйомної установки

2.8.1. Розрахунок потужності на валу двигуна і споживаної двигуном з мережі

Потужність на валу двигуна і споживана двигуном з мережі розраховується на базі діаграм швидкості і рушійних зусиль за допомогою відповідних формул, а саме:

Потужність на валу двигуна:

$$P_{\text{в}i} = \frac{V_i \cdot F_i}{1000 \cdot \eta_{\text{зп}}}, \text{кВт}$$

$$P_{\text{в}1} = \frac{0 \cdot 167309,7}{1000 \cdot 0,95} = 0 \text{ кВт}$$

$$P_{\text{в}2} = \frac{0,98 \cdot 166966,04}{1000 \cdot 0,95} = 172,2 \text{ кВт}$$

$$P_{\text{в}3} = \frac{0,98 \cdot 195468,2}{1000 \cdot 0,95} = 201,6 \text{ кВт}$$

$$P_{\text{в}4} = \frac{4,97 \cdot 190894,3}{1000 \cdot 0,95} = 998,6 \text{ кВт}$$

$$P_{\text{в}5} = \frac{4,97 \cdot 143390,6}{1000 \cdot 0,95} = 750,1 \text{ кВт}$$

$$P_{\text{в}6} = \frac{4,97 \cdot 100284,7}{1000 \cdot 0,95} = 524,6 \text{ кВт}$$

$$P_{\text{в}7} = \frac{4,97 \cdot 52786}{1000 \cdot 0,95} = 276,1 \text{ кВт}$$

$$P_{\text{в}8} = \frac{0,98 \cdot 48212,1}{1000 \cdot 0,95} = 49,7 \text{ кВт}$$

$$P_{\text{в}9} = \frac{0,98 \cdot 76714,3}{1000 \cdot 0,95} = 79,1 \text{ кВт}$$

$$P_{\text{в}10} = \frac{0 \cdot 76370,6}{1000 \cdot 0,95} = 0 \text{ кВт}$$

Потужність, споживана з мережі:

$$P_{mi} = \frac{V_{max} \cdot F_i}{1000 \cdot \eta_{зп} \cdot \eta_{дв}}, \text{кВт}$$

$$P_{m1} = \frac{4,97 \cdot 167309,7}{1000 \cdot 0,95 \cdot 0,92} = 951,4 \text{ кВт}$$

$$P_{m2} = \frac{4,97 \cdot 166966,04}{1000 \cdot 0,95 \cdot 0,92} = 949,4 \text{ кВт}$$

$$P_{m3} = \frac{4,97 \cdot 195468,2}{1000 \cdot 0,95 \cdot 0,92} = 1111,5 \text{ кВт}$$

$$P_{m4} = \frac{4,97 \cdot 190894,3}{1000 \cdot 0,95 \cdot 0,92} = 1085,5 \text{ кВт}$$

$$P_{m5} = \frac{4,97 \cdot 143390,6}{1000 \cdot 0,95 \cdot 0,92} = 812,3 \text{ кВт}$$

$$P_{m6} = \frac{4,97 \cdot 100289,7}{1000 \cdot 0,95 \cdot 0,92} = 570,2 \text{ кВт}$$

$$P_{m7} = \frac{4,97 \cdot 52786}{1000 \cdot 0,95 \cdot 0,92} = 300,1 \text{ кВт}$$

$$P_{m8} = \frac{4,97 \cdot 48212,1}{1000 \cdot 0,95 \cdot 0,92} = 274,1 \text{ кВт}$$

$$P_{m9} = \frac{4,97 \cdot 76714,3}{1000 \cdot 0,95 \cdot 0,92} = 436,2 \text{ кВт}$$

$$P_{m10} = \frac{4,97 \cdot 76370,6}{1000 \cdot 0,95 \cdot 0,92} = 434,2 \text{ кВт}$$

де $\eta_{дв}$ - ККД двигуна.

За результатами розрахунку будують діаграму потужності на валу двигуна і споживаної двигуном з мережі.

2.8.2. Витрати енергії на один підйом

Фактичні витрати енергії на один підйом:

$$W_{\Phi} = \frac{\sum_{i=1}^5 P_{mi} \cdot t}{3600} = \frac{56834,66}{3600} = 15,7 \text{ кВт} \cdot \text{год}$$

де,

$$\sum_{i=1}^5 P_{mi} \cdot t = \frac{P_{m1} + P_{m2}}{2} \cdot t'_1 + \frac{P_{m3} + P_{m4}}{2} \cdot t_1 + \frac{P_{m5} + P_{m6}}{2} \cdot t_2 + \frac{P_{m7} + P_{m8}}{2} \cdot t_3 + \frac{P_{m9} + P_{m10}}{2} \cdot t'_3$$

$$\sum_{i=1}^5 P_{mi} \cdot t = \frac{951,4 + 949,4}{2} \cdot 4,9 + \frac{1111,5 + 1085,5}{2} \cdot 9,64 + \frac{815,3 + 570,2}{2} \cdot 52,96 + \frac{300,1 + 274,1}{2} \cdot 9,64 + \frac{436,2 + 434,2}{2} \cdot 4,9 = 56834,66 \text{ кВт} \cdot \text{с}$$

Питомі витрати енергії на одну тону:

$$W_{\text{шт}} = \frac{W_{\Phi}}{m_{\text{п}}} = \frac{15,7}{9,16} = 1,74 \text{ кВт} \cdot \text{год/т}$$

Витрати енергії на один тонно-кілометр:

$$W_{\text{т.км}} = \frac{W_{\text{шт}} \cdot 1000}{H} = \frac{1,71 \cdot 1000}{377,3} = 4,53 \text{ кВт} \cdot \text{год/т} \cdot \text{км}$$

2.8.3. ККД підйомної установки

ККД підйомної установки визначається як відношення корисної витрати енергії на один підйом $W_{\text{п}}$ до фактичних витрат $W_{\text{д}}$, а саме:

$$\eta_{\text{пв}} = \frac{W_{\text{к}}}{W_{\text{ф}}} = \frac{9,4}{15,7} = 0,59$$

Корисна витрата енергії на один підйом :

$$W_{\text{к}} = \frac{g \cdot m_{\text{п}} \cdot H}{3600 \cdot 10^3} = \frac{9,81 \cdot 9160 \cdot 377,3}{3600 \cdot 10^3} = 9,4 \text{ кВт} \cdot \text{год}/\text{підйом}$$

2.9. Технічні рішення щодо модернізації гальмівної системи підйомної установки

Результати проведених досліджень свідчать про те, що при різкому включенні машиністом робочого гальма внаслідок докладання максимального значення гальмівного моменту з максимальною швидкістю його наростання може статися набігання підйомної посудини на канат, що небезпечно великими динамічними навантаженнями на елементи підйомної машини і можливістю обриву підйомної посудини.

Для забезпечення безаварійної експлуатації підйомних установок в таких ситуаціях пропонувалося кілька варіантів пристроїв управління робочим гальмуванням підйомної машини.

Застосування пристроїв, що реалізують зворотний зв'язок за величиною уповільнення органу навивки, важко внаслідок збільшення інерційності гальмівного приводу і складності технічної реалізації отримання дійсної величини уповільнення. Надійність таких замкнутих систем регулювання процесу гальмування значно зменшується зі збільшенням числа елементів, які використовуються для здійснення цього способу.

Пристрій для управління робочим гальмуванням, передбачає поетапний додаток гальмівного моменту при різкому включенні робочого гальма. Включення нелінійного елемента в ланцюг управління регулятора тиску істотно обмежує оперативність управління робочим гальмом і збільшує інерційність гальмівної системи підйомної машини. Також при використанні цього пристрою

не виключена можливість наростання гальмівного моменту до величини, при якій уповільнення підйомної машини може вийти за допустимі межі. Величина шляху гальмування при значному збільшенні постійної часу гальма на другій ділянці характеристики гальмівного моменту також збільшується і при цьому виникає небезпека перепідйому.

Забезпечити безаварійну експлуатацію шахтних підйомних установок при різкому включенні робочого гальма дозволяє реалізація способу управління робочим гальмуванням шахтної підйомної машини.

На малюнку 2.1 приведена діаграма зміни гальмівного моменту, що ілюструє сутність цього способу. Забезпечення безаварійності при різкому включенні робочого гальма внаслідок неправильних дій машиніста підйому можливою завдяки тому, що гальмування підйомної машини виробляють в кілька періодів.

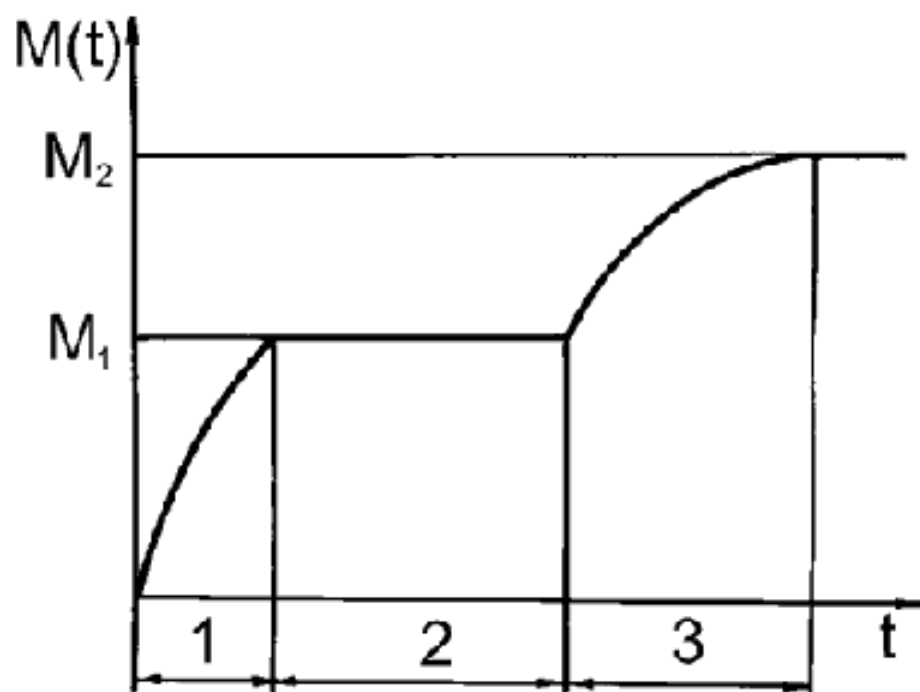


Рис.2.1 Діаграма наростання гальмівного моменту при робочому гальмуванні

У першому періоді гальмівний момент збільшують від нуля до величини M_1 , що відповідає умовам ненабегання підйомної посудини на канат для режиму підйому вантажу. Максимальну величину гальмівного моменту M_1 визначають для кожної конкретної підйомної установки відповідним розрахунком.

У другому періоді величину гальмівного моменту залишають постійною і рівною її максимального значення в першому періоді. Тривалість другого періоду визначається від кінця періоду наростання гальмівного моменту в першому періоді до зупинки підйомної машини (ділянка 2).

У третьому періоді гальмівний момент збільшують без обмеження інтенсивності його наростання до максимального значення (ділянка 3), відповідного стопоріння підйомної машини. Згідно з вимогами Правил безпеки, робоче гальмо для вертикальних підйомних установок в разі потреби має забезпечувати гальмівний момент не менше 3-кратного статичного моменту навантаження при загальмованому стані машини.

Реалізація описаного способу управління робочим гальмуванням дозволяє забезпечити виконання необхідної характеристики уповільнення при підйомі вантажу. Результати досліджень динаміки підйомної установки показали, що можлива форсировка наростання гальмівного моменту до максимальної величини до зупинки підйомної машини, тобто коли швидкість барабана знизиться до безпечної швидкості різкого гальмування. Значення безпечної швидкості різкого гальмування залежить від параметрів підйомної установки, які визначають допустиму величину гальмівного моменту в другому періоді. Для забезпечення більш раціонального використання запасу гальмівного зусилля (за умови виконання необхідної характеристики уповільнення) значення безпечної швидкості різкого гальмування необхідно вибирати в діапазоні 0,3 ... 1,2 м / с, що практично не впливає на шлях гальмування.

У зв'язку з посиленням нормативних вимог Правил безпеки в частині часу холостого ходу з 0,5 с до 0,3 с для пневмопружинних гальмівних приводів досвід експлуатації показав необхідність їх модернізації з метою підвищення швидкодії. Однак застосування швидкодіючих приводів для підйомних установок з великим уповільненням вільного вибігу призводить до додатка максимального гальмівного моменту ще до зупинки органу навівки і перевищення допустимих вповільнень. У свою чергу, це викликає необхідність реалізації двоступенєвої характеристики гальмівного моменту для підйомних машин з пневмопружини приводом гальма, де

один циліндр використовується як для робітника, так і для запобіжного гальмування.

Плавне наростання гальмівного зусилля на другому ступені досить просто можна забезпечити дросселированием стисненого повітря на виході з циліндра гальмівного приводу. Тому основною метою удосконалення пневмосистеми управління було підвищення швидкодії гальмівного приводу.

Використання для цього нормально закритих стандартних регулюючих клапанів не завжди забезпечує виконання вимог Правил безпеки до максимального часу холостого ходу. Тому розроблено пристрій, застосування якого дозволяє виключити зазначені недоліки існуючих пневмосистем управління пневмопружинним приводом гальма і підвищити безпеку експлуатації шахтних підйомних установок.

На рисунку 2.2 показана принципова схема цього пристрою.

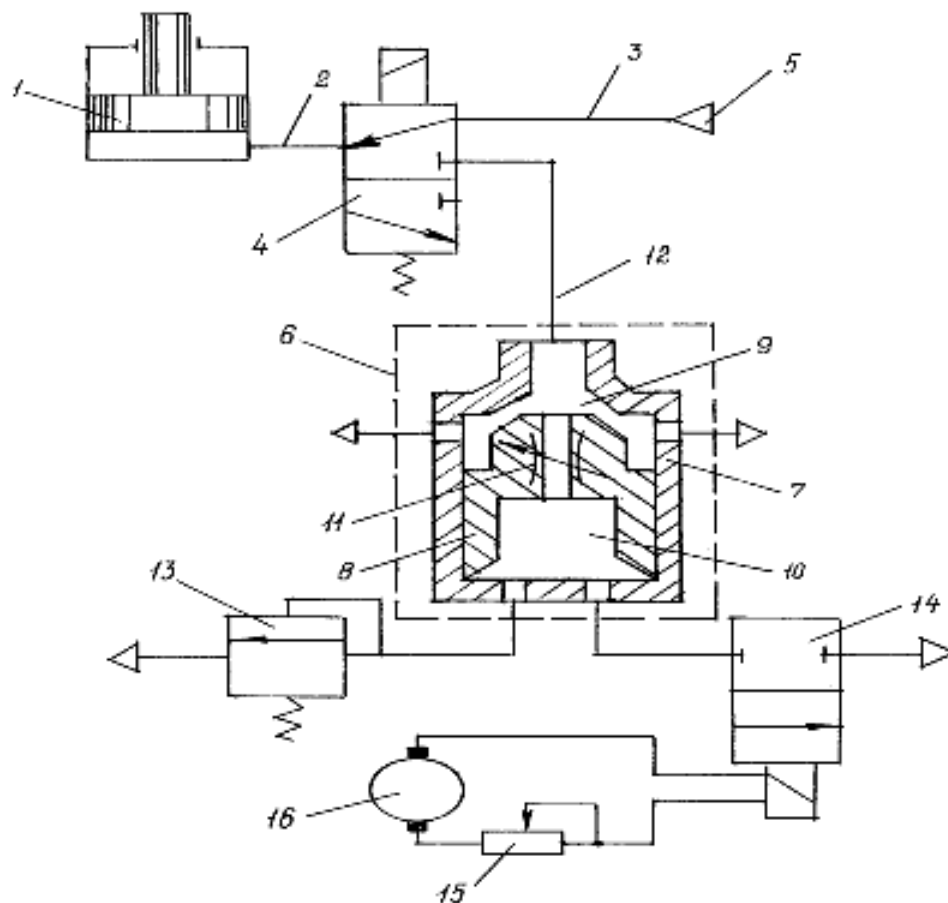


Рис. 2.2 Швидкодійоюча система запобіжного гальмування шахтних підйомних машин з пневмопружинним приводом гальма

Застосування розробленого пристрою дозволяє реалізувати двоступеневу характеристику додатки гальмівного зусилля з одночасним підвищенням швидкодії гальмівного приводу внаслідок застосування нормально відкритих прискорюють клапанів, встановлених в безпосередній близькості до гальмівних циліндрів.

Висновки

1. Розроблена структурна схема системи забезпечення безпеки експлуатації шахтних підйомних установок в режимах гальмування.

2. Обґрунтовано застосування треступенчатого способу управління робочим гальмуванням шахтних підйомних машин, згідно з яким гальмування виробляють в кілька періодів шляхом зміни гальмівного моменту за заданою програмою, що забезпечує безпеку експлуатації підйомної установки при різкому включенні машиністом робочого гальма.

3. Для реалізації запропонованого способу обґрунтовано два варіанти системи регульованого робочого гальмування, в структуру якої входить блок автоматичного регулювання гальмівного моменту, що обмежує гальмівний момент допустимим значенням при швидкості підйомної машини більшою, ніж безпечна швидкість різкого гальмування.

3. Разработана принципиовая схема швидкодействующей системы управления Пневмопружины приводом гальма.

4. Впровадження результатів роботи дає соціальний ефект за рахунок підвищення безпеки експлуатації шахтних підйомних установок в режимах гальмування.

3. ОХОРОНА ПРАЦІ

Правила техніки безпеки на вугільних шахтах поширюються на ті шахти які будуються, реконструюються, закриваються, на діючі, та на закриті гідрозахисні шахти, на організації і підприємства, які виконують роботи на вугільних шахтах, незалежно від форм власності.

3.1 Загальні вимоги безпеки в шахті

3.1.1 Заходи безпеки при пересуванні по гірничих виробках

Спуск і підйом людей по вертикальних виробках

Для спуску і підйому людей по вертикальних виробках служать кліті, скіпи, перекидні кліті, а в період проходки - бадді, які за допомогою підйомних машин переміщуються в стовбурі по напрямних (провідниках). Кліті обладнають з торцевих сторін дверима, що відкриваються всередину. При спуску або підйомі двері закривають і замикають засувом, розташованим із зовнішнього боку дверей. Уздовж довгих боків кліті обладнають поручні, за які тримаються люди під час руху кліті.

Згідно з вимогами ПБ кліті, обладнають спеціальним стопорним пристроєм, що виключає довільне викочування вагонетки з кліті. Кліті забезпечені парашутами, призначеними для плавного гальмування і зупинки її в разі обриву каната.

На підйомі встановлені кінцеві вимикачі для зупинки кліті в разі її пер підйому. Для попередження падіння людей в підйомних відділеннях ствола на всіх горизонтах шахти встановлюють запобіжні решітки. Забороняється спускати і піднімати людей в клітках, завантажених повністю або частково вантажами.

У разі розташування в одному стволі вантажно-людських і вантажного підйомів робота останнього при спуску і підйомі людей заборонена. У стовбурів, по яким спускають і піднімають людей, а також у усть капітальних похилих виробок, обладнаних механічними засобами для перевезення людей, влаштовують камери очікування. На приймально-відправних майданчиках, крім графіків руху,

вивішують написи, що вказують осіб, відповідальних за організацію спуску і підйому, число людей, яке можна одночасно перевозити в кліті, прийняті сигнали.

Робочі зобов'язані строго виконувати вказівки стовбурових, рукоятників, які обслуговують приймально-відправних майданчики, або осіб технічного нагляду, керівних підйомом. Кожна підйомна установка забезпечена пристроєм для подачі сигналу від ствольового до рукоятника і від рукоятника до машиніста. За командою ствольового робочі сідають в кліть. Під час посадки необхідно дотримуватися порядку, рухатися спокійно, не бігти і не обганяти один одного.

У коморах робітники повинні стояти вздовж довгих її сторін і триматися за поручні. Первозяться предмети і ручний інструмент слід розміщувати так, щоб не завдавати ушкодження оточуючих. Гострі предмети повинні бути заохлені. Первозити предмети, що виступають за габарити кліті, забороняється.

Перевезення людей пасажирськими поїздами

Робітники повинні сідати спокійно, без суєти і штовхання, не заважаючи один одному. Після завершення посадки машиніст електровоза обходить вагонетки і перевіряє перекриття дверних прорізів ланцюгами або дверними стулками. Потім він займає місце в кабіні, подає сигнал відправлення і починає рух.

Для світлового позначення поїзда, що йде на останній вагонетці встановлюється світильник з червоним кольором.

Під час руху поїзда робітники повинні знаходитися на сидіннях, не висовуватися з вагона. Категорично забороняється сідати в вагонетки і сходити з них на ходу. Після прибуття на станцію призначення виходити з вагонів необхідно при повній зупинці поїзда на сторону вільного проходу або на майданчик, спеціально обладнаний для цих цілей. Потім робочі прямують до місця роботи або стовбуру шахти, не затримуючись на майданчику. Невиконання правил перевезення призводить до нещасних випадків.

3.1.2. Облік спуску і підйому людей

На кожній діючій та споруджуваній шахті ведеться обов'язковий табельний облік усіх хто спустився в шахту і виїхав (вийшов) з неї. Точний облік спуску і підйому (виходу) людей з шахти необхідний для забезпечення своєчасного виведення людей в безпечні місця або на поверхню в разі аварії, а також для організації пошуку осіб, які не виїхали з шахти.

Відповідальність за організацію обліку покладається на директора шахти, який зобов'язаний наказом встановити порядок виявлення тих, хто своєчасно не виїхали з шахти, і заходи по їх пошуку [ПБ]. Облік виходу на роботу працівників, зайнятих на підземних роботах, покладається на старшого табельщика або особу, яка його замінює. На поверхні шахт облік здійснюється безпосередньо начальником ділянки, цеху і т. п. Відповідальність за точність обліку несе головний бухгалтер підприємства, так як облік виходів на роботу пов'язаний з нарахуванням заробітної плати.

Табельний облік заснований на те, що кожному працівнику, що складається в обліковому складі шахти, присвоюється табельний номер. При цьому табельний номер працівника повинен відповідати номерам закріплених за ним акумуляторної лампи, саморятувальника, а, при можливості, і місця зберігання одягу.

Всім, хто опускається в шахту, повинні бути видані справні ізолюючі саморятівники. За кожним працівником шахти під особистий підпис у журналі закріплюється саморятівник, кількість яких повинна відповідати обліковій чисельності працівників, зайнятих на підземних роботах [ПБ].

Табельний облік здійснюється по жетонній системі або з використанням автоматизованих систем.

При автоматизованій паспортній системі використовують жетони, укріплені на світильнику, і електронні машини типу «Сатурн». Для позначки часу спуску в шахту і виїзду жетон вставляють в пристрій, що зчитує. Пристрій друку електронної машини після закінчення кожної зміни видає табуляграмах - список працівників, які відпрацювали зміну (спустилися в шахту), із зазначенням часу спуску і виїзду з шахти і список осіб, що залишилися в шахті.

Облік часу знаходження в шахті працівників, які впродовж року виконують роботи на поверхні і в шахті, здійснюється в загальному порядку із застосуванням резервних жетонів шляхом ведення окремого табеля.

Особи, які не перебувають в штаті шахти (фахівці інших організацій, науковці, викладачі, студенти та ін.). Повинні спускатися в шахту в супроводі її працівника і також зобов'язані відзначатися в табельної як перед спуском, так і при виїзді на поверхню. Дозвіл на спуск таких осіб видається директором шахти.

Спуск в шахту на підводному човні, а також в неробочі дні дозволяється за спеціальними перепустками, що видаються при аварії - відповідальним керівником робіт з ліквідації аварії, а в неробочі дні - черговим (диспетчером) по шахті.

Забороняється спуск в шахту працівників, які не ознайомлені з планом ліквідації аварій і не знають тієї частини, яка стосується місця їх роботи і шляхів пересування. У разі зупинки робіт в шахті перебування в ній осіб, не пов'язаних із забезпеченням життєдіяльності шахти або ліквідації аварії, забороняється.

На кожній шахті повинна діяти система охорони, що виключає доступ сторонніх осіб в об'єкти життєзабезпечення шахти, підземні виробки, службових будівель та споруд.

3.1.2 Влаштування виходів з шахти і гірничих виробок

Виходи з шахти поділяються на головні і запасні. Головними виходами є виробки, за якими проводиться доставка людей в шахту із шахти при нормальному (безаварійному) режимі роботи. Запасні виходи - це виробки, за якими можна залишити місце роботи, якщо головні виходи з яких-небудь причин виявилися недоступними. При цьому дві і більш віддалені виробки з одним напрямком вентиляційного струменя, пристосовані для пересування людей, вважаються одним запасним виходом.

Стан запасних виходів повинно контролюватися службою ВТБ не рідше одного разу на добу. Результати огляду заносяться в наряд-путівку гірничого

майстра дільниці ВТБ, а в разі незадовільного стану запасного виходу - в спеціальну книгу, що знаходиться на ділянці ВТБ. План з нанесеними системами запасних виходів і шляхів виходу гірників при нормальному і реверсивному режимах провітрювання повинен вивішуватися в куточку безпеки нарядної ділянки і зручному місці в підземних виробках. Будь-які зміни до ПЛА вносяться протягом доби.

Кожна шахта має два і більше окремих виходів на земну поверхню, пристосованих для пересування (перевезення) людей. Кожен горизонт шахти також повинен мати не менше двох окремих виходів на вище розміщений (нижче розташований) горизонт чи поверхню, пристосованих для пересування (перевезення) людей.

У загальному випадку з кожної гірничої виробки (робочого місця) має бути два виходи. Ця вимога обумовлена необхідністю виведення людей в разі аварійної ситуації, а також прагненням забезпечити стійку подачу свіжого повітря, що можливо здійснити при провітрюванні гірничих виробок за рахунок загальношахтної депресії. Виняток становлять проводяться тупикові виробки.

Виробки, що служать запасними виходами на поверхню, повинні бути обладнані для пересування людей і транспортними засобами для їх ремонту та підтримання в справному стані на весь період експлуатації. На розгалуженнях усіх виробок повинні бути прикріплені вказівні знаки з найменуванням виробок і напрямком до виходів на поверхню.

3.2 Ведення гірничих робіт

3.2.1. Заходи безпеки при проведенні очисних робіт

Найбільше число випадків травматизму та аварій як на вітчизняних, так і зарубіжних шахтах відбувається при очисній виїмці. Очисний вибій характеризується постійною мінливою умовою ведення робіт, наявністю і активним проявом природних і виробничих небезпечних чинників, зосередженням людей, робочих процесів, машин і механізмів в обмеженому просторі.

На виїмкових дільницях (безпосередньо в очисних виробках, виробленому просторі і в прилеглих виробках і вихідним струменем) відбувається в середньому 64% вибухів метану і вугільного пилу, 6% екзогенних і 57% ендогенних пожеж, 72% обвалень (51% з них на сполученні з підготовчими виробками) і 78% газодинамічних явищ при виїмці вугілля. Травматизм при обслуговуванні машин і механізмів в очисних вибоях досягає 86% від загального травматизму на машинах і механізмах.

До найбільш небезпечних відносяться процеси оформлення забою, кріплення призабойного простору, обслуговування виїмкових машин, пересування механізованих і посадочних кріплень. Найбільш небезпечним місцем в лаві є призабойний простір, де висока концентрація працюючого обладнання (комбайн вібрує тяговий ланцюг комбайна, скребковий конвеєр, електро або пневмосверла і ін.). Можливе віджимання вугілля, обвалення порід покрівлі, падіння навісів і шматків породи і вугілля.

При веденні очисних робіт рівень травматизму залежить від багатьох факторів і, перш за все від технології очисної виїмки. В очисних вибоях, обладнаних механізованим кріпленням, випадків травматизму на процесах, пов'язаних з управлінням покрівлею, спостерігається в 1,9-2,7 рази менше в порівнянні з іншими видами технології виїмки.

Найчастіше безпосередніми причинами травм є:

- віджимання вугілля з вугільного вибою
- відсутність або відставання постійного кріплення
- обвалення залишків навісів вугілля і породи.

В очисних виробках повинна застосовуватися механізована або індивідуальне кріплення з характеристиками, відповідними гірничо- геологічних умов. Постійне індивідуальне кріплення повинно складатися з однотипних стояків з однаковими характеристиками за несучою здатністю. У лавах,

закріплених металевим кріпленням, дозволяється застосування дерев'яних верхняків, а дерев'яних стійок - в якості контрольних.

В очисних вибож з індивідуальним кріпленням випадки травматизму від обвалень порід покрівлі найчастіше спостерігаються в розкріпленнях призабойному просторі, особливо за комбайном у місці вигину конвеєра, т. н. «Трикутник смерті». Основним технічним рішенням тут є застосування індивідуального металевого кріплення з консольними металевими верхняками, що дозволяє відмовитися від установки тимчасового кріплення і забезпечує постійне перебування людей під кріпленням. При цьому при консольному навішуванні шарнірних верхняків обов'язковим є замикання їх в шарнірах, так як тільки ланцюжок верхняків забезпечує стійкість кріплення в разі деформації або падіння однієї зі стійок.

Для запобігання обвалень в процесі роботи повинна проводитися перевірка стійкості покрівлі та забою шляхом огляду і отстукування. При наявності ознак небезпеки обвалення покрівлі, забою або сповзання ґрунту на крутих пластах повинна проводитися оборка відшаруваної гірської маси і встановлюватися додаткова кріплення. У разі зупинки робіт в очисній виробці на час понад добу повинні бути вжиті заходи щодо попередження обвалення покрівлі в призабойному просторі, загазування або затоплення. Відновлення робіт допускається з дозволу головного інженера шахти після огляду очисної виробки посадовими особами або спеціалістами.

При роботі комбайна вібруючий тяговий ланцюг становить небезпеку травмування практично по всій довжині лави, але особливу небезпеку становить обрив тягового ланцюга. Тому при роботі комбайна з рами конвеєра на пластах з кутами падіння 9° і вище і при роботі з ґрунту на пластах з кутом падіння 20° і вище, а також в умови можливого ковзання виймальних машин по ґрунті обов'язковим є застосування запобіжної лебідки з дистанційним включенням.

3.2.2. Заходи безпеки при проведенні горизонтальних і похилих підготовчих виробок

При проведенні похилих виробок перебування людей нижче місця роз'їзду гірничопрхідницького устаткування під час маневрових робіт не допускається.

При проведенні похилих висхідних виробок від низу до верху основну небезпеку становить обвалення порід і вугілля. Для забезпечення безпеки проводиться ретельна оборка породи і вугілля в покрівлі і боках виробки і установка тимчасового кріплення.

При проходженні та поглибленні вертикальних стволів за допомогою буропідривних робіт необхідне застосування заходів щодо попередження травматизму:

- при бурінні шпурів,
- навантаженні породи в цебра,
- усунення небезпеки обвалення порід,
- падіння шматків породи і предметів
- падіння людей.

Для запобігання травматизму від падіння зверху предметів і шматків породи і людей з висоти обов'язковою вимогою є:

- перекриття устя виробки на нульовій позначці,
- ведення робіт з проходки та поглиблення ствола (шурфу) під захистом прохідницьких полків,
- при поглибленні ствола також ізоляції забою поглиблення стовбура від діючих підйомів запобіжним помостом або цілком породи, міцність яких розраховується з урахуванням застосовуваного підйому і можливої маси падаючого вантажу.

Запобіжний полок споруджується при величині неробочої частини чинного стовбура більше 10 м, при величині 5-10 м залишається запобіжний цілік.

При видачі породи ляди на перекритті стовбура (нульовій рамі копра) повинні відкриватися тільки в момент проходку бадії. Конструкція ляд повинна виключати падіння в ствол породи чи інших предметів під час розвантаження цебер, отвір для пропуску цебер повинен мати по периметру суцільну огорожу. У лядях для проходку головних і направляючих канатів є зазори, через які можливе

падіння дрібних предметів. Для ліквідації цих зазорів на одній з половинок ляд повинні бути встановлені фартухи з конвеєрної стрічки.

Ляди відкриваються рукоятником-сигналістом, обслуговуючим отвори тільки однієї підйомної машини в момент проходження бадії. У рукоятника-сигналіста поруч з кнопками управління прохідницькими лебідками повинен бути пристрій аварійного відключення прохідницьких лебідок. При підході бадії на відстань 40 м до нульової площадки на спеціальному табло у рукоятника загоряється лампочка і звучить сирена (дзвінок). Це є сигналом до відкривання ляд. Якщо ляди не відкриті, то при підході бадії на відстань 20 м від нульової площадки спрацьовує кінцевий вимикач і підйом зупиняється.

3.2.3. Ремонт і ліквідація гірничих виробок

Технічний стан горизонтальних і похилих виробок повинні перевірятися посадовими особами дільниць, у відомстві яких вони знаходяться:

- горними майстрами ділянок - щозміни,
- начальниками або заступниками (помічниками) начальників дільниць -

щодоби,

- горними майстрами дільниць ВТБ - при контролі ними стану рудникової атмосфери.

До порушень технічного стану кріплення відносяться:

- наявність заколовши і пересічних тріщин в монолітному бетонному або залізобетонному кріпленні (ці порушення особливо небезпечні, тому що обвалення крижже руйнування бетону відбувається практично миттєво);

- деформація у вигляді виполаживання збірної залізобетонного або блокового кріплення;

(При цьому суміжні з'єднання - шарніри виходять на одну пряму лінію, утворюючи миттєву змінну систему, і збірне кріплення втрачає свою стійкість);

- деформація сегментів металевого кріплення з спецпрофіля, розрив хомутів замкових з'єднань (зазвичай такі порушення є наслідком недотримання вимог до установки металевого кріплення, що полягає у відсутності спеціального розклинювання в районі замкових з'єднань, при цьому кріплення не працює в податливому режимі і деформується);
- деформація затяжок, в результаті чого вони не виконують огорожувальні функції;
- руйнування породи під опорною шайбою анкерного кріплення, в результаті чого зменшується натяг штанги і порушується умова рівноваги гірського масиву і анкерного кріплення, відбувається зрив натяжки гайки анкерного кріплення при її перевантаженні і недостатній натяг штанги, що знижує її працездатність;
- поломи ніжок і верхняків дерев'яного кріплення.

При проведенні ремонтних робіт у вертикальних і похилих виробках забороняється підйом (спуск) і пересування по ним людей, не зайнятих на ремонті. Забороняється одночасно проводити ремонтні роботи в зазначених виробках більше ніж в одному місці, за винятком виробок з кутом нахилу до 18° . При спуску і підйомі вантажів повинна бути сигналізація від осіб, які беруть вантаж, до рукоятника-сигналіста або машиніста підйомної установки.

Огляд кріплення і армування:

- Вертикальні, похилі (понад 45°) стовбури і свердловини, обладнані

підйомними установками:

- щодоби - спеціально призначеними особами, раз в тиждень - механіком підйому,
- не рідше одного разу на місяць - головним механіком і одного разу на квартал - головним інженером шахти.
- Крепль похилих (до 45°) стовбурів:
 - щозміни - гірськими майстрами,
 - щодоби - начальниками дільниць або їх заступниками (помічниками), у відомстві яких перебувають вироблення,

- один раз в квартал - головним інженером шахти.

Результати огляду і вжиті заходи щодо усунення порушень заносяться перевіряючими в Книгу огляду стволів шахт.

Огляд кріплення і армування стовбурів при їх проходці, поглибленні і експлуатації в період будівництва (реконструкції) шахти:

- не рідше одного разу на місяць - начальником або головним інженером шахтопрохідницького (шахтобудівельного) управління.
- не рідше двох разів на місяць - головним або старшим механіком –
- не рідше ніж один раз на тиждень - механіком підйому.

У проектах будівництва головних стволів шахт повинно бути передбачене спостереження за станом кріплення в процесі будівництва за допомогою контрольно-вимірювальних приладів. Спостереження за станом кріплення покладається на маркшейдерську службу організації, що здійснює будівництво.

У вертикальних стволах не менше ніж один раз на два роки повинні проводитися заміри зазорів і профільна зйомка армування.

У проекті з ремонту ствола повинно передбачатися:

- перекриття ствола нижче місця ремонту запобіжним помостом, що виключає падіння в ствол кусків породи, елементів кріплення, армування та інструментів;
- перекриття стовбура на висоті не більше 5 м від місця роботи для захисту працюючих від випадково падати зверху;
- виробництво робіт з укріпленого нерухомого або підвісного помосту (з цього полку до полку сходового відділення повинна бути підвісна драбина, що працюють по ремонту ствола повинні використовувати запобіжні пояси).

Ліквідація шахт повинна проводитися за проектами відповідно до вимог Інструкції про порядок ліквідації і консервації підприємств з видобутку корисних копалин.

При розробці проектів ліквідації шахт передбачаються заходи:

- щодо запобігання можливого проникнення на поверхню метану та інших газів;
- попередження зсуву земної поверхні після ліквідації шахти;
- оцінка безпеки і запобігання зараженню токсичними речовинами атмосфери, поверхневих вод і сусідніх шахт;
- оцінка безпеки і запобігання можливості підтоплення земної поверхні і сусідніх шахт.

ВИСНОВКИ

В даному дипломному проєкті для збільшення продуктивності існуючої головної підйомної установки шахти «Благодатна» ПрАТ «Павлоградвугілля» до 1,2 млн. т/рік, було проведено:

- вибір скіпа;
- розрахунок та вибір головних канатів;
- вибір підйомної машини 2Ц-1х2,8;
- розрахунок кінематики підйомної установки;
- визначення максимальної швидкості руху скіпа;
- вибір підйомного двигуна;
- розрахунок приведеної маса підйомної установки;
- визначення прискорення та уповільнення;
- розрахунок діаграми швидкості;
- побудова діаграми зусиль;
- визначення еквівалентної потужності підйомного двигуна;
- визначення витрати енергії;

В результаті модернізації підйомної установки та використання нового високопродуктивного обладнання підйому, були створені такі умови, що видобуток вугілля – збільшився, а техніка безпеки з підйому – покращилась. Застосування пневмопружинного привода гальма підвищить безпеку експлуатації шахтних підйомних установок є найбільш оптимальним рішенням для даних умов.

Модернізація підйомної установки дозволяє значно зменшити економічні витрати та покращити експлуатаційні показники.

Оскільки робота має соціальну спрямованість на підвищення безпеки експлуатації шахтних підйомних установок, розрахунок економічної складової не проводився.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Методичні вказівки до розрахунку шахтних барабанних підйомних установок для студентів спеціальності 184 «Гірництво» та 133 «Галузеве машинобудування» (виконання індивідуальних завдань, курсових і дипломних проєктів) / упоряд.: В.І. Самуся, Ю.О. Комісаров, І.С. Ільїна. – Д.: НТУ «Дніпровська політехніка», 2018. – 35 с.
2. Самуся В.И. Выбор и обоснование способа управления рабочим торможением шахтных подъемных машин // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. - 1997. - Вып. 1. - С. 56.
3. Бежок В.Р. / Шахтный подъем: Научно – производственное издание / В.Р. Бежок, В.И. Дворников, И.Г. Манец и др. – Донецк: ООО «Юго-Восток, Лтд», 2007. – 624 с.
4. Песвианидзе А.В., «Расчет шахтных подъемных установок»: Учеб. посо-бие для вузов. – М.: Недра, 1992.
5. Федоров М.М., Монтаж и наладка стационарного оборудования. – М.: Недра, 1974. – 432 с.
6. Петухов А.И., Правицкий Н.К., Рипп М.Г., Горная механика. – М.: Недра, 1965. – 400с.
7. Бежок В.Р., Калинин В.Г., Коноплянов В.Д., Курченко Е.М. / Руководство по ревизии, наладке и испытанию шахтных подъемных установок / Донецк «Донеччина», 2009. – 671 с.
8. Ушаков К.З., Кирич Б.Ф., Ножкин Н.В. Охрана труда / Учебник для вузов / Под ред. К.З. Ушакова. – М.: Недра, 1986. – 624 с.
9. Медведев Г.Д., Электрооборудование и электроснабжение горных предприятий: Учебник для техникумов. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1988

РЕЦЕНЗІЯ

на кваліфікаційну роботу бакалавра
студентки гр. 184-16-1 ММФ Пурхальнової А. А.

на тему: «Проект модернізації головної підйомної установки шахти «Благодатна»
ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»

До рецензії представлено дипломний проект студентки гр. 184-16-1 ММФ Пурхальнової А. А. на тему «Проект модернізації головної підйомної установки шахти «Благодатна» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля». Робота складається з трьох розділів, вступу, висновку, рецензії та відгуку.

Мета бакалаврської роботи – обґрунтування і розробка технічних рішень, спрямованих на вдосконалення гальмівної системи шахтних барабанних підйомних машин з внутрішнім розташуванням приводу гальма в режимах гальмування.

Запропонована вдосконалена система автоматичного регулювання робочого гальмування може бути ефективно застосована для шахтних підйомних установок.

В роботі приведено розрахунки на основі реальних даних, виконано розрахунок електропостачання підйомної установки, та розглянуто питання щодо охорони праці на виробництві.

Вважаю, що бакалаврська робота студентки гр. 184-16-1 ММФ Ульянової Я. О. заслуговує оцінки «відмінно».

Зав. кафедри будівельної, теоретичної та прикладної механіки

НТУ «Дніпровська політехніка»

док. тех. наук

Колосов Д. Л.

ВІДГУК

на кваліфікаційну роботу бакалавра
студентки гр. 184-16-1 ММФ Пурхальнової А.А
на тему: «Проект модернізації головної підйомної установки шахти
«Благодатна» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»»

Мета кваліфікаційної роботи – модернізація гальмівної системи скіпової підйомної установки шахти для підвищення безпеки експлуатації та покращення техніко-економічних показників.

Обрана тема актуальна через те, що за рахунок інтенсифікації видобутку вугілля та використання сучасного прохідницького та видобувного обладнання фактично вичерпано резерв роботи діючої підйомної машини.

Задачею кваліфікаційної роботи є пошук обґрунтованого рішення по удосконаленню гальмівних режимів головного підйому. Для вирішення цієї задачі потрібно розрахувати та вибрати електромеханічне обладнання скіпової підйомної установки, враховуючи сучасний рівень науки і техніки.

Тема кваліфікаційної роботи безпосередньо пов'язана з об'єктом діяльності фахівця спеціальності 184 Гірництво – проектуванням та експлуатацією гірничого енергомеханічного обладнання.

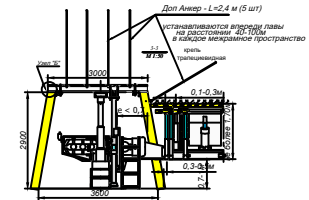
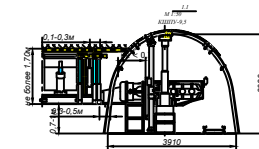
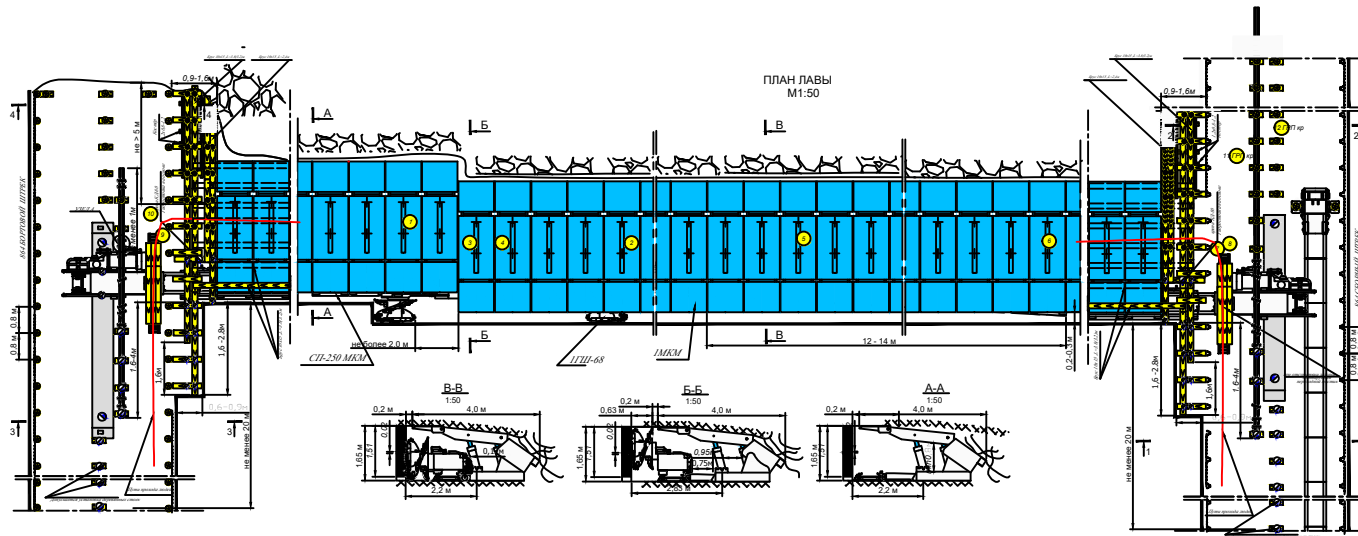
Оригінальність технічних рішень та практичне значення роботи полягає у розробці проекту підйомної установки, вибору необхідного електромеханічного обладнання та розробки рекомендацій щодо модернізації її системи гальмування та захисту.

Оформлення креслень, пояснювальної записки та ступінь самостійності виконання дипломного проекту в цілому задовільна. При відповідному захисті дипломний проект заслуговує оцінки «відмінно».

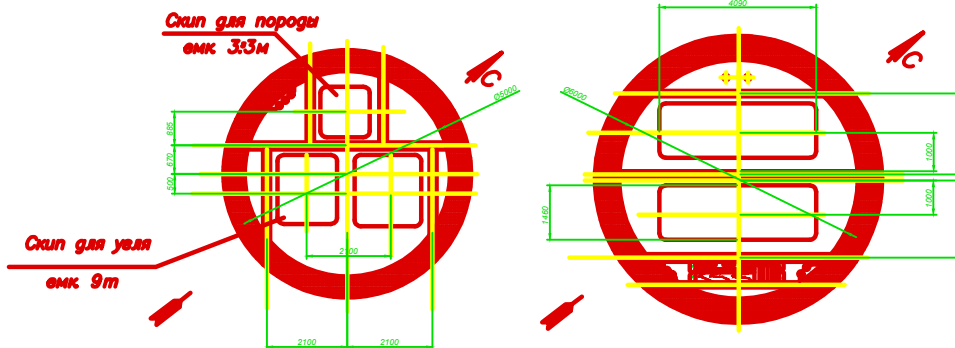
Керівник дипломного проекту,
професор кафедри гірничої механіки

Самуся В.І.

Схема вскрытия
Масштаб 1 : 500



Сечение главного ствола Сечение вспомогательного ствола
Масштаб 1 : 100 Масштаб 1 : 100



ДІАГРАМА ШВИДКОСТЕЙ, ПРИСКОРЕНЬ, ЗУСИЛЬ ТА ПОТУЖНОСТЕЙ ПРИВІДНОГО ДВИГУНА

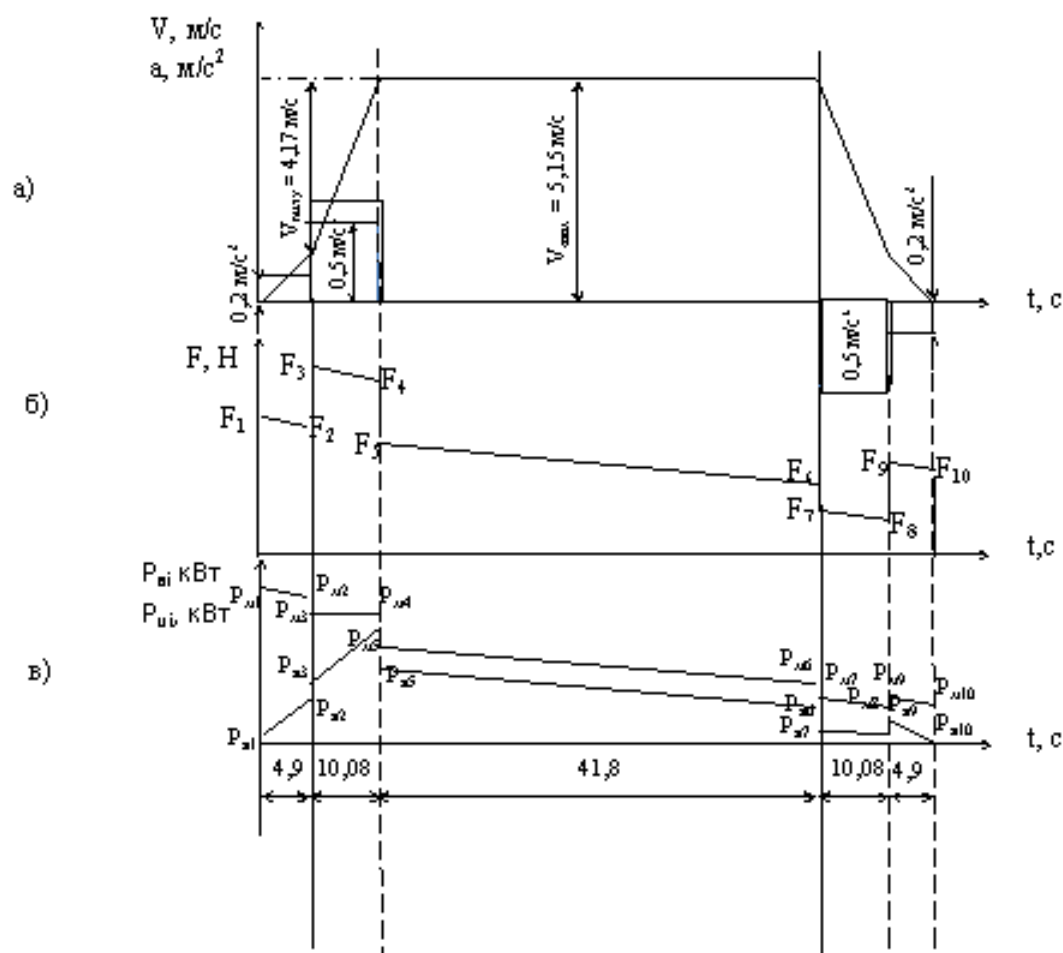


Рис.1.1 Діаграма швидкостей (а), зусиль (б), потужностей привідного двигуна

ПАРАМЕТРИ ПІДЙОМНОЇ УСТАНОВКИ 2Ц-4х2,8

Максимальний статичний натяг, кН	220
Максимальне нерівноважене статичне зусилля, кН	116,3
Максимальна висота підйому при розрахунковому навантаженні, м	412,3
Максимальна швидкість при редукторному приводі, м/с	12
Приведена маса канатоведучого шківа, кг	643,4
Діаметр привідного шківа, м	3,5
Діаметр каната, мм	41
Діаметр барабана, м	4
Кількість канатів	1
Відстань між барабанами, м	0,09
Максимальна потужність електродвигуна, кВт	800

