

ДВНЗ «Донецький національний технічний університет»
факультет машинобудування, електроінженерії та хімічних технологій
 (повне найменування інституту, назва факультету)

кафедра електромеханіки та машинобудування
 (повна назва кафедри)

ЗАТВЕРДЖУЮ:

Завідувач кафедри

В.В. Калиниченко

« » 2022 року

Випускна кваліфікаційна робота

бакалавра

(освітній ступінь)

на тему: «Підвищення ефективності роботи вентиляційних та калориферних установок відокремленого підрозділу «Шахтоуправління «Добропільське» Державного підприємства «Добропільвугілля-видобуток»

Виконав: студент 3 курсу, групи ЕЛКзп-19і
 (шифр групи)

спеціальність 141 Електроенергетика, електротехніка та електромеханіка
 (шифр і назва напрямку підготовки, спеціальності)

Пєвнєв М.А.

(прізвище та ініціали)

(підпис)

Керівник

проф. каф. ЕМ, д.т.н., проф. Гого В.Б.

(посада, науковий ступінь, вчене звання, прізвище та ініціали)

(підпис)

Рецензент

доц. каф. УГВіОП, к.т.н., доц. Сергієнко О.І.

(посада, науковий ступінь, вчене звання, прізвище та ініціали)

(підпис)

*Засвідчую, що у цій дипломній роботі
 немає запозичень з праць інших авторів
 без відповідних посилань.*

Студент

(підпис)

Луцьк – 2022р.

АНОТАЦІЯ

Пєвнєв М.А. Підвищення ефективності роботи вентиляційних та калориферних установок відокремленого підрозділу «Шахтоуправління «Добропільське» Державного підприємства «Добропільлявугілля-видобуток» / Випускна кваліфікаційна робота на здобуття освітнього ступеня «бакалавр» за спеціальністю 141 Електроенергетика, електротехніка та електромеханіка – ФМЕХТ ДВНЗ «ДонНТУ», Луцьк, 2022.

Було визначено робочий режим вентиляційної установки з відцентровим вентилятором типу ВЦ-31,5М та запропоновано застосування регульований електропривод, що зменшить витрати електроенергії при необхідності керування продуктивністю вентилятора з розвитком гірничих робіт. Також було застосовано спеціальний пристрій камери вловлювання, що дозволить осаджати у вентиляційному каналі частки крупністю до 0,22мм. Очищення вентиляційного каналу пропонується здійснювати за допомогою гідроелеватору. Такі заходи підвищать надійність та довговічність роботи вентиляційної установки, зменшать екологічне навантаження завдяки зменшенню викидів вугільного пилу в атмосферу.

Було запропоновано вдосконалення діючих калориферних установок, що підвищить ефективність та надійність їх роботи, поліпшить мікроклімат в надшахтних будинках, покращить техніку безпеки та умови роботи персоналу з обслуговування цих установок.

ВЕНТИЛЯТОР, РОБОЧИЙ РЕЖИМ, РЕГУЛЮВАННЯ, КАНАЛ, ЧИЩЕННЯ, ГІДРОЕЛЕВАТОР, КАЛОРИФЕРНА УСТАНОВКА, ТЕПЛОНОСІЙ, ПОВІТРОНАГРІВАЧ

ЗМІСТ

	стор.
ВСТУП	6
1 1 СТИСЛА ХАРАКТЕРИСТИКА ШАХТИ «ДОБРОПІЛЬСЬКА»	8
1.1 Гірничо-геологічна характеристика шахти «Добропільська»	8
1.2 Стисла характеристика електромеханічного обладнання шахти «Добропільська»	11
2 ВЕНТИЛЯЦІЙНІ УСТАНОВКИ ГОЛОВНОГО ПРОВІТРЮВАННЯ	13
2.1 Типи і кількість вентиляційних установок	13
2.2 Визначення кількості повітря на провітрювання крила шахти	13
2.3 Визначення необхідного тиску та подачі вентиляційної установк	14
2.4 Робочий режим вентиляційної установки	15
2.5 Потужність електродвигуна вентилятора	16
2.6 Вибір способу регулювання вентиляційної установки	18
2.7 Схема вентиляційної установки	18
2.8 Очищення вентиляційного каналу	20
2.9 Техніка безпеки	22
2.10 Витрати електроенергії	24
3 СИСТЕМА УПРАВЛІННЯ ЕЛЕКТРОПРИВОДОМ ВЕНТИЛЯЦІЙНОЇ УСТАНОВКИ	25
3.1 Контролер	25
3.2 Інтерфейсний модуль	29
3.3 Плати нормалізації сигналів	30
3.4 Термінал оператора	32
3.5 Особливості алгоритмів керування синхронним приводом	32
3.6 Програмна реалізація алгоритму	35
3.7 Методика налагодження пристрою керування	36
4 ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ КАЛОРИФЕРНОЇ УСТАНОВКИ	38
5 ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНІ ПОКАЗНИКИ	44
5.1 Економічна оцінка збитку, який заподіяно викидами забруднень в атмосферне повітря	44
5.2 Визначення вартості перевитрати електроенергії внаслідок забруднення вентиляційного каналу	46
5.3 Визначення економічного ефекту від використання зібраного вугільного пилу	48
5.4 Надійність вентилятора	49
ВИСНОВОК	51
СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ	52
ДОДАТКИ	53

ВСТУП

Однією з найважливіших умов забезпечення ефективного провітрювання гірничих виробок є нормальна робота вентиляторних установок. Навіть незначні перебої у роботі, такі як зменшення продуктивності або короткочасна зупинка, одразу позначається на режимі провітрювання шахти.

Кожна вентиляторна установка, яка включає в себе вентилятор, дифузори, канали вентиляторів та головний вентиляційний канал, має індивідуальну робочу характеристику, яка визначається аеродинамічними властивостями каналів, які в свою чергу залужать як від конструктивних особливостей каналів, так і від технічного виконання комплексу підйому.

На гірничих підприємствах застосовуються різноманітні варіанти схем провітрювання та розташування вентиляційних стволів. Так, при центрально-здвоєному розташуванні стволів та центральної схемі провітрювання скіповий ствол використовується для відводу вихідного з шахти струменя повітря. У випадку, коли на шахті використовується всмоктуюче провітрювання, вентиляційний канал засмічується вугільною пилюкою (особливо при скіповому підйомі), що веде до підвищення опору руху повітря та ускладненню автоматизації реверсивних пристроїв.

Відомо, також, що через робочі частини вентилятору проходить практично вся кількість повітря, що потрапляє в шахту, за винятком витоків у самій установці. Тому, повітря із гірничих виробок насичене вологою та пилюкою, яке змішується з вентиляційним струменем, попадає у вентиляційний канал та, проходячи через вентилятор, призводить до передчасного зносу його деталей (лопаток робочого колеса та направляючих апаратів) з-за впливу на них частин вугільного дріб'язку, який рухається з великою швидкістю. При цьому частина пилюки осідає в каналі вентиляційної установки, а частина, проходячи через вентилятор, викидається в атмосферу. Виходячи з цього, видно, що істотний вплив на режим провітрювання робить дільниця, яка з'єднує ствол з

вентиляторною установкою, тобто вентиляційний канал. Однак до теперішнього часу з цієї точки зору питання забезпечення надійної роботи вентиляційних установок практично не досліджувалося і не розроблені у зв'язку з цим засоби по підтримці вентиляційних каналів у стані, яке забезпечує нормальний режим провітрювання шахти, збільшення строку служби вентилятору та збереження нормальної екологічної обстановки.

1 СТИСЛА ХАРАКТЕРИСТИКА ШАХТИ «ДОБРОПІЛЬСЬКА»

1.1 Гірничо-геологічна характеристика шахти «Добропільська»

Шахта «Добропільська» розташована в північно-західній частині Красноармійського промислового району. По адміністративному розподілі шахтне поле відноситься до Добропільського району Донецької області. Розміри оцінюваної площі по простяганню 6300м, по падінню – 3150м.

Шахта «Добропільська» була закладена в 1931 році і здана в експлуатацію в 1941 році з проектною потужністю 300 тис.т за рік. З 1985 року в шахті установлена виробнича потужність 1020 тис.т за рік. Промислові запаси шахтного поля: по пласту m'_5 – 8733 тис.т, m'_4 – 10715 тис.т, ℓ_4 – 13759 тис.т, ℓ_3 – 9377 тис.т, ℓ_2 – 11694 тис.т.

Розкриття шахтного поля здійснюється чотирма вертикальними стволами №1, №2, №3, №4 і капітальними квершлагами на горизонтах 200м, 300м та 450м. Для цілей вентиляції використовується шурф №3.

Ствол №1 (скіповий), ствол №3 (клітьовий) і шурф №3 пройдені на горизонт 300м. Ствол №2 (клітьовий) пройдений на горизонт 200м. Ствол №4 (вентиляційний) пройдений на горизонт 450м. В даний час у роботі знаходяться три горизонти: 200м, 300м, 450м.

Схема підготовки шахтного поля – панельна. Порядок відпрацьовування пластів у шахтному полі – від ствола до меж. Порядок виймання ярусів – низхідний. В панелі проводиться три похилі виробки. Похилі виробітки проходять по пласту з верхньої і нижньої підривкою та кріпляться металевим арковим податливим кріпленням. Похилі виробітки південної панелі проводяться по порожніх породах у ґрунті пласту.

Поле шахти включає свити C_2^1 , C_2^6 , C_2^5 , до яких входять 55 пластів вугілля, з яких чотири мають промислове значення. В даний час відпрацьовуються три пласти m_4^0 , m_5^1 , ℓ_2 .

Вугільний пласт m_5^1 складної будови, має дві вугільні пачки, які розділені тонкою пачкою аргіліту (потужність його складає від 0,02м до 0,2м, у районі ведення робіт – від 0,03м до 0,06м). Опір вугілля різанню складає 170 кН/см. Кут падіння цього пласта становить 8–12°. Потужність цього пласту досягає до 1,68м, середня потужність 0,90–1,05м. Безпосередня покрівля пласту включає аргіліт темно-сірий; основна покрівля складається з аргіліту, алевроліту, пісковика (за категорією за обваленням – середня); підшва представлена стійким пісковиком.

Вугільний пласт ℓ_3^2 також складної будови з двома вугільними пачками з шаром алевроліту потужністю до 0,8м. Опір цього вугілля різанню складає 180кН/см, а кут падіння становить 9–12°. Верхня вугільна пачка пласта ℓ_3^2 досить мала, тому не виймається та служить для стійкості покрівлі. Нижня пачка цього пласту має потужність до 1,55м. Безпосередня покрівля пласту також складається з аргіліту, а основна покрівля – з алевроліту середньою потужністю 2,5м; підшва пласта представлена алевролітом.

Вугільний пласт ℓ_2^1 складається з трьох вугільних пачок, розділених прошарками аргіліту потужністю від 0,05 до 0,25м, збільшуючись на окремих ділянках до 0,25–0,48м. У районі ведення робіт потужність пропластків від 0,05 до 0,20м. Вугілля чорне напівблискуче, тріщинувате з опором різанню 150кН/см. Пласт ℓ_2^1 газоносний, залягання хвилясте, кут падіння пласту по шахтному полю 9–14°, у районі ведення робіт 11°. Загальна геологічна потужність по шахтному полю 0,93–2,14м, у районі ведення робіт 1,42–1,83м. безпосередня покрівля аргіліт, безпосередній ґрунт алевроліт.

Вугільний пласт m_4^0 також складної будови з кутом падіння 9–11°. Верхня вугільна пачка пласта має потужність до 0,17м, тому промислове значення має нижня пачка середньою потужністю до 1,28м. Безпосередня покрівля пласту – аргіліт, основна покрівля – алевроліт, підшва пласта – також алевроліт.

Характеристика вугільних пластів представлена в таблиці 1.1.

Система розробки – довгі стовпи по простяганню, довжиною 1000–1300м, порядок відпрацьовування – зворотний.

Шахтна вода ще хімічним складом – хлоридно-сульфатна та магнієво-натрієва, має сильну агресивність до бетону та металоконструкцій. За гідрогеологічними умовами шахта відноситься до II групи складності. Приплив води по різних пластах складає: $m_5 - 110 \text{ м}^3/\text{год.}$, $\ell_3 - 56 \text{ м}^3/\text{год.}$, $\ell'_2 - 152 \text{ м}^3/\text{год.}$ Виділення води відбувається в основному з безпосередньої покрівлі пласту ℓ_3 і ℓ'_2 , а також з безпосереднього ґрунту пласту m'_5 , представленому водоносним піщаником. Приплив води в лаві складає в середньому $3-10 \text{ м}^3/\text{год.}$

За газом метаном шахта відноситься до сверхкатегорійної (відносна газорясність складає до $51 \text{ м}^3/\text{т}$, абсолютна газорясність – $33 \text{ м}^3/\text{хв}$). Вугільний пласт m_5 є безпечний за викидами, але пласти k_8 та ℓ_3 – небезпечні у зонах геологічних порушень. З метою виключення виникнень небезпечних скупчень у лаві та виробленому просторі, що примикає до очисного вибою і збільшення припустимого навантаження за газовим факторі виконується дегазація пласту ℓ_3 і його супутників.

Таблиця 1.1 – Характеристика робочих пластів

Найменування	m_4^0	m_3^{16}	ℓ'_2	ℓ_3	ℓ_4
Система розробки	стовпова	стовпова	стовпова	стовпова	—
Зольність вугілля, $A_{\text{пл}}^\alpha$, %	9	15	15,6	6,8	7
Зольність експл., AQ, %	16	35	25	15	9
Категорія основної покрівлі	A_1	A_1-A_2	A_1	A_1-A_2	A_2
Категорія безпосередньої покрівлі	B_2-B_1	B_2	B_2-A_1	B_2	B_1
Категорія безпосередньої підшви	Π_2	Π_2	Π_1	$\Pi_2-\Pi_1$	Π_1
Тиск на підшви, $\text{кг}/\text{см}^2$	165	180	200	200	150
Наводненість	наводненість	капіж	наводненість	капіж	капіж

1.2 Стисла характеристика електромеханічного обладнання шахти «Добропільська»

Для механізації робіт на видобувних ділянках застосовують механізований комплекс МКД90, до складу якого входять: механізоване кріплення 1КД90, видобувний комбайн УКД300, скребковий конвеєр типу КСД26. Добовий видобуток складає 750т з лави.

Для ведення прохідницьких робіт (підготовка ділянних конвеєрних та вентиляційних штреків) використовують прохідницькі комбайни виборчої дії типу КПД та КСП33.

Транспорт вугілля по шахті «Добропільська» повністю конвеєризовано: з очисних вибоїв до головного ствола забезпечується як скребковими, так і стрічковими конвеєрами. Тип стрічкових конвеєрів: 1ЛТП80, 2ЛТ80, 2Л80У, 2Л100У. Для транспортування допоміжних вантажопотоків (обладнання, кріплення та ін.) по квершлягу горизонту 450м використовується локомотивна відкатка з акумуляторними електровозами типу АМ8Д. Для транспорту людей та матеріалів по похилим виробкам (вантажний та людський хідники) застосовується мала підземна підйомна машина типу 2Ц×3,5.

Відповідно до існуючої схеми розкриття шахтне поле розкрито чотирма стволами й одним шурфом. Ствол №2 горизонту 200м служить для виконання допоміжних операцій і подачі свіжого струменя повітря в шахту. Ствол №3 горизонту 300м служить для виконання допоміжних операцій, а також подачі свіжого струменя повітря в шахту. Обидва стволи обладнані клітьовими піднімальними установками з одноповерховими клітьями. Ствол №1 вважається головним стволом і служить для видачі вихідної струменя повітря із шахти. Головний ствол шахти «Добропільська» діаметром у світлі 5,5м пройдений до горизонту 200м та обладнаний двохскіповим вугільним і односкіповим з противагою порідними підйомами. Ствол №4 пройдений до горизонту 450м і відноситься до вентиляційних стволів. Одночасно він служить для підйому-

спуску людей, спуску довгомірів і великогабаритного устаткування на горизонт 450м, а також для виходу людей із шахти в аварійних ситуаціях. Шурф №3 відноситься до вертикальних виробіток, по яким подається повітря у шахту.

На шахті «Добропільська» прийнята пряма схема відкачки води на поверхню. Трубопроводи прокладені в стволі №2 (горизонт 200м) і в стволі №3 (горизонт 300м). В якості насосів головного водовідливу використовуються відцентрові секційні шахтні насоси типу ЦНСШ 300×360, розміщені у камері головного водовідливу горизонту 300м. Схема водовідливу одноступінчаста. Номінальний добовий приплив складає $Q_n = 5200 \text{ м}^3/\text{добу}$; максимальний добовий приплив – $Q_{\max} = 6000 \text{ м}^3/\text{добу}$.

Шахта «Добропільська» одержує електроенергію напругою 110кВ по двох незалежних уводах від Добропільської районної підстанції. Підстанція обладнана двома трансформаторами типу ТДТН 16000/110. Підземні споживачі електроенергії живляться напругою 6кВ від поверхневої підстанції по стволах із свіжим струменям повітря. Центральна підземна підстанція (ЦПП) зводиться в приствольному дворі горизонту 300м. Крім того, аналогічна підстанція монтується на горизонті 200м. Безпосередньо високою напругою в шахті живляться електродвигуни головного водовідливу. Всі інші споживачі електроенергії – низьковольтні (напруга живлення 660В). Напруга 127В передбачена для освітлення і сигналізації, напруга 220В – тільки для освітлення.

2 ВЕНТИЛЯЦІЙНІ УСТАНОВКИ ГОЛОВНОГО ПРОВІТРЮВАННЯ

2.1 Типи і кількість вентиляційних установок

На шахті «Добропільська» прийнята комбінована схема вентиляції. Спосіб провітрювання – усмоктувальний. Мережа гірничих виробіток шахти провітрюється вентиляторами головного провітрювання, що встановлені на стволах №1, №4 і шурфі №3. Дані про розподіл вентиляторних установок по стволах помістимо в таблиці 2.1.

Таблиця 2.1 – Розподіл вентиляторних установок по стволах шахти

Місця розташування вент. установок	Тип вентилятора	Електродвигун		Річна витрата електроенергії, кВт
		тип	потужність, кВт	
ствол №1	ВЦ-31,5	СДВ15-39-10	800	4854482
ствол №4	ВЦ-31,5	СДВ15-39-10	800	4854482
шурф №3	ВЦ-25	2-85/578 Ц	630	3747265

2.2 Визначення кількості повітря на провітрювання крила шахти

Витрата повітря на провітрювання розраховується за формулою [29]:

$$Q_{\text{ш}} = \sum Q_{\text{вт.уч}} + Q_{\text{с.ш.}}, \quad (2.1)$$

де $Q_{\text{ш}}$ – витрата повітря на провітрювання шахти, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$Q_{\text{с.ш.}}$ – значення витрати повітря, $Q_{\text{с.ш.}} = 1900 \text{ м}^3/\text{хв}$;

$\sum Q_{\text{вт.уч}}$ – сумарна витрата повітря для видобувних ділень,

$$\sum Q_{\text{вт.уч}} = 0,55 \cdot Q_{\text{уч}} \cdot (K_1 \cdot K_{\text{уч}} + 1) + 400 \cdot K_2 \cdot K_3 + Q_{\text{с.вт.уч}}, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (2.2)$$

де $Q_{\text{уч}}$ – витрата повітря для очисної ділянки, $\text{м}^3/\text{хв}$,

$$Q_{\text{уч}} = 60 \cdot v_{\text{max}} \cdot S_{\text{оч}} = 60 \cdot 4 \cdot 2,5 = 600 \text{ м}^3/\text{хв},$$

де v_{max} – максимальна за правилами безпеки (ПБ) [12] швидкість руху повітря в очисному вибої, $v_{\text{max}} = 4 \text{ м/с}$;

$S_{\text{оч}}$ – перетин призабійного простору, $S_{\text{оч}} = 2,5 \text{ м}^2$;

K_1, K_2, K_3 – коефіцієнти, що враховують умови роботи видобувної ділянки, $K_1=2,2$; $K_2=0,7$; $K_3=K_{\text{уч}}=1$;

$Q_{\text{с вт.уч}}$ – витрата повітря, обумовлена схемою вентиляції вентиляваної ділянки; $Q_{\text{с вт.уч}} = 2100 \text{ м}^3/\text{хв}$.

$$\Sigma Q_{\text{с вт.уч}} = 0,55 \cdot 600 \cdot (2,2 \cdot 1 + 1) + 400 \cdot 0,7 \cdot 1 + 2100 = 3107 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

$$Q_{\text{ш}} = 3107 + 1900 = 5007 \text{ м}^3/\text{хв} = 83,5 \text{ м}^3/\text{с}.$$

2.3 Визначення необхідного тиску та подачі вентиляційної установки

Подача вентилятора пов'язана з витратою повітря по шахті залежністю:

$$Q_{\text{в}} = K_{\text{уст. вн.}} \cdot Q_{\text{ш}} = 1,25 \cdot 83,5 = 104,4 \text{ м}^3/\text{с}, \quad (2.3)$$

де $K_{\text{уст. вн.}}$ – коефіцієнт обліку витоків через надшахтні спорудження і вентиляційні канали [6], $K_{\text{уст. вн.}} = 1,25$.

Потрібний тиск вентилятора в різні періоди експлуатації установки (з паспорта вентиляції шахти) знаходиться в межах $P_{\text{min}}=3750 \text{ Па}$, $P_{\text{max}}=4300 \text{ Па}$.

2.4 Робочий режим вентиляційної установки

Графік із граничними крапками $Q_B=104\text{м}^3/\text{с}$, $P_{\min}=3750\text{Па}$ та $Q_B=104\text{м}^3/\text{с}$, $P_{\max}=4300\text{Па}$ цілком покриває область промислового використання вентиляторної установки типу ВЦ-31,5М при $n_{\text{ном}}=600\text{ хв}^{-1}$. Отже, залишаємо цю вентиляторну установку для подальшого використання.

Для визначення резерву подачі будуємо характеристику мережі при мінімальному еквівалентному отворі (це буде квадратична парабола, що переходить через крапку з координатами $(Q, P_{\text{su}_{\max}})$).

Для побудови кривої мережі використовуємо вираження:

$$P_{\max}=R_{\max}\cdot Q^2, \quad (2.4)$$

де $R_{\max}$ – опір вентиляційної шахтної мережі, $\text{Па}\cdot\text{с}^2/\text{м}^6$.

$$R_{\max}=\frac{P_{\max}}{Q^2}=\frac{4300}{104,4^2}=0,39.$$

Таким чином, рівняння характеристики мережі прийме вид:

$$P_{\max}=0,39\cdot Q^2, \quad (2.5)$$

Для побудови аеродинамічної характеристики шахтної мережі задаємо ряд значень подачі Q . Дані заносимо в таблицю 2.2.

Таблиця 2.2 – Розрахункові дані для побудови характеристики мережі

$Q, \text{м}^3/\text{с}$	45	60	75	90	105	120
$P, \text{Па}$	823	1404	2194	3159	4300	5616

По цим даним будуємо характеристику мережі (характеристика 1, рисунок 2.1). Ця характеристика перетинається з верхньої межі області промислового використання вентиляторної установки ВЦ-31,5М при подачі $Q = 112 \text{ м}^3/\text{с}$.

Додатковий резерв подачі вентиляційної установки дорівнює:

$$\Delta Q = \left(\frac{Q_{\max}}{Q_{\text{ш}}} - 1 \right) \cdot 100 \%, \quad (2.6)$$

де $Q_{\max}$ – максимальна подача вентилятора, $Q_{\max} = 112 \text{ м}^3/\text{с}$;

$Q_{\text{ш}}$ – необхідна кількість повітря, $Q_{\text{ш}} = 83,5 \text{ м}^3/\text{с}$.

$$\Delta Q = \left(\frac{112}{83,5} - 1 \right) \cdot 100 = 34,1 \, \%.$$

Робочий режим визначимо графоаналітично (рисунок 2.1.):

при $P_{\text{svy min}} = 3750 \text{ Па}$; $\eta_{\min} = 0,81$; $\Theta = 60^\circ$;

при $P_{\text{svy max}} = 4300 \text{ Па}$; $\eta_{\max} = 0,84$; $\Theta = 90^\circ$.

2.5 Потужність електродвигуна вентилятора

Потужність електродвигуна вентилятора вентиляційної установки головного провітрювання визначається за формулою:

$$P_{\min} = \frac{Q \cdot P_{\text{svy min}}}{1000 \cdot \eta_{\min}} = \frac{104 \cdot 3750}{1000 \cdot 0,81} = 481,4 \text{ кВт}; \quad (2.7)$$

$$P_{\max} = \frac{Q \cdot P_{\text{svy max}}}{1000 \cdot \eta_{\min}} = \frac{104 \cdot 4300}{1000 \cdot 0,84} = 532,4 \text{ кВт}. \quad (2.8)$$

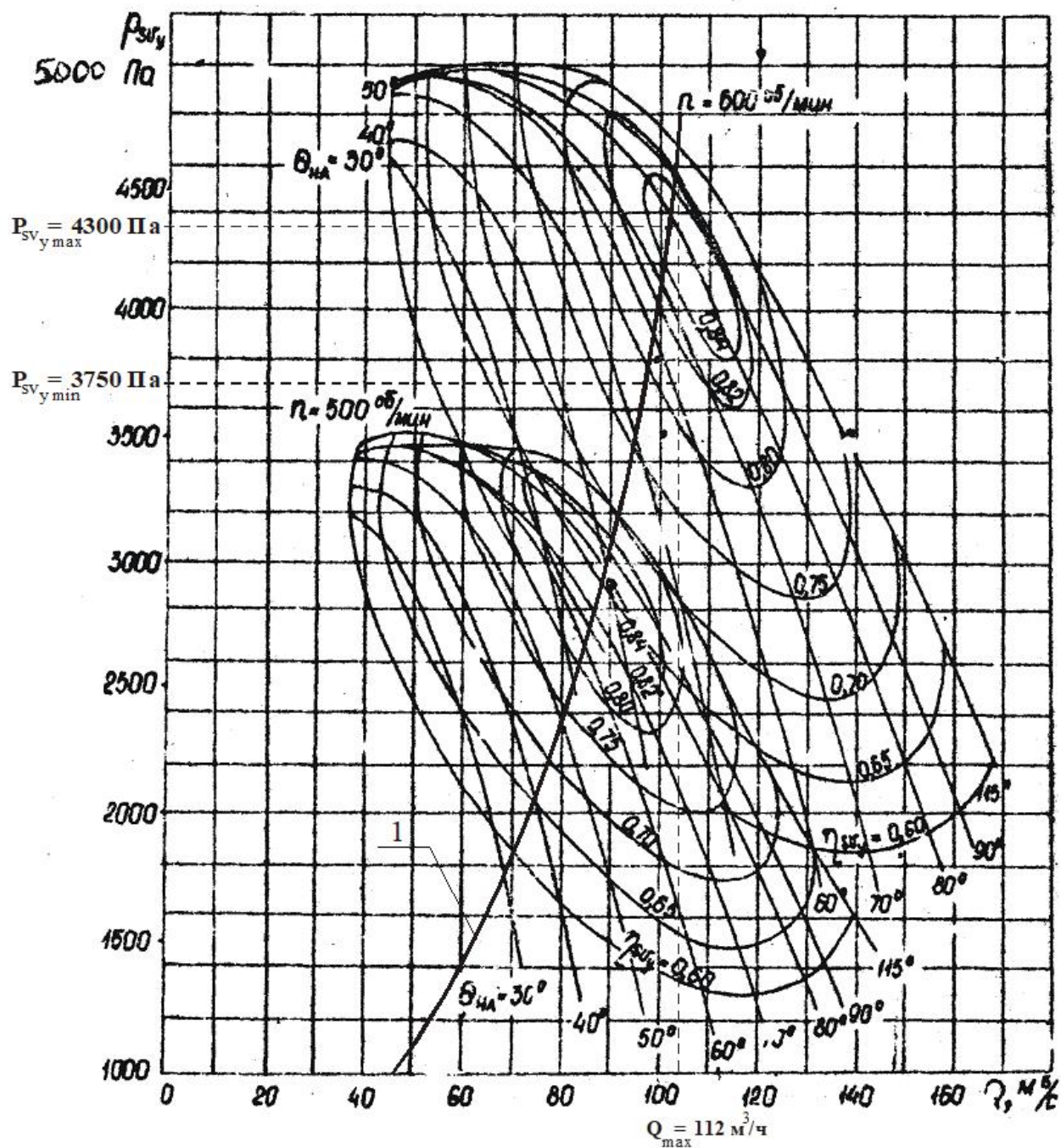


Рисунок 2.1 – Аеродинамічні характеристики вентиляційної установки головного провітрювання та шахтної мережі для визначення робочого режиму вентилятору типу ВЦ-31,5М

Для вентиляційної установки з вентиляторами типу ВЦ-31,5М приймаємо синхронний електродвигун типу СДВ15-39-10 напругою 6 кВ; $n = 600$ об/хв.; $\eta = 0,943$; $N = 800$ кВт, $\cos \varphi = -0,9$ [6].

2.6 Вибір способу регулювання вентиляційної установки

Граничні точки вентиляційних режимів входять в область промислового використання вентилятора при частоті обертання 600 об/хв. Тому регулювання відцентрового вентилятора буде здійснюватися зміною кута повороту лопаток направляючого апарата.

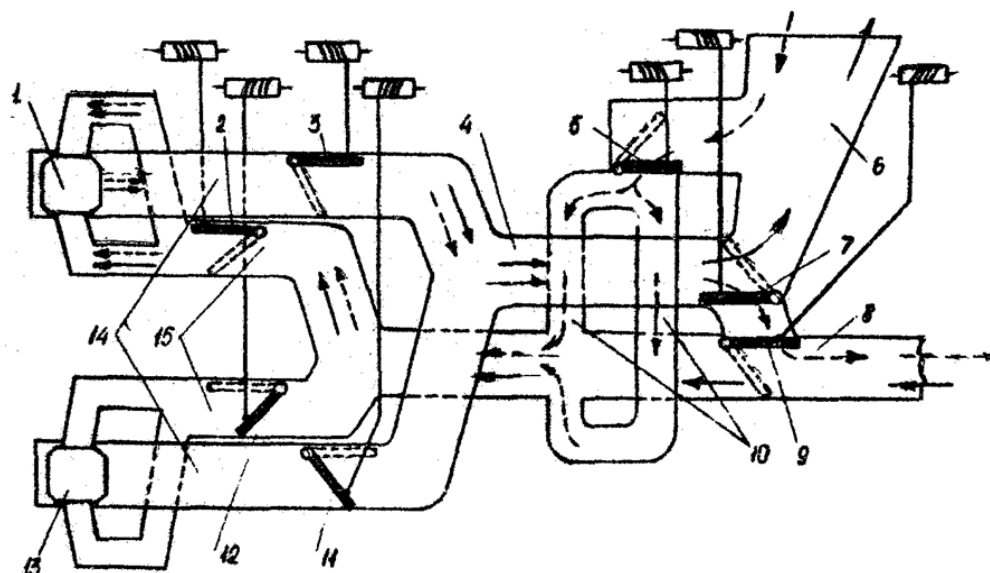
Наносимо граничні крапки Q_v , $P_{sv \min}$, $P_{sv \max}$. Першій крапці відповідає кут установки лопаток $\Theta = 60^\circ$, другий – $\Theta = 90^\circ$.

Для автоматизації вентиляторної установки приймаємо апаратуру автоматизації типу УКАВ-1М, що дозволяє дистанційно з пульта керування регулювати подачу вентиляторної установки направляючим апаратом.

2.7 Схема вентиляційної установки

Вентиляторна установка головного провітрювання забезпечує реверсування повітряного струменя, що надходить у шахтні виробки. Перехід на реверсивний режим здійснюється не більш, ніж за 10 хвилин [12].

У вентиляторній установці обладнаній відцентровими вентиляторами (рисунок 2.2) реверсування повітряного струменя здійснюється тільки за допомогою обвідних каналів, перестановкою відповідних ляд, тому що поза залежністю від напрямку обертання робочого колеса повітря переміщається від центра до периферії [12].



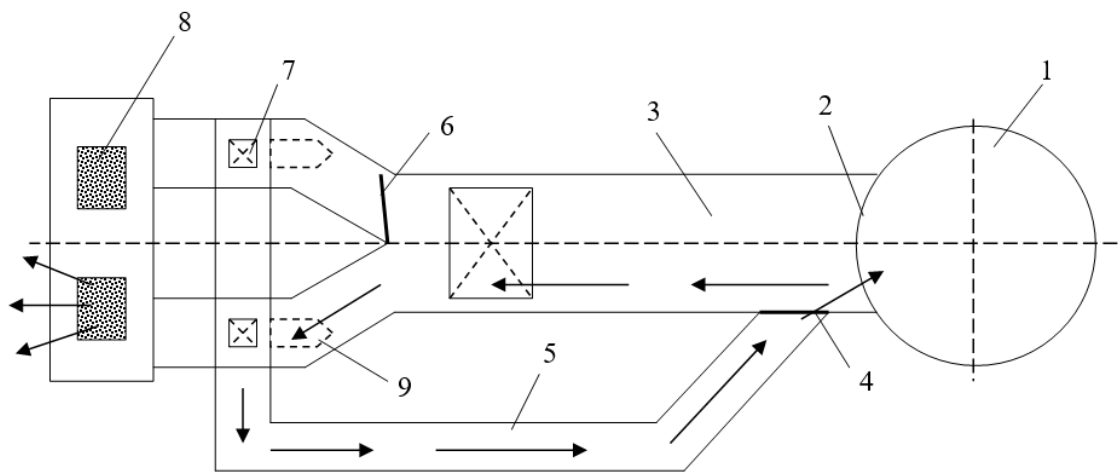
1 – працюючий вентилятор, 2 – перемикаюча ляд, 3 – відсікаюча ляд,
 4 – відводячий канал, 5 – атмосферна ляд, 6 – диффузор, 7 – диффузна ляд,
 8 – підводячий канал, 9 – ляд підводячого каналу, 10 – вертикальні обвідні
 канали, 11 – відсікаюча ляд, 12 – перемикаюча ляд, 13 – резервний
 вентилятор, 14 – нагнітальний канал, 15 – всмоктувальний канал

Рисунок 2.2 – Схема переключення ляд при реверсуванні для
 вентиляційної установки

При нормальній роботі вентиляційної установки (на всмоктування) ляди знаходяться в положенні, позначеному на схемі суцільними лініями зі штрихуванням [12]. При реверсивній роботі вентиляційної установки (на нагнітання) ляди знаходяться в положенні, позначеному на схемі пунктирними лініями; шлях прямування повітря при реверсуванні показаний на схемі пунктирними лініями зі стрілками. Подача вентилятора при такому засобі реверсування складає $90 \div 95\%$ від подачі при нормальній його роботі на ту ж мережу (за ПБ повинно бути не менше 60%). При такій технологічній схемі вентиляційної установки (рисунок 2.2) усі її ляди є самоущільними як при нормальній роботі, так і при реверсуванні повітряного струменя.

2.8 Очищення вентиляційного каналу

Вентиляційна установка головного провітрювання шахти за допомогою підземного каналу завдовжки близько 150м з'єднана з головним стволом шахти. При запланованому річному видобутку шахтою вугілля, щодня в канал з вихідним струменем повітря заноситься до 12т гірничої маси. За гранулометричним складом ця гірнича маса дуже різноманітна. До неї входять як частинки пилу, так і окремі включення вугілля та породи розміром до 25мм.



- 1 – ствол;
- 2 – вікно спряження вентиляційного каналу зі стволом;
- 3 – вентиляційний канал;
- 4 – герметичні двері;
- 5 – обвідний канал для реверсування;
- 6 – двері трійника;
- 7 – ляди, що перекривають;
- 8 – дифузори;
- 9 – вентилятори.

Рисунок 2.3 – Схема вентиляційного каналу

Проектом шахти засобів механізації очищення каналу не передбачалося. На перших етапах розвитку шахти канал очищувався вручну. Гірнична маса, що видаляється з каналу, скидалася у ствол. Однак із збільшенням витрати повітря, що витрачається на провітрювання шахти, ця технологія стала неефективною і навіть небезпечною. Майже всі відкладення, які скидалися у ствол в сухому чи мокрому вигляді, виносилися струменем повітря назад у канал. Схема вентиляційного каналу зображена на рисунку 2.3.

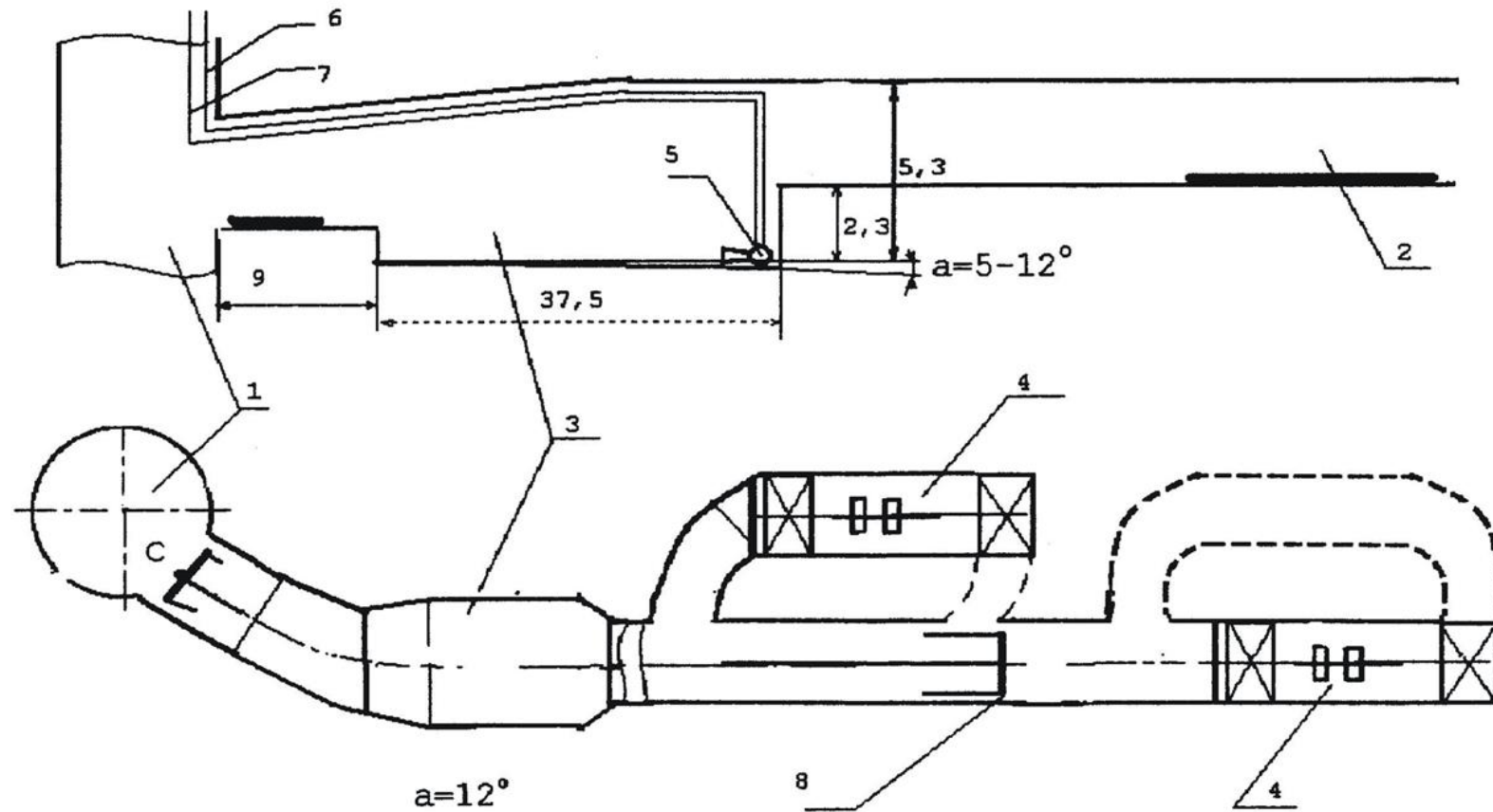
Пропонується очищення вентиляційного каналу за допомогою гідроелеватору. У поглибленні камери вловлювання монтується гідроелеватор. Вугільна дріб'язь, яка розбавлена водою до необхідної консистенції потрапляє у камеру змішування гідроелеватору та по напірному трубопроводу видається на поверхню, де прямується у спеціальний шламовий відстійник, або на дугове сито для обезвожування пульпи. На основі аналізу схем чищення, запропонована наступна технологія ведення робіт по видаленню вугільного пилу з вентиляційного каналу (рисунок 2.4).

У камері вловлювання монтується гідроелеватор, питомий робочою рідиною від насосу типу ЦНС встановленого на поверхні. Для вільного стоку пульпи до всасу гідроелеватору ґрунт камери вловлювання виконується з похилом 5-12°. Для змиву вугільної дріб'язі, яка осіла за межами камери вловлювання та для розбавлення пульпи до необхідної консистенції пропонується прокласти по ґрунту вентиляційного каналу трубопроводи різної довжини, для більш ефективного змиву. При визначенні інтенсивності накопичення пилі, встановлено, що при середньодобовому видобутку 2500 т/добу у вентиляційний канал за добу може влітати 3,4т вугільної дріб'язі. У процесі визначення критичного режиму роботи вентиляційного каналу встановлено, що критичний режим (при якому майже вся пилюка виноситься у атмосферу) наступає при зменшенні живого усічення каналу до 7,62м², це близько 200т пилу. Отже при добовому попаданні пилу у канал вентиляційної установки така кількість пилу попадає у вентиляційний канал впродовж 59 днів. Якщо урахувати, що не вся пилюка осаджається у каналі, орієнтовно, можна

прийняти період чищення каналу рівним 60 діб. Для чищення каналу від пилу необхідно попередньо розбавити пилюку до необхідної консистенції та змити у камеру пилюку, яка осіла за межами камери. Для цього відкривають засувку на трубопроводі, який живить труби прокладені по ґрунту каналу. Вода, що стікає, захоплює за собою пилюку. Коли камера вловлювання заповниться пульпою включається насос, який живить гідроелеватор, та по напірному трубопроводу пульпа видається на поверхню і прямується у спеціальний шламонакоплювач для зневоднення. Вилучена вугільна пилюка є цінною енергетичною сировиною та може бути використана для потреб котельної шахти. Перевагами даної схеми є: простота та надійність конструкції; відсутність частин, що обертаються, та електрообладнання; можливість повної механізації та автоматизації своєчасного процесу чищення; відсутність необхідності зупинки вентилятору та знаходження у каналі обслуговуючого персоналу; немає необхідності у придбанні та встановленні дорогого обладнання, такого як конвеєри та інше. Схема вентиляційного каналу з камерою вловлювання приведена на рисунку 2.4.

2.9 Техніка безпеки

Головні вентиляторні установки повинні включати не менше двох вентиляторів (один робочий, один резервний). У каналі вентилятора мається сполучення зі стволом і перед колесом вентилятора повинні встановлюватися ґрати, що огорожують, висотою не менш 1,5м [12]. Реверс вентиляційного струменя, що надходить у виробки, повинен здійснюватися не більш ніж за 10 хвилин. Справність дії реверсивних перемикаючих і герметизуючих пристроїв повинна перевірятися головним механіком шахти і начальником ділянки ВТБ не рідше одного разу на місяць [12].



1 – ствол; 2 – вентиляційний канал; 3 – камера вловлювання; 4 – вентилятор; 5 – гідроелеватор; 6 - робочий трубопровід; 7 – пульпопровід; 8 – трубопровід для змиву пилу у камері

Рисунок 2.4 – Схема вентиляційного каналу, обладнаного камерою вловлювання

На всіх шахтах два рази на рік (зимою та літом) та при зміні схеми провітрювання або заміні вентилятора повинно виконуватись реверсування вентиляційного струменя у виробках відповідно до плану ліквідації аварій [11]. Робочий і реверсивний вентилятори повинні мати загальний кінцевий елемент (глушитель) для створення теплової завіси. Припустима швидкість руху повітря в елементах проточної частини вентилятора не повинна перевищувати 15м/с.

2.10 Витрати електроенергії

Визначення середньорічної витрати електроенергії робимо за формулою:

$$E = \frac{P_{\min} + P_{\max}}{2 \cdot \eta_{\text{дв}} \cdot \eta_{\text{сети}}} \cdot 24 \cdot 365 = \frac{481,4 + 532,4}{2 \cdot 0,943 \cdot 0,97} \cdot 24 \cdot 365 = 4854482 \text{ кВт}\cdot\text{год/рік} \quad (2.9)$$

де $\eta_{\text{дв}} = 0,943$ – коефіцієнт корисної дії (ККД) електродвигуна вентиляційної установки;

$\eta_{\text{сети}}$ – ККД шахтної вентиляційної мережі, $\eta_{\text{сети}} = 0,97$;

$t = 24\text{год.}$ – час роботи вентиляційної установки протягом доби (працює постійно);

365 – кількість днів у році.

Для вентиляційних установок, розташованих на стволі №4 і на шурфі №3, розрахунок виконаємо аналогічно. Результати розрахунку електроенергії зведено до таблиці 2.1. Загальне споживання електроенергії за рік усіма головними вентиляторними установками шахти:

$$E = 4854482 + 4854482 + 3747265 = 13456229 \text{ кВт}.$$

3 СИСТЕМА УПРАВЛІННЯ ЕЛЕКТРОПРИВОДОМ ВЕТИЛЯЦІЙНОЇ УСТАНОВКИ

3.1 Контролер

Масове поширення регульованих приводів на базі силових перетворювачів частоти – ПЧ (стандартні приводи для роботи від мережі з напругою 220-380В, 50-60Гц і потужністю від сотень ват до сотень кіловат різні фірми випускають сотнями тисяч штук на рік) викликало появу цілого ряду спеціалізованих мікропроцесорів, орієнтованих до роботи на таких пристроях. Цифрова реалізація системи управління регульованого електроприводу вимагає від обчислювача високої продуктивності, унаслідок чого більшість приводів провідних західних фірм виконано на процесорах цифрової обробки сигналів (ЦОС). Такі мікропроцесори випускаються провідними напівпровідниковими фірмами, наприклад TMS320C(F)240 фірми Texas Instruments, ADMC200 фірми Analog Devices та інші. Вони мають безпосередньо на кристалі підсистему введення аналогових сигналів, достатню кількість дискретних входів-виходів, таймерів, апаратних широтно-імпульсних модуляторів (ШІМ) для перетворювача інвертора. Ці спеціалізовані мікропроцесори забезпечують цілком прийнятні характеристики ПЧ для масових стандартних приводів з вихідною напругою 220-380-660В, проте, що стосується потужних високовольтних приводів, що реалізують складніші алгоритми «векторного» управління з моделлю електродвигуна, можливості подібного роду кристалів виявляються в більшості випадків недостатніми.

Нижче представлені результати розробки пристрою управління на базі мікропроцесорного контролера Торнадо-Е31 високовольтним синхронним приводом потужністю 20МВт та напругою 10кВ на одноопераційних тиристорах, силова частина якого виконана фірмою Ансальдо-ВЕІ. При цьому основна увага приділена перекладу програмного забезпечення створеної раніше [7] двопроцесорної системи цифрового управління (ЕОМ IBM PC плюс

процесор ЦОС типу TMS320C30) на єдину платформу контролера ЦОС TORNADO-E31/E33 з процесором ЦОС з плаваючою комою TMS320C31/C33 компонентів цього контролера, а також відпрацювання методики налагодження програмного забезпечення пристрою управління у процесі його створення.

Як вже було зазначено вище, це не перший високовольтний подібний привід, реалізований АТ ВНПЕ з використанням контролерів TORNADO фірми «МікроЛаб Системс», яка спеціалізується на розробці різних вбудованих і автономних обчислювачів на базі процесорів ЦОС TMS320 і периферійних модулів до них. Цифрова система управління приводом, була реалізована на базі плати TORNADO-30 з процесором ЦОС з плаваючою точкою типу TMS320C30, розрахованої на встановлення в ISA-слот PC-сумісного комп'ютера.

У цій двопроцесорній системі швидкі алгоритми управління ПЧ виконує процесор ЦОС на платі Торнадо-30, пов'язаний через свої навісні модулі (вводу-виводу аналогових та дискретних сигналів) із силовим ПЧ. Всі системні функції, включаючи людино-машинний інтерфейс, введення-виведення «повільних» дискретних сигналів зовнішньої автоматики приводу виконує процесор ЕОМ IBM PC, який для отримання необхідного рівня надійності взятий у промисловому виконанні. Такий підхід дав можливість розпаралелити програмування системи і дозволив цим провести всю розробку, виготовлення та налагодження всієї такої складної системи – практично з нуля до повномасштабних випробувань на експериментальному стенді з навантаженням понад 1000кВт – менше, ніж за півроку. Все це дозволило перевірити алгоритми управління, уточнити необхідні частоти виборок сигналів зворотного зв'язку та видачі сигналів управління відкриттям тиристорів, допустимі значення циклів обчислень «швидких» та «повільних» змінних, інші апаратні та програмні рішення. Однак очевидно, що використана архітектура – ЕОМ IBM PC з вбудованим DSP-контролером – не є оптимальною через великий обсяг обладнання. Цифрова система управління приводом на основі двох різних обчислювальних платформ ускладнює супровід та модернізацію

програмного забезпечення, оскільки потребує одночасного використання різних компіляторів. Крім того, приведення всього програмного забезпечення до однієї платформи однією мовою програмування високого рівня з одночасним виключенням асемблерних вставок (у новій версії програми мовою Сі на асемблері написані тільки рядки ініціалізації векторів переривання) дозволило зробити програмне забезпечення пристосованим до перенесення на ту чи іншу процесорну платформу, наприклад, з техніко-економічних міркувань.

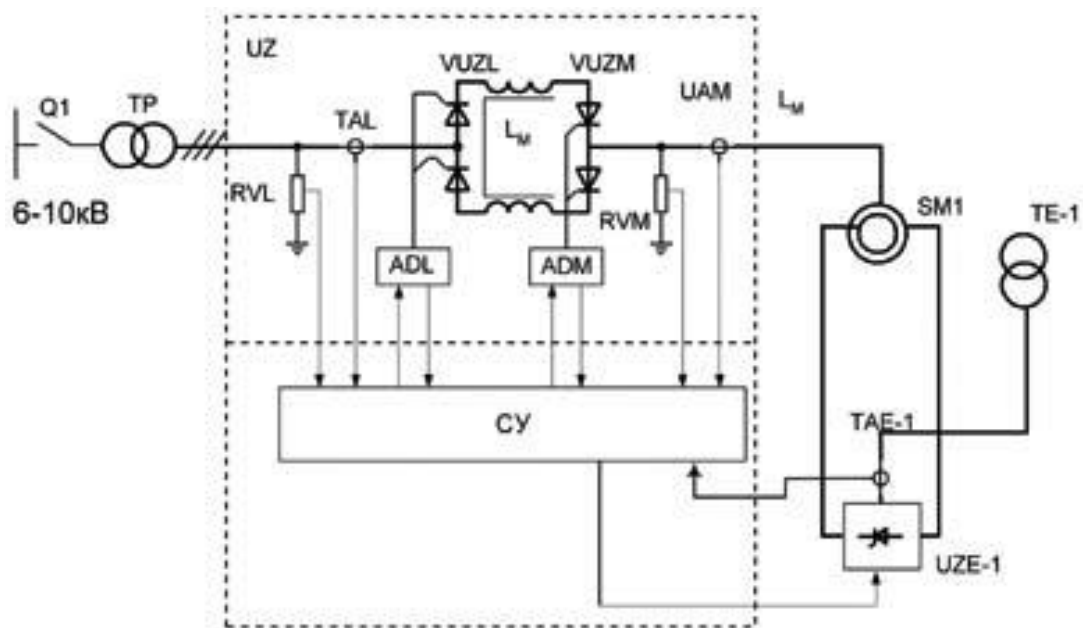


Рисунок 3.1 – Структурна схема синхронного електроприводу

Для системи управління потужним високовольтним електроприводом була застосована спеціалізована інтерфейсна плата, яка встановлюється як навісний модуль до роз'єму паралельного інтерфейсу PIOX-16 контролера TORNADO-E31/E33. Склад плати спрямовано для роботи зі структурними схемами потужних ПЧ з урахуванням звичайних і замикаючихся силових тиристорів у випрямлячі та інверторі, які найчастіше зараз використовуються. Як базова була обрана схема ПЧ з 6-пульсним керованим випрямлячем і 6-пульсним інвертором струму, показана на рисунку 3.1. При роботі зі схемами ПЧ з 12-пульсним випрямлячем або 12-пульсним інвертором дві плати сполучення включаються в паралель для роботи через один паралельний інтерфейс PIOX

плати TORNADO-E31/E33. З використанням трьох плат сполучення можна забезпечити управління ПЧ з 18-пульсним випрямлячем.

На рисунку 3.1 стосовно ПЧ з 6-пульсним керованим випрямлячем і 6-пульсним інвертором на одно-операційних тиристорах показані основні зв'язки контролера пристрою керування СУ з силовою частиною UZ. При цьому пристрій керування СУ використовує для своєї роботи наступні аналогові сигнали зворотного зв'язку:

- всі три фазні напруги на вході випрямляча (VUZL) від високовольтних резистивних дільників – RVL та на виході інвертора (VUZM) – RVM;
- струми на вході випрямляча, що отримуються від трансформаторів струму TAL, та вихідний струм – від трансформаторів постійного струму (LEM-датчиків) UAM – на виході інвертора;
- струм збудження в ланцюзі ротора синхронної машини – зазвичай від трансформаторів струму TAE в ланцюзі живлення збудника UZE.

Пристрій управління СУ видає логічні сигнали відкриття силових приладів випрямляча та інвертора, які за допомогою підсилювачів-драйверів ADL для випрямляча і ADM для інвертора формують імпульси управління тиристорами. Ці драйвери видають у контролер логічні сигнали про стан драйверів та/або тиристорів. Для зазначеного силового перетворювача число дискретних сигналів керування та діагностики дорівнює $12 \times 2 = 24$.

Окрім згаданих вище так званих «швидких» аналогових сигналів зворотного зв'язку із ПЧ – час виборки всіх 12 сигналів не повинен перевищувати кількох мікросекунд, використовуються і «повільні» аналогові входи: завдання частоти та вимірювання регульованого параметра (наприклад, тиску), а також аналогові виходи: для управління збудником, видачі на стрілочні прилади значень фактичної частоти обертання двигуна і ще 2-3 виходи – для цілей налагодження, для яких достатньо часу перетворення порядку 1мс, проте для цих сигналів потрібен гальванічний поділ ланцюгів сигналу і контролера.

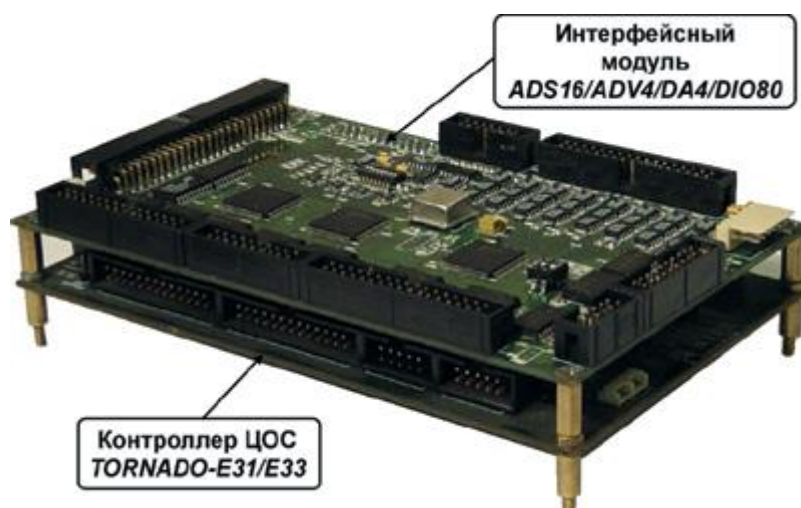


Рисунок 3.2 – Контролер ЦОС TORNADO-E31/E33 з інтерфейсним модулем ADSI6/ADV4/DA4/DIO80

Крім того, для сполучення з пристроями зовнішньої автоматики електроприводу необхідно ще кілька дискретних входів керування, зовнішніх захистів та блокувань, а також сигнальних виходів – всього близько 16-24 дискретних входів-виходів (залежить від конкретного призначення та особливостей технології електроприводу, що регулюється). Всі ці міркування лягли в основу архітектури та параметрів інтерфейсного модуля ADSI6/ADV4/DA4/DIO80 та модулів нормалізації сигналів контролера TORNADO-E31/E33.

3.2 Інтерфейсний модуль

Інтерфейсний модуль ADSI6/ADV4/DA4/DIO80 включає наступні функціональні вузли: 16-канальний 12-розрядний АЦП з одночасною вибіркою сигналів у всіх каналах; 4-канальний 12-розрядний АЦП з мультиплексуванням входів; 4 12-розрядних ЦАП з шкалою вихідної напруги, що перемикається; буферні схеми дискретних входів та виходів; 3 16-розрядні таймери; вартовий таймер. 16-канальний АЦП виконаний на основі 16 одноканальних АЦП типу

AD7895 з часом перетворення 3,8мкс, з вбудованою схемою вибірки/зберігання, шкалою ± 10 , швидкісним серіальним інтерфейсом для передачі даних. Інтерфейсний модуль ADSI6/ADV4/DA4/DIO80, встановлений на контролер ЦОС TORNADO-E31/E33, показаний на рисунку 3.2.

3.3 Плати нормалізації сигналів

Розроблена інтерфейсна плата введення/виводу ADSI6/ADV4/DA4/DIO80 призначена для роботи з аналоговими сигналами $\pm 10\text{В}$ та логічними сигналами TTL-рівня без гальванічного поділу ланцюгів сигналів. Тому до складу пристрою управління входять також ряд окремих плат, призначених для нормування (узгодження виду, рівня, гальванічного поділу тощо) вхідних та вихідних сигналів при поєднанні з силовою частиною та іншими елементами електроприводу. Ці модулі розраховані на встановлення у стандартні єврокасети з форм-фактором 3U та враховують специфічні особливості роботи ПЧ. До складу типового комплексу модулів нормалізації входять:

- плата нормалізації рівня вхідних аналогових сигналів, що надходять від дільників напруги та трансформаторів постійного та змінного струму. Тут же реалізовані апаратні захисти ПЧ, що впливають на відключення вхідного вимикача та запускають у пристрої управління аварійного алгоритму безпечного вимикання ПЧ;

- пристрій гальванічного поділу вхідних сигналів завдання швидкості та вихідних сигналів вимірюваної швидкості та завдання струму збудження;

- модулі гальванічного поділу вхідних дискретних сигналів двох типів – розрахованих на вхідну напругу 24 і 220В постійного струму (входи 220В постійного струму призначені для роботи з контактними датчиками, у яких велика ймовірність забруднення контактів у процесі експлуатації, наприклад, такі як блок-контакти високовольтих масляних вимикачів);

- модулі транзисторних ключів з опторозв'язками, які використовуються для поєднання з сильноточними ключами формувачів керуючих імпульсів включення тиристорів;

- модулів транзисторних ключів для управління сигнальними та проміжними реле, при цьому останні використовуються для комутації соленоїдів увімкнення та відключення високовольтних вимикачів на вході та виході ПЧ.

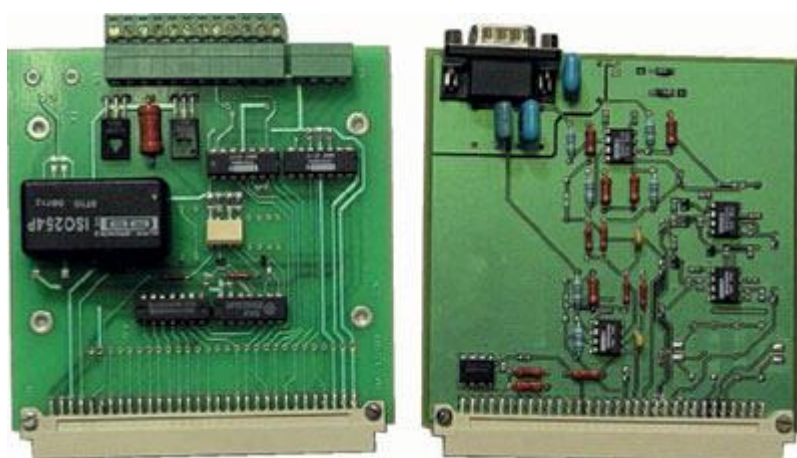


Рисунок 3.3 – Загальний вигляд комплекту модулів нормалізації сигналів

Відмова від перенесення більшості функцій цих модулів в інтерфейсну плату сполучення пояснюється тим, що при цьому легше забезпечити завадостійкість пристрою управління за рахунок рознесення ланцюгів високовольтних та сильноточних ланцюгів, менші вимоги до габаритів використовуваних у цих схемах елементів, наприклад прецизійних конденсаторів. В цьому випадку спрощується підведення дротів до блоків затискачів-клемників модулів узгодження сигналів. Прецизійні конденсатори в модулях нормалізації сигналів струму і напруги випрямляча і інвертора в інтеграторах забезпечують при вимірюванні сталості співвідношення сигнал-шум в процесі розгону двигуна з нерухомого стану до номінальної швидкості, коли напруга, що вимірюється на виході інвертора змінюється в діапазоні 100. На рисунку 3.3 показаний вид комплекту модулів узгодження. При цьому

обидва модулі нормалізації струмів і напруг (внизу праворуч) показані зі знятими конденсаторами, тому що при перевірці пристрою керування спільно з комп'ютерною моделлю інтегрування виконується в моделі програмним шляхом через неможливість забезпечення необхідного динамічного діапазону зміни напруги на виході моделі інвертора при розгоні двигуна.

3.4 Термінал оператора

Людино-машинний інтерфейс виконаний за допомогою терміналу з алфавітно-цифровим дисплеєм (4 рядки по 20 символів) та функціональної клавіатури (16 клавіш) на базі спеціалізованого терміналу DK-8072. Через цей термінал забезпечується введення параметрів налаштування, вимірювання режимних параметрів роботи регульованого приводу в процесі роботи, завдання робочих та тестових режимів, зчитування аварійних та діагностичних повідомлень. Поєднання терміналу з контролером виконано через один із послідовних портів контролера TORNADO-E31/E33, запрограмованого як стандартний COM-порт RS232.

3.5 Особливості алгоритмів керування синхронним приводом

Силовий ланцюг електроприводу на рисунку 3.1 являє собою залежний інвертор струму і складається з двох однакових трифазних мостових керованих тиристорних випрямлячів, включених своїми шинами постійного струму зустрічно-паралельно через реактор, що згладжує. Трифазний вхід першого (власне випрямляча) через трансформатор підключений до мережі живлення, а другого (інвертора) – до статорної обмотки двигуна. Як сигнали зворотного

зв'язку системи управління вимірюються фазні напруги і струми на вході випрямляча та виході інвертора, а також на вході збудника та напруга на робочих шинах.

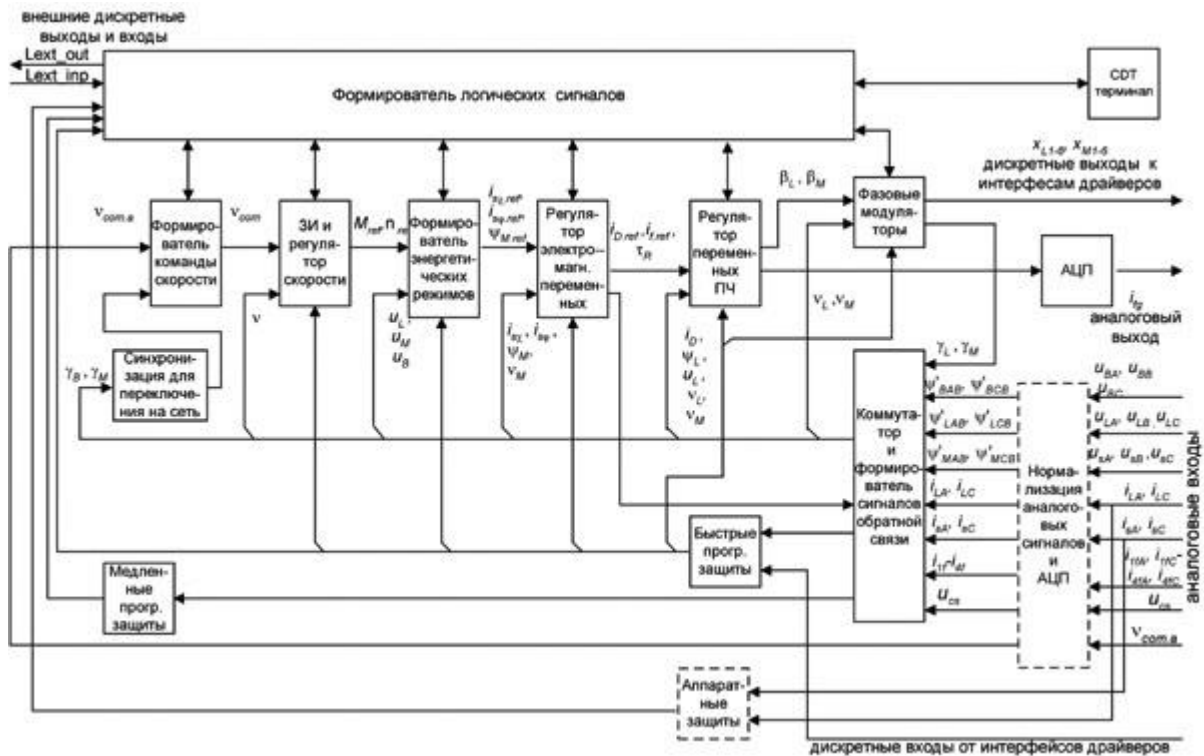


Рисунок 3.4 – Функціональна схема алгоритму керування синхронним електроприводом

Структурна схема алгоритму управління регульованим електроприводом, наведена на рисунку 3.4, виконана за принципом багатоконтурної підлеглої, з налаштуванням кожного контуру на модульний оптимум. Для формування зворотних зв'язків за швидкістю і кутовим положенням ротора, а також потоком зчеплення двигуна використовується оригінальний алгоритм, окремі елементи якого застосовані і для синхронізації систем імпульсно-фазового управління (СІФУ) випрямляча та збудника, а також вимірювання кутового положення вектору напруги мережі електропостачання. Оскільки тиристори – прилади з неповною керованістю, то комутація вентилів інвертора здійснюється рахунком реактивної потужності двигуна, що накладає строгі обмеження з його електромагнітним режимом і зумовлює специфічну

структуру регулятора внутрішнього контуру. Для компенсації неідеальності характеристики випрямляча в зоні уривчастих струмів застосовано додатковий швидкодіючий зворотний зв'язок випрямленого струму. СІФУ побудована за вертикальним принципом, тобто заснована на порівнянні пілкоподібного опорного сигналу з уставками.

Особливостями алгоритмів управління, що вплинули на вибір апаратних засобів та структуру програмного забезпечення, були:

- велика кількість керованих об'єктів: випрямляч, інвертор, збудник, автоматика;
- складність системи управління та різноманітність вимог до їх періодичності: від 25мкс – точність завдання фронту імпульсу на відкривання тиристорів до 5мс – період обчислень регулятора швидкості та задатчика інтенсивності;
- змінність числа модулів алгоритму (так, СІФУ збудника включається лише у разі власного збудника, а у разі стороннього нею лише видається завдання струму збудження);
- велика кількість змінних величин і параметрів, які необхідно переглядати та налагоджувати під час налагодження за допомогою мінімальних апаратних засобів;
- необхідність реєстрації аварійних процесів і захистів, що спрацювали.

Щоб задовольнити наведеним вище досить суперечливим вимогам, особливо вимогам швидкодії, був використаний процесор ЦОС з плаваючою комою, що забезпечує виконання всіх обчислювальних операцій за один такт. Розробка програмного забезпечення виконувалася за допомогою компілятора мови Сі з бібліотеками, асемблера, компоновальника, внутрішньосхемного емулятора з налагоджувачем для настільного комп'ютера та інших утиліт розробки фірм ТІ та «МікроЛаб Системс» [7].

3.6 Програмна реалізація алгоритму

Програмною частиною системи управління є набір процедур, різні цикли запуску, пріоритети і часи рахунку. Існують такі цикли запуску (розташовані в порядку зменшення пріоритету): 25 і 100мкс, 1 і 5мс, фонове завдання.

Процедури з циклами 25мкс та 1мс запускаються незалежно, кожна від свого таймера. За сигналами 25-мкс таймера запускається процедура виведення імпульсів керування тиристорами, а також через апаратний дільник частоти з коефіцієнтом 8 запускається 16-канальний АЦП на платі інтерфейсної вводу-виводу. Після закінчення перетворення всіх 16 каналів запускається контролер DMA мікропроцесора, і результати перетворення переписуються з регістру FIFO плати вводу-виводу оперативної пам'яті контролера TORNADO-E31/E33. Після закінчення цієї операції переривання від контролера DMA запускається основний 200мкс цикл обчислень. У середині цього циклу організовані два програмні лічильники – для виконання один раз на 1мс і 5мс досить коротких обчислень, що закінчуються в межах того ж таки 200мкс циклу. Такі тривалі цикли, що запускаються всередині короткого циклу, не вдалося методами мови Сі виділити в окремі завдання, що перериваються, зі своїми заданими пріоритетами. Тому ще одна процедура з циклом 1мс, але з часом обчислень більшим за 200мкс, запускається від іншого таймера. Ця процедура має більш низький пріоритет, ніж 25мкс обчислення, але вище за всіх інших.

У програмі є ще два завдання із найнижчим пріоритетом. Перше завдання – обмін даними з терміналом каналом RS232, вона організована як фонове. Друге завдання – виведення аналогових сигналів через ЦАП інтерфейсного модуля на зовнішні стрілочні прилади та/або на екран осцилографа під час проведення налагоджувальних робіт. При періоді виведення аналогових сигналів в 1мс вимоги до прив'язки їх до часу порівняно невисокі. Це завдання вдалося організувати наступним чином: вона запускається за програмним лічильником всередині 200мкс циклу кожну мс, але стає фовоною після

запуску, тобто може бути перервана іншим завданням з більш високим пріоритетом.

Процесор TMS320C3x апаратно підтримує команди обчислення з плаваючою комою: додавання, множення та віднімання, які виконуються за один такт. У той же час, алгоритми управління, що виконуються, вимагають обчислення зворотних величин, квадратних і тригонометричних функцій, кривих намагнічування електричної машини. Тому для економії часу циклу замість обчислень за допомогою бібліотечних підпрограм використовуються відповідні таблиці, які генеруються на етапі ініціалізації програми та завантажуються на згадку про тип SRAM контролера TORNADO.

3.7 Методика налагодження пристрою керування

Етап налагодження алгоритмів та розробленого програмного забезпечення – один із найскладніших у ході створення пристрою управління такої складної технічної системи, як частотно-регульований привід. Особливо це відноситься до потужних високовольтних приводів, коли будь-яка помилка в алгоритмі та/або програмному забезпеченні контролера може призвести до аварії з важкими наслідками, не кажучи вже про вартість ремонту обладнання, що вийшло з ладу. Використання для налагодження фізичної моделі об'єкта управління також дуже важке, і, крім того, остання не завжди дає правильні результати через недотримання коефіцієнтів подібності.

Тому в даній роботі як модель об'єкта управління була використана комп'ютерна модель, що працює в реальному масштабі в середовищі моделювання МатЛаб-Симулінк на ЕОМ типу IBM PC, і пов'язана через плату введення-виводу типу PCI-DDA08/12 (8, 12-розрядних ЦАП і 48 дискретних входів-виходів) з контролером, що налагоджується. Так, контролер отримує сигнали зворотного зв'язку про струми і напруги випрямляча та інвертора

приводу, а комп'ютерна модель силового ПЧ, своєю чергою, отримує імпульси управління тиристорами.

Для моделі електроприводу задаються необхідні тривалості циклів обчислень окремих підсистем моделі, програмно комутуються входи і виходи плати PCI-DDA08/12. За рахунок заміни типових драйверів управління PCI-DDA08/12 на оригінальні вдалося майже в 1,5-2 рази зменшити витрати часу на обмін інформації між ЕОМ та контролером: частота обміну сигналів між моделлю та контролером склала 33,33кГц. Порівняння результатів на моделі, отриманих за допомогою цієї моделі, з розрахунками та результатами експериментів підтвердили правомірність використання такої технології для всіх штатних і, найголовніше, та позаштатних режимів роботи приводу (при цьому не враховувалися тільки електромагнітні процеси в снаббер-ланцюгах тиристорів). На рисунку 3.5 показаний екран з моделлю синхронного електроприводу (синхронна електрична машина разом з силовою частиною ПЧ і мережею живлення), що працює в реальному масштабі часу, і входами/виходами плати PCI-DDA08/12 для зв'язку з TORNADO-E31/E33. Різними кольорами виділено повільні та швидкі цикли обчислень моделі.

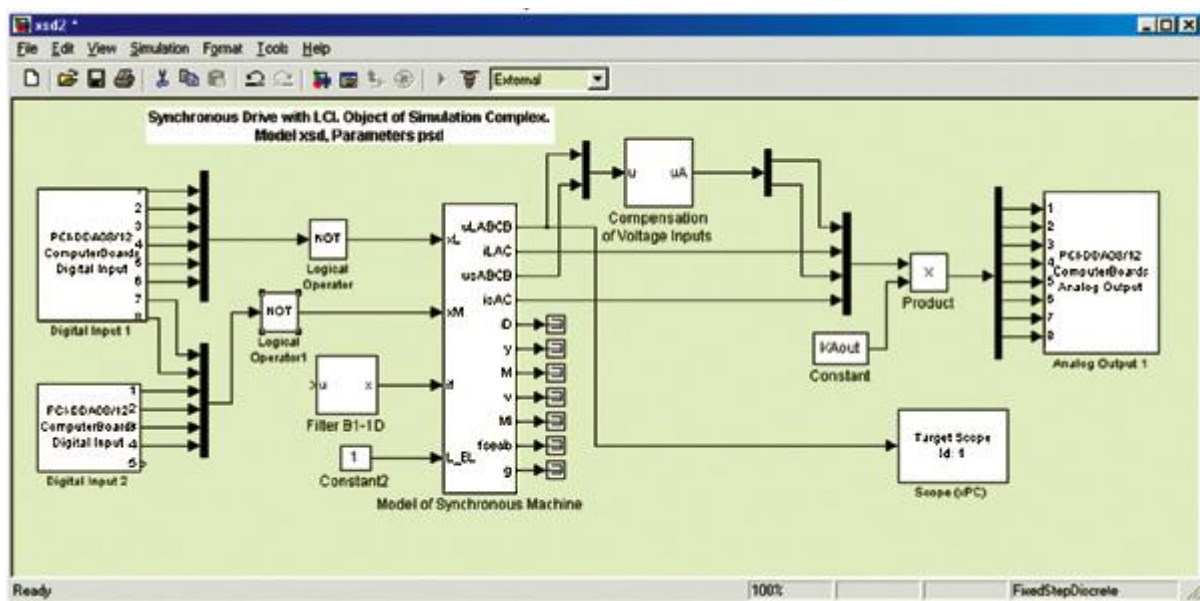


Рисунок 3.5 – Екран моделі синхронного електроприводу з елементами сполучення з контролером Торнадо у середовищі МатЛаб-Симулінк

4 ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ КАЛОРИФЕРНОЇ УСТАНОВКИ

На шахті «Добропільська», як і на більшості інших шахт, роботі калориферних установок приділяють досить багато уваги, проте в зимовий час нерідки випадки обмерзання стволів і навіть пов'язані з ними зупинки. Робота калориферних установок в деякі роки експлуатації приносила масу неприємностей. Обмерзали стволи, виходили з ладу повітронагрівачі, шахта зазнавала великих збитків. Причиною виникнення аварійних ситуацій здебільшого були помилки, допущені лише на рівні проектування.

Шахта має два повітропадавальні стволи та шурф, за якими в даний час щохвилини в шахту надходить близько 20000м^3 атмосферного повітря. Технологічна схема розведення теплоносія в калориферній установці допоміжного ствола, яка застосовується на шахті (рисунки 4.1), включає дві однакові групи повітронагрівачів серії КВБ12Б-П, по 16 штук в кожній групі. Як теплоносієм в калориферній установці використовувалася перегріта вода з температурним графіком $130-70^{\circ}\text{C}$. Джерелом теплової енергії служила шахтна котельня, обладнана паровими казанами серії КЕ 25-14 ТС.

Горизонтальне розведення теплоносія [8] в кожній групі повітронагрівачів здійснювалося за тупиковою схемою з розташуванням трубопроводу, що подає вгору, а зворотного – вниз. У вертикальній схемі розведення теплоносія застосовано послідовне з'єднання двох повітронагрівачів. Кожен стояк має запірні пристрої, розташовані вгору і вниз. Розрахункова витрата води по кожному із стояків становила близько $13,2\text{м}^3/\text{год}$. Випуск повітря із системи здійснювався через повітрозбірники, встановлені в тупикових частинах подаючих трубопроводів.

На початку експлуатації калориферної установки відразу проявилися недоліки, властиві запропонованій технологічній схемі.

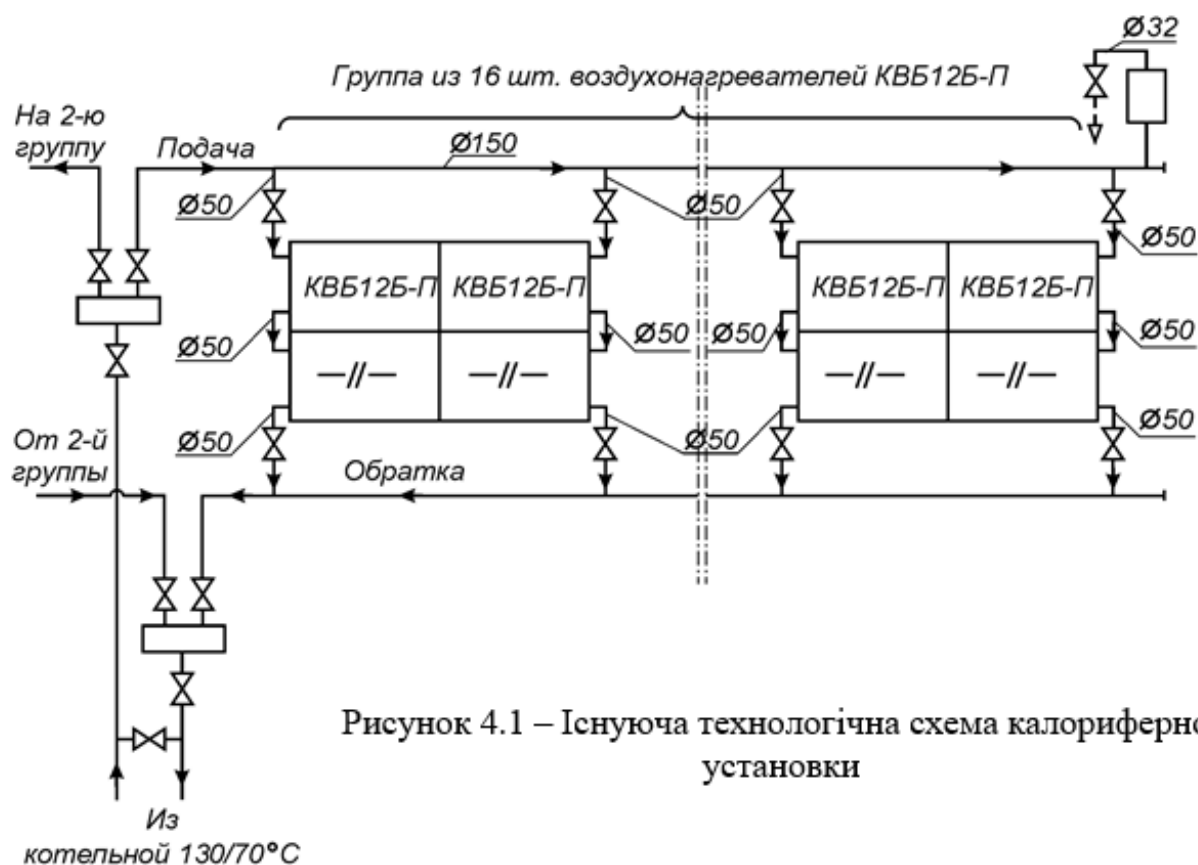


Рисунок 4.1 – Існуюча технологічна схема калориферної установки

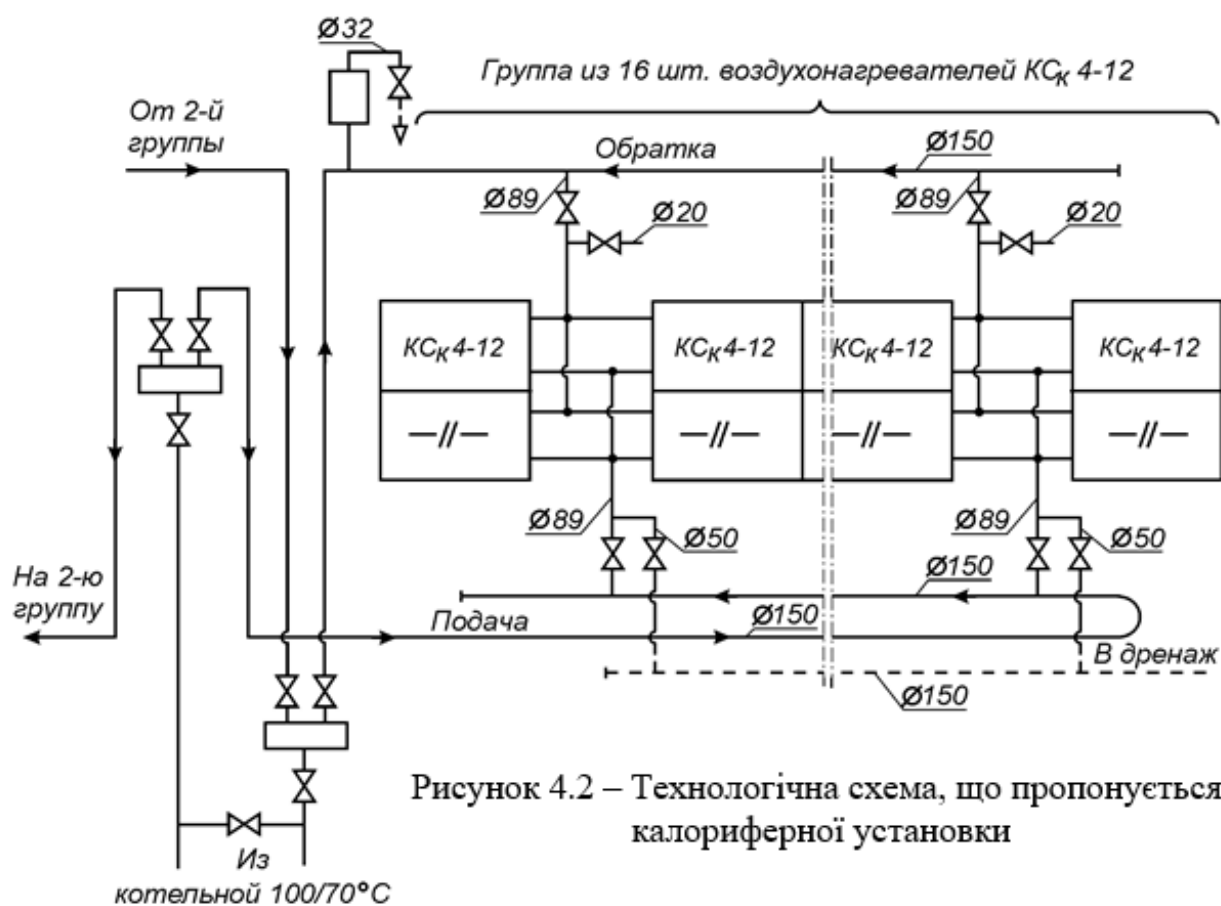


Рисунок 4.2 – Технологічна схема, що пропонується, калориферної установки

Тупикова схема горизонтальної розводки не дозволяла розподілити теплоносії рівномірно по всіх стояках калориферної установки. У стояках, розташованих у тупиковій частині трубопроводів, що підводять, теплоносія явно не вистачало в порівнянні зі стояками, розташованими біля входу його в кожену групу. Регулювання витрати теплоносія запірними пристроями, розташованими кожному з стояків, не давало належних результатів, оскільки не було витратомірів, якими можна було оцінити значення ступеня регулювання. Оцінка регулювання здійснювалася суб'єктивно, що іноді призводило до ще більшого розбалансування системи.

При верхньому розташуванні подаючого трубопроводу і нижньому розташуванні зворотного трубопроводу, в кожній групі повітронагрівачів калориферної установки гостро виникало питання з випуском повітря. За запропонованою технологічною схемою рух повітря та теплоносія в системі були протилежні за напрямом. Під час роботи системи бульбашки повітря не могли піднятися вгору, тому що цьому заважала вода, що рухається назустріч. З іншого боку швидкість води була недостатня, щоб забрати з собою повітря вниз, у зворотний трубопровід.

Звичайно, при повільному заповненні системи водою зі зворотного трубопроводу можна видалити все повітря з системи, але як це виконати при мінусовій температурі зовнішнього повітря. Коли вода за досить короткий час, іноді за декілька хвилин, може замерзнути в теплообмінних трубках і тим самим вивести всю калориферну установку з ладу. Коли при незадовільній роботі шахтної котельні за одну добу іноді спостерігалось кілька зупинок калориферної установок.

Послідовне з'єднання двох повітронагрівачів по теплоносію в вертикальних стояках також виявилось вкрай небажаним рішенням. Основний недолік такого з'єднання полягав у збільшенні, майже вдвічі, часу самоспожження системи порівняно з однорядною системою. Тому іноді робітники не встигали злити воду до її замерзання в теплообмінних трубках.

Вибраний температурний графік 130-70°C [9] вимисув застосувати послідовне з'єднання повітрянагрівачів за теплоносієм, що створило ряд недоліків, які були описані вище. Крім того виявилось, що отримати водяний теплоносій температурою 130°C в пароводяних підігрівачах досить складна задача. По-перше, необхідна пара з температурою 170...180°C, яка досягається при надмірному тиску в котлі від 7 до 10 кг/см². По-друге, необхідні конденсатовідвідники [8], які б надійно забезпечували підтримку зазначеного тиску в пароводяних підігрівачах. Інакше пара розширюється і втрачає свою температуру.

Ручне управління в таких випадках також малоефективне, тому що потрібно мати ряд вимірювальних приладів і досить висока кваліфікація операторів з управління роботою пароводяних підігрівачів. З огляду на описані труднощі було прийнято рішення перейти на температурний графік 100-70°C.

В результаті накопиченого досвіду і отриманих результатів аналітичних досліджень виконані роботи з удосконалення технологічних схем калориферних установок шахти, які дозволили різко збільшити надійність установок і стабілізувати становище, що склалося, з підігрівом атмосферного повітря, що надходить в шахту в зимовий час. Основним завданням удосконалення технологічних схем калориферних установок було усунення виявлених недоліків. Зокрема, розведення теплоносія по горизонталі виконано за попутною схемою (рисунок 4.2), що дозволило розподілити його рівномірно по всіх стояках обох груп повітрянагрівачів калориферної установки допоміжного ствола.

Для полегшення випуску повітря з системи і спрощення заповнення її водою після зупинки, зворотний трубопровід підняли вгору, а трубопровід опустили вниз. При такому розташуванні трубопроводів напрямки руху повітря і теплоносія стали збігатися. Процес збору та випуску повітря із системи різко полегшився. Так як повітря в системі не стало, то зросла і тепловіддача повітрянагрівачів.

З переходом на температурний графік 100-70°C всі повітронагрівачі по вертикалі були підключені за паралельною схемою. Як і в проектному рішенні до одного стояка одночасно підключалося 4 повітронагрівача (рисунок 4.2). Стояк можна відключити від системи запірною арматурою, встановленої внизу і вгорі.

На випадок ремонту повітронагрівачів, кожен стояк додатково обладнаний трубопроводом Ø50мм із запірним пристроєм, по якому виконується злив води в дренажний трубопровід Ø150мм, та повітряним краном Ø20мм, через який, залежно від операції, яка виконується по стояку, випускалося або впускалося атмосферне повітря. У попередній технологічній схемі описана операція могла виконуватися тільки шляхом штучного порушення герметичності фланцевих з'єднань, за допомогою яких підключалися секції повітронагрівачів до стояка. Причому в такому випадку вода зливалася під ноги, що не відповідає нормам промсанітарії.

Щоб не змінювати загальної кількості повітронагрівачів, встановлених в калориферній установці допоміжного ствола, при збільшеній витраті повітря в шахту, було прийнято рішення відмовитися від подальшого застосування повітронагрівача серії КВБ12Б-П та перейти на застосування повітронагрівачів серії КСк4-12, які мають коефіцієнт теплопередачі приблизно в 1,4 рази більший.

Отже, при проектуванні нових та вдосконаленні діючих калориферних установок необхідно:

- розведення теплоносія по горизонталі здійснювати із застосуванням попутних схем;
- рух теплоносія в повітронагрівачах повинен здійснюватися знизу вгору;
- при застосуванні водяного теплоносія та парових котлів, які забезпечують вироблення теплової енергії, застосовувати температурний графік 100-70°C;
- з'єднання повітронагрівачів, як за повітрям, так і за теплоносієм необхідно здійснювати за паралельними схемами;

- для поліпшення мікроклімату в надшахтних будинках кількість нагрітого повітря, що надходить через гирло повітроподавальних стволів, в нормативних документах має бути збільшено до 25...30%, а допустима депресія повітря повинна бути зменшена з 350Па до 250Па;

- надшахтні будівлі повітроподавальних стволів повинні бути віднесені або надійно ізолювані від цехів, в яких виконуються зварювальні або інші види робіт, при яких виділяються гази, шкідливі для здоров'я людини (зокрема, від механічних майстерень та гараж зарядних шахтних електровозів);

- жалюзійні ґрати, що перекривають доступ повітря до повітронагрівачів, повинні встановлюватися з боку надходження холодного повітря.

5 ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНІ ПОКАЗНИКИ

5.1 Економічна оцінка збитку, який заподіяно викидами забруднень в атмосферне повітря

Економічна оцінка збитку, який заподіяно річними викидами забруднень в атмосферне повітря, визначається на основі укрупнених показників за формулою:

$$Y = \gamma \cdot G \cdot f \cdot M \quad (5.1)$$

де γ – константа, значення якої дорівнює 1 при оцінці річних викидів, які здійснюються після 1985 року;

$G=0,2$ – показник відносної небезпеки забруднення атмосферного повітря;

$f=10$ – виправлення, яке враховує характер розсіювання домішки в атмосфері;

M – приведена маса річного викиду забруднень із джерела, у.т./рік.

$$M = \sum_{i=1}^N A_i m_i, \quad (5.2)$$

де A_i – показник відносної агресивності домішки i -го виду у.т/т;

m_i – маса забруднювача, т/рік;

Відповідно до вищевикладеної методики визначимо збиток від кожного виду забруднювача:

1. Зважені речовини: $m_1=3,336$ т/рік; $A_1=53,2$; $M_1=3,336 \cdot 53,2=177,4$ у.т/рік;

2. Неорганічний пил: $m_2=885,4$ т/рік; $A_2=83,2$; $M_2=885,4 \cdot 83,2=73682$ у.т/рік;

3. Сірчистий ангідрид: $m_3=231,8$ т/рік; $A=16,5$; $M_3=231,8 \cdot 16,5=3825$ у.т/рік;

4. Окись вуглецю: $m_4=1483,9$ т/рік; $A = 1$; $M_4 = 1483,9 \cdot 1 = 1483,9$ у.т/рік;

5. Окись азоту: $m_5=31,179$ т/рік; $A=41,1$; $M_5 = 31,179 \cdot 41,1=1281,5$ у.т/рік;

6.Диоксид азоту: $m_6=1,641\text{т/рік}$; $A=41,1$; $M_6=1,641 \cdot 41,1=67,5 \text{ у.т/рік}$;

7.Сірководень: $m_7=0,08\text{т/рік}$; $A=1,28$; $M_7=0,008 \cdot 1,28=0,102 \text{ у.т/рік}$.

Таким чином, отримаємо:

$$M = M_1 + M_2 + M_3 + M_4 + M_5 + M_6 + M_7 = 177,4 + 73682 + \\ + 3825 + 1483,9 + 1281,5 + 67,5 + 0,102 = 80517 \text{ у.т/рік}.$$

Збиток від викиду забруднюючих речовин за рік у цілому по шахті складає:

$$Y = 2,4 \cdot 0,2 \cdot 10 \cdot 80517 = 386481,6 \text{ грн.}$$

Визначимо збиток від викидів пилу в атмосферу:

$$Y_{\text{п}} = 2,4 \cdot 0,2 \cdot 10 \cdot 73682 = 353674 \text{ грн.}$$

У такий спосіб збиток від викидів пилу в атмосферу складає 91,5% від загального по шахті. Пристрій камери уловлювання дозволить уловлювати у вентиляційному каналі частки крупністю 0,22-19мм, тобто нижня межа крупності часток пилу, які викидаються у атмосферу, знизиться від 0,48 до 0,22мм. Протягом 6 місяців у вентиляційний канал вноситься 510т пилу. Осаджується в каналі 224т. У такий спосіб у атмосферу вилітає 286т. В ході експериментальних досліджень встановлено, що 40% пилу, яка викидається у атмосферу, приходить на частки крупністю 0,48-0,22мм. Значить їх осадження дозволить додатково уловлювати у каналі $286 \cdot 0,4 = 114,5\text{т}$. Таким чином, застосування камери вловлювання дозволяє знизити викиди пилу в атмосферу протягом року на 229т.

Визначимо збиток від викидів пилу в цьому випадку. Маємо масу забруднювача $m_2= 885,4 - 229 = 656,4 \text{ т/г}$; показник відносної агресивності $A=83,2$; приведена маса $M_2 = 656,4 \cdot 83,2 = 54612,5 \text{ у.т/рік}$.

$$Y'_n = 2,4 \cdot 0,2 \cdot 10 \cdot 54612,5 = 262139,9 \text{ грн.}$$

Таким образом очікуваний прямий економічний ефект від впровадження камери уловлювання складе:

$$C_b = Y_n - Y'_n = 353673,4 - 262139,9 = 91533,5 \text{ грн.}$$

5.2 Визначення вартості перевитрати електроенергії внаслідок забруднення вентиляційного каналу

За графіком залежності втрат тиску від площі живого перетину каналу отримуємо, що у чистому каналі ($S = 9 \text{ м}^2$) втрати тиску (ΔP_1) складають $63,74 \text{ кгс/м}^2$; при засміченні каналу до критичного значення ($S = 7,62 \text{ м}^2$) втрати тиску (ΔP_2) складають $83,94 \text{ кгс/м}^2$. Таким чином, втрати тиску внаслідок заштибовки каналу вугільним дріб'язком визначається:

$$\Delta P = \Delta P_2 - \Delta P_1 = 83,94 - 63,74 = 20,21 \text{ кгс/м}^2.$$

Вартість електроенергії, що витрачається визначається з залежності:

$$C_e = k_e \frac{\Delta P \cdot Q_v}{102 \cdot \eta_v \cdot \eta_{дв.}} \cdot 8760 \text{ Г,} \quad (5.3)$$

де $k_e = 5,7 \text{ грн.}$ – середня вартість 1 кВт год електроенергії;

ΔP – втрати тиску, кгс/м^2 ;

Q_v – продуктивність вентилятора, $\text{м}^3/\text{с}$;

η_v – ККД вентилятора;

$\eta_{дв.}$ – ККД приводного електродвигуна;

T – термін експлуатації.

Визначимо вартість електроенергії, що витрачається при роботі установки з чистим каналом:

$$C_e^q = k_e \frac{\Delta P_1 \cdot Q_{\text{в}}}{102 \cdot \eta_{\text{в}} \cdot \eta_{\text{дв.}}} \cdot 8760 T \quad (5.4)$$

де $\Delta P_1 = 63,74$ кгс/м² – втрати тиску;

$Q_{\text{в}} = 120$ м³/с – продуктивність вентилятора;

$\eta_{\text{в}} = 0,62$ – ККД вентилятора;

$\eta_{\text{дв.}} = 0,9$ – ККД приводного електродвигуна;

$T = 1$ рік – термін експлуатації.

$$C_e^q = 5,7 \cdot \frac{63,74 \cdot 120}{102 \cdot 0,62 \cdot 0,9} \cdot 8760 = 2266490 \text{ грн./рік.}$$

Визначимо вартість електроенергії, що витрачається при роботі установки з каналом, забрудненим вугільним дріб'язком:

$$C_e^3 = k_e \frac{\Delta P_2 \cdot Q_{\text{в}}}{102 \cdot \eta_{\text{в}} \cdot \eta_{\text{дв.}}} \cdot 8760 T \quad (5.5)$$

де $\Delta P_2 = 83,94$ кгс/м² – втрати тиску.

$$C_e^3 = 5,7 \cdot \frac{83,94 \cdot 120}{102 \cdot 0,62 \cdot 0,9} \cdot 8760 = 2984770 \text{ грн. /рік}$$

Вартість електроенергії, що перевитрачається визначається як:

$$\Delta C_e = C_e^3 - C_e^q = 2984770 - 2266490 = 718280 \text{ грн. /рік}$$

Таким образом очікуваний економічний ефект від застосування розробленої схеми складе 718280 грн. /рік.

5.3 Визначення економічного ефекту від використання зібраного вугільного пилу

Зібрана в вентиляційному каналі вугільна пилюка є коштовним енергоресурсом для багатьох галузей промисловості. Окрім того, вона може бути використана як дешеве паливо для власних котельних. К перевагам даної технології слід також віднести відсутність необхідності додаткового здрібнювання вугілля. Як було встановлено, в вентиляційному каналі осаджується 225т вугільного дріб'язку, при використанні камери вловлювання в каналі додатково осаджується 229т. Таким чином у каналі буде накопичуватися 454т вугільного дріб'язку. Економічний ефект від брикетування та продажу вугільного дріб'язку визначиться:

$$C_6 = M_n \cdot c \quad (5.6)$$

де M – маса пилу, т;

c – вартість однієї тони, $c = 1300$ грн./т.;

$$C_6 = 454 \cdot 1300 = 590200 \text{ грн.}$$

5.4 Надійність вентилятора

При взаємодії часток вугільного дріб'язку, робочі органи вентиляторів головного провітрювання швидко зношуються. Найбільшу небезпеку представляють частки діаметром менше 3мм. Як було встановлено, уже через пів року роботи у лопатках вентилятору виникають крапкові пробоїни. По мірі подальшого використання, лопатки починають заповнюватися пилом. Це приводить до розбалансування робочого колеса, додаткового навантаження на підшипники і, як наслідок, до зменшення строку служби вентилятора та його надійності. Не виключені і аварійні ситуації. Прикладом цьому може бути зрив лопатки робочого колеса вентилятора на шахті «Краснолиманська» у 1993р., коли будинок вентиляторної установки потерпів значних руйнувань. Як показав аналіз часток вугільної пилюки, вилучених із лопатки, основну масу складають частки діаметром менше 3мм.

Як було визначено раніше, пристрій камери вловлювання вугільної дріб'язні дозволить осаджати у каналі частки крупністю від 19 до 0,25мм. К вентилятору будуть долітати лише частки діаметром менше 0,25мм. Це суттєво збільшить строк служби та надійність вентилятору.

За правилами технологічної експлуатації, балансування роторів вентиляторних установок повинно проводитись під час планових налагоджувальних робіт, тобто 1 раз у два роки. Вартість налагоджувальних робіт по балансуванню ротору складає 150000грн. Як вказувалося раніше, при взаємодії робочого колеса з частками пилі, виникає його дисбаланс. Це явище приходить ся усувати шляхом проведення додаткових робіт по балансуванню ротору, у середньому раз на рік.

У зв'язку з цим вартість робіт подвоюється. Таким чином застосування пропозицій схеми вловлювання та видалення пилі дозволить зекономити 150000 грн. за рік.

Таким чином загальний очікуваний економічний ефект від застосування запропонованої схеми визначається:

$$C = C_B + C_e + C_{\bar{6}} + C_H; \quad (5.7)$$

$$C = 91533,5 + 718280 + 590200 + 150000 = 1455013,5 \text{ грн.}$$

Таблиця 5.1 – Зведені техніко-економічні показники

Вид витрат	До впровадження запропонованої схеми	Після впровадження	Ефект
1.Збиток від викидів в атмосферу, грн./рік	353673,4	262139,9	91533,5
2. Вартість електроенергії, грн./рік	2984770	2266490	718280
3. Ремонт вентилятору, грн./рік	150000	95000	55000
4. Брикетування вугілля	—	590200	590200
УСЬОГО	3 488 443,4	3 213 829,9	1455013,5

ВИСНОВОК

В бакалаврській кваліфікаційній роботі визначено робочий режим вентиляційної установки з відцентровим вентилятором типу ВЦ-31,5М. Було запропоновано застосувати регульований електропривод вентиляційної установки, що зменшить витрати електроенергії при необхідності керування продуктивністю вентилятора з розвитком гірничих робіт. Також було застосовано спеціальний пристрій камери вловлювання, що дозволить осаджати у вентиляційному каналі частки крупністю до 0,22мм. Очищення вентиляційного каналу пропонується здійснювати за допомогою гідроелеватору. Такі заходи підвищать надійність та довговічність роботи вентиляційної установки, зменшать екологічне навантаження завдяки зменшенню викидів вугільного пилу в атмосферу.

Було запропоновано вдосконалення діючих калориферних установок, що підвищить ефективність та надійність їх роботи, поліпшить мікроклімат в надшахтних будинках, покращить техніку безпеки та умови роботи персоналу з обслуговування цих установок.

СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

1. Солод В.И., Зуйков В.И., Перлов К.М. Горные машины и автоматизированные комплексы: Учеб. для вузов. – М.: Недра, 1981. – 503с.
2. Хорин В.Н. Машины и оборудование для угольных шахт. – М.: Недра, 1984. – 248с.: ил.
3. Медведев Г.Д. Электрооборудование и электроснабжение горных предприятий: Учебник для техникумов. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1988. – 356с.: ил.
4. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт.: Киев, 1994. – 312с.
5. Рудничная вентиляция: Справочник / Н.Ф. Гращенков, А.Э. Петросян, М.А. Фролов и др.; Под ред. К.З. Ушакова. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1988, – 440с.
6. Гейер В.Г., Тимошенко Г.М. Шахтные вентиляторные и водоотливные установки – М.: Недра, 1987. – 270с.
7. Вейнгер А., Новаковский А., Тикоцкий П. Использование контроллера Tornado-30 для управления электроприводом. СТА 4/97. М. С. 88–92.
8. Справочник по теплоснабжению и вентиляции. Кн. 1 / Р.В. Щекин, С.М. Корневский, Г.Е. Бем и др. – Киев, «Будівельник», 1976. – 416с.
9. Промышленная теплоэнергетика и теплотехника: Справочник / Под общ.ред. В.А. Григорьева, В.М. Зорина – М.: Энергоатомиздат, 1991. – 588с.
10. Правила устройства и безопасной эксплуатации паровых и водогрейных котлов / Госнадзорохрантруда Украины. – Х.: Форт, 1994. – 200с.
11. Щеголев М.М., Гусев Ю.Л., Иванова М.С. Котельные установки. – М.: Стройиздат, 1972. – 384с.
12. Правила безопасности в угольных шахтах. – К.: 2005. – 400с.