Міністерство освіти і науки України

Запорізький національний університет
(повне найменування вищого навчального закладу)

Інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю.М. Потебні
(назва факультету)

кафедра металургійного обладнання
(повна назва кафедри)

ВИПУСКНА КВАЛІФІКАЦІЙНА РОБОТА БАКАЛАВРА

На тему Модернізація вузла дозування марганцевої руди при виплавці феросплавів

Виконав: студент групи 6.1332-с

Дворцов Д. С.
(ПІБ) (підпис)

спеціальності

133 Галузеве машинобудування
(шифр і назва)

спеціалізація

(шифр і назва)

Освітньо-професійна програма
Галузеве машинобудування
(шифр і назва)

Керівник Гречаний О.М.
(прізвище та ініціали) (підпис)

Н.контроль Васильченко Т.О.
(прізвище та ініціали) (підпис)

Запоріжжя – 2025 року

Запорізький національний університет
(повне найменування вищого навчального закладу)

Факультет Інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю.М. Потебні

Кафедра металургійного обладнання

Рівень вищої освіти бакалавр
(перший (бакалаврський) рівень)

Спеціальність 133 Галузеве машинобудування
(шифр і назва)

Спеціалізація
(шифр і назва)

Освітньо-професійна програма Галузеве машинобудування
(шифр і назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедрою А.О. Власов

_____

“____” _____20___ року

Завдання
до випускної кваліфікаційної роботи бакалавра

Дворцова Дмитра Сергійовича
(прізвище, ім’я, по батькові)

1. Тема кваліфікаційної роботи: Модернізація вузла дозування марганцевої руди при виплавці феросплавів
керівник кваліфікаційної роботи доцент, Ph.D. Гречаний О.М.
затверджені наказом вищого навчального закладу від “27“ грудня 2024 року № 2031-с.
2. Строк подання студентом кваліфікаційної роботи 13 червня 2025 року.
3. Вихідні дані кваліфікаційної роботи техніко-економічні показники роботи цеху з виробництва феросплавів
4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): 1. Загальна частина; 2. Спеціальна частина; 3. Експлуатаційна частина; 4. Охорона праці та техногенна безпека. Загальні висновки та рекомендації
5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов’язкових креслень): 1. Модернізація дозуючого вузла – 1А1; 2. Живильник, що коливається – 1А1; 3. Привод живильника, що коливається – 1А1; 4. Вібраційний живильник – – 1А1; 5. Схема строповки – 1А1; 5. Витяжна вентиляція – 1А1.

6. Консультанти розділів кваліфікаційної роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		Завдання видав	Завдання прийняв
1	Гречаний О.М., Ph.D., доцент		
2	Гречаний О.М., Ph.D., доцент		
3	Гречаний О.М., Ph.D., доцент		
4	Гречаний О.М., Ph.D., доцент		

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційої роботи	Строк виконання етапів кваліфікаційної роботи	Примітки
1	Збір матеріалу на проєктування	14.04.2025 – 06.05.2025	
2	Групування та аналіз зібраного матеріалу. Уточнення завдань проєктування	07.05.2025 – 11.05.2025	
3	Виконання теоретичної частини проєкту	12.05.2025 – 21.05.2025	
4	Виконання графічної частини проєкту	22.05.2025 – 05.06.2025	
5	Написання та оформлення пояснювальної записки	06.06.2025 – 10.06.2025	
6	Перевірка проєкту консультантами	11.06.2025 – 12.06.2025	
7	Попередній захист проєкту	13.06.2025	
8	Переплітання пояснювальної записки	Згідно з графіком	
9	Захист проєкту	Згідно з графіком	

Студент _____ _____
(підпис) (прізвище та ініціали)

Керівник кваліфікаційної роботи _____ _____
(підпис) (прізвище та ініціали)

АНОТАЦІЯ

Дворцов Д. С. Модернізація вузла дозування марганцевої руди при виплавці феросплавів

Кваліфікаційна випускна робота для здобуття ступеня вищої освіти бакалавр за спеціальність 133 – Галузеве машинобудування, керівник О. М. Гречаний. Запорізький національний університет, Інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю.М. Потебні, кафедра металургійного обладнання, 2025.

Проаналізовані переваги та недоліки технололгічного процесу шихтопідготовки при виробництві феросплавів. Запропоновано варіант модернізації вузла дозування шихтових матеріалів. Виконані необхідні для впровадження модернізації розрахунки. Приділено увагу питанням техногенної безпеки та екології у феросплавному виробництві.

Ключові слова: феромарганець, феросиліцій, шихта, дозування, віброживильник, дозуючий вузол, коливання

ABSTRACT

Dvortsov D. S. Modernization o f the Unit for Dosing the Manganese Ore while Smelting Ferroalloys

Qualifying thesis for obtaining a bachelor's degree in higher education, specialty 133 - Industrial engineering, adviser O. M. Hrechanyi. Zaporizhzhia National University, Engineering Educational and Scientific Institute them. Yu.M. Potebni, Department of Metallurgical Equipment, 2025.

The advantages and disadvantages of the technological process of charge preparation in the production of ferroalloys are analyzed. A variant of modernization of the batch materials dosing unit is proposed. The calculations necessary for the implementation of the modernization are performed. Attention is paid to the issues of technogenic safety and ecology in ferroalloy production.

Keywords: ferromanganese, ferrosilicon, charge, dosing, vibration feeder, dosing unit, oscillations.

ЗМІСТ

ВСТУП 7
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА 8
1.1 Загальні відомості про технологічний процес та місце в ньому лінії дозування 8
1.2 Технологічного обладнання та загальна його характеристика 18
1.3 Короткий опис запропонованої модернізації обладнання 21
2 СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА 26
2.1 Розрахунок навантажень та потужності приводу живильника 26
2.2 Розрахунок та вибір стандартних елементів приводу 37
3 ЕКСПЛУАТАЦІЙІІА ЧАСТИІІА 42
3.1 Монтаж та технічне обслуговування електровібраційного живильника 42
3.2 Розрахунки необхідного устаткування для монтажу вузла дозування 45
3.3 Розрахунок системи змащування редуктора живильника, що коливається 50
3.4 Обґрунтування роду, струму величини напруги і типу електродвигунів 54
3.5 Розрахунки живильної мережі й вибір силовий комутаційної апаратури 55
4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА 58
4.1 Визначення рівня механізації праці робітників ділянки шихтопідготовки 58
4.2 Аналіз небезпечних і шкідливих факторів шихтового відділення 59
4.3 Заходи захисту від небезпечних і шкідливих виробничих факторів 60
4.4 Виробнича санітарія 61
4.4.1 Створення мікроклімату в виробничих приміщеннях 61
4.4.2 Організація освітлення виробничих приміщень 62
4.5 Протипожежна безпека виробництва 64

4.6 Організація безпечних умов праці. Ймовірність аварій і план їх ліквідації 65
4.7 Дослідження можливості покращення екологічного середовища виробничого цеху 67
Висновки 73
Список використаної літератури 74
ДОДАТКИ 78

ВСТУП

Сучасне машинобудування неможливо без застосування різноманітних якісних сталей, що володіють необхідиміми властивостями: жароміцність, пластичність, твердість й ін. Одержати всі ці властивості можна за допомогою добавок елементів у метал: хрому, нікеля, титана, ванадію, вольфраму, цирконію, молібдену, кремнію, марганцю й ін.

Особливістю виробництва металів є великий обсяг підготовчих робіт, пов'язаних з тим, що вміст корисних компонентів у руді, що видобувається, становить від часток відсотків до декількох відсотків. Процеси збагачення за своїм технологічним призначенням можуть бути поділені на підготовчі, основні та допоміжні. До підготовчих відносяться процеси дроблення, гуркотіння та класифікації; до основних – процеси власне збагачення за рахунок флотаційних, гравітаційних, магнітних та електричних властивостей мінералів; до допоміжних – процеси, що сприяють підвищенню ефективності основного виробництва та подальшої переробки отримаих продуктів (зневоднення, сушіння).

Марганцева руда є ключовим компонентом у виробництві феросплавів, які широко використовуються у сталеливарній промисловості для легування сталі. Якість дозування руди безпосередньо впливає на стабільність хімічного складу сплаву, економічність процесу та рівень шкідливих викидів. Наявні системи дозування часто мають низку недоліків – зокрема, низьку точність, зношеність обладнання, нерівномірність подачі матеріалу та втрати сировини. Це обумовлює потребу в технічному оновленні та автоматизації вузлів дозування.

Пояснювальна записка до кваліфікаційної роботи містить 84 сторінки, на яких 19 рисунків, 6 таблиць, 6 додатків. Бібліографічний список має 39 найменувань літературних джерел.

Об'єкт проєктування – обладнання шихтового відділення плавильного цеху АТ "Запорізький завод феросплавів".

Мета роботи – усунення конструктивних недоліків існуючої конструкції вузла дозування шихти.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1 Загальні відомості про технологічний процес та місце в ньому лінії дозування

Цех для виплавки феросиліцію побудований і пущений в експлуатацію в 1964–1966 рр [1]. Складається він з трьох окремих, пов'язаних єдиною технологічною лінією, корпусів:

– плавильного

– шихтопідготовки і шихтоподачі,

– складу готової продукції.

План плавильного корпусу показаний на рисунку 1.1.

Плавильний (головний корпус) – це висока будівля довжиною більш 250 м з двома прольотами – пічним і розливним [2]. Ширина першого 18 м і другого 24 м. У пічному прольоті встановлено вісім потужних руднотермічних печей закритого типа. Шість з них типа РКЗ-21 потужністю по 21 МВА кожна і два типи РКЗ-28 потужністю 28 МВА. Обладнані всі печі механізмом обертання ванни і укриті водоохолоджуваним склепінням. На відміну від відкритих феросплавних печей, де пічні гази практично марно згорали на колошнику, створюючи важкі умови роботи і збільшуючи на 10% витрату відновника, закриті електропечі (рис 1.2) дозволяють утилізувати до 90% газів, а також унеможливлюють типового опромінення обслуговуючого персоналу [3].

Кожна піч живиться від трьох однофазних трансформаторів потужністю по 5500 кВА кожен, встановлених в спеціальних пічних підстанціях, які знаходяться між плавильними агрегатами. На високу сторону трансформаторів подається напруга в 10000 В. Всі агрегати цеху щодоби споживають декілька десятків тисяч кубічних літрів води, необхідної для охолоджування елементів печі, її склепіння, трансформаторів і газоочистки. На всіх печах встановлено гідравлічне устаткування для перепускання і переміщення електродів [4].

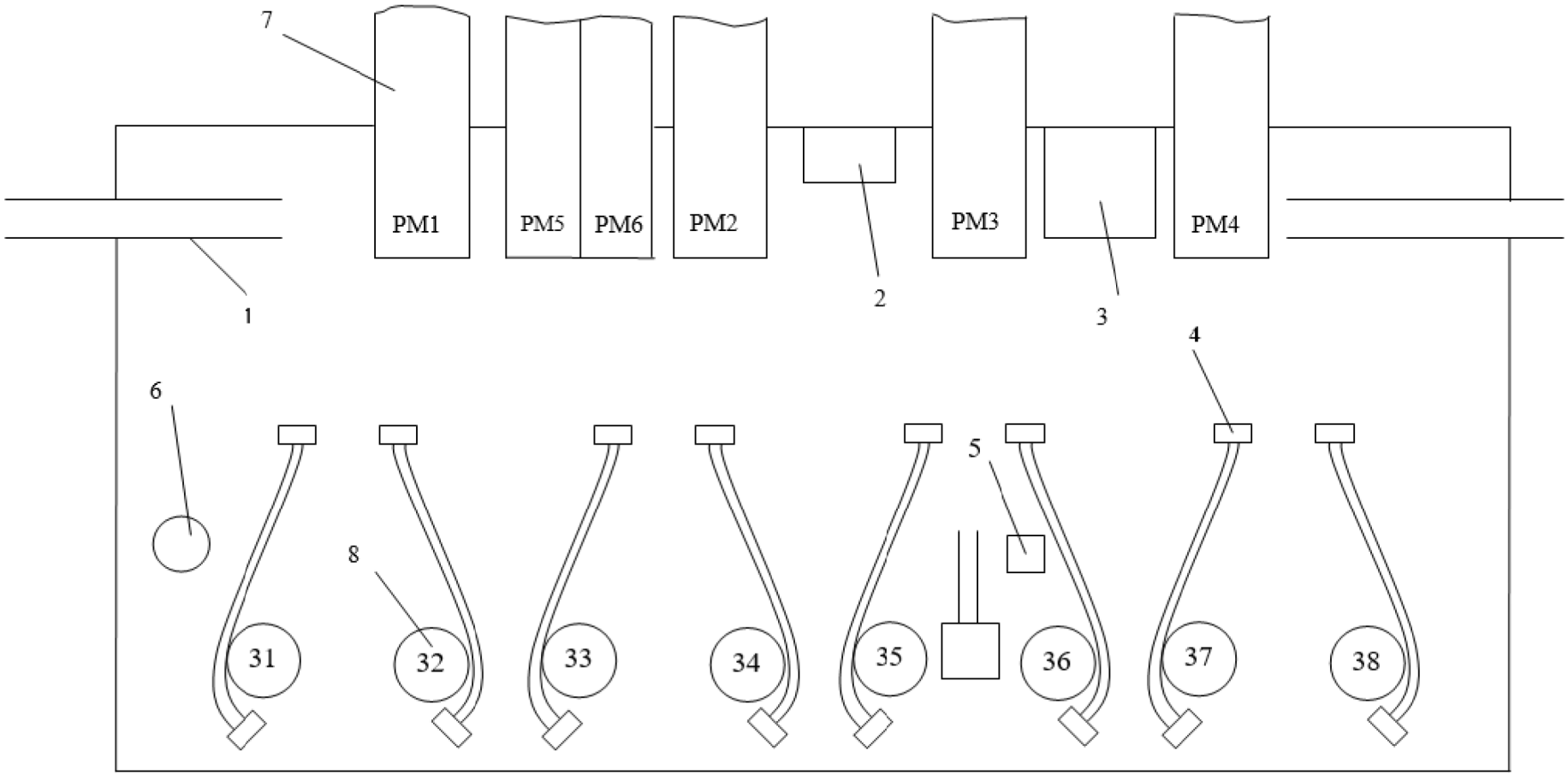
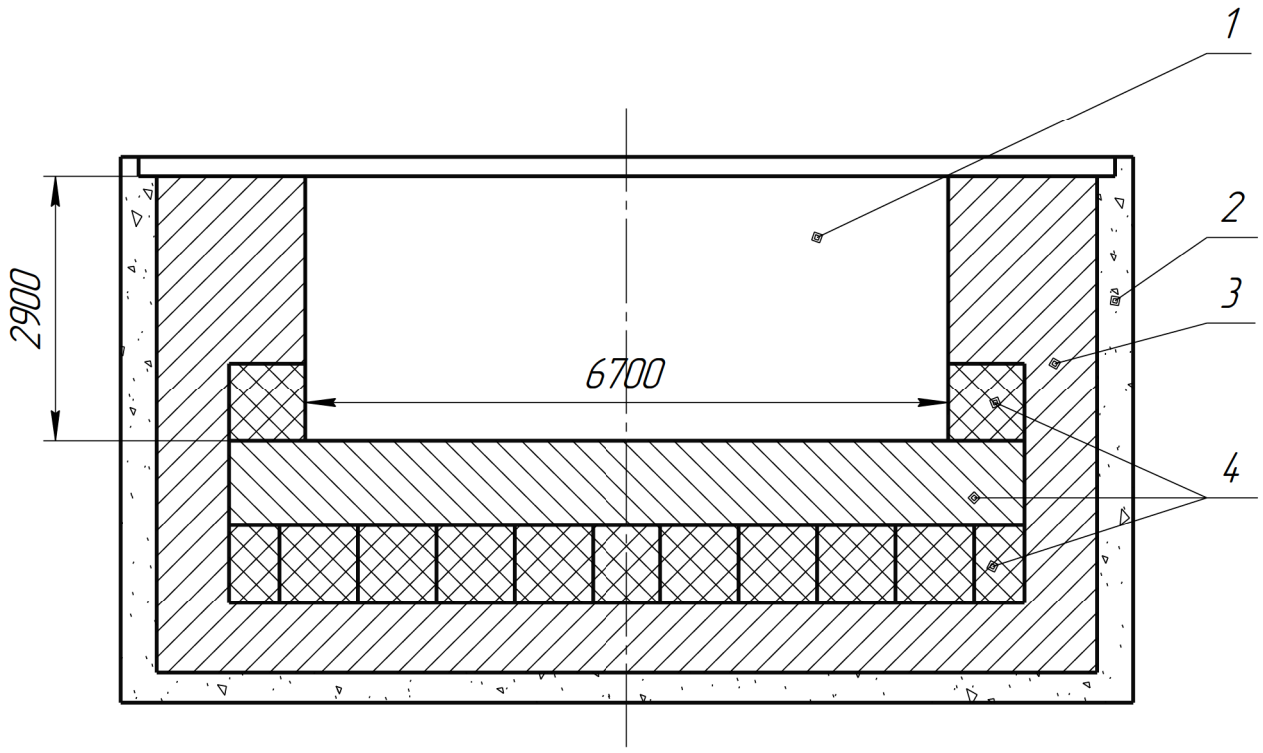


Рисунок 1.1 – План плавильного корпусу: 1 – залізничний шлях; 2 – сушка ковшів; 3 – ділянка ремонту ковшів; 4 – лебідка; 5 – бункер для електродної маси; 6 – автоклав; 7 – розливна машина; 8 – піч



1 – вана, 2 – шамотна крупа, 3 – шамотна цеглина, 4 – вугільні блоки.

Рисунок 1.2 – Розріз печі РКЗ – 21

Для забезпечення надійної роботи печей, всіх систем відведення газів і газоочистки, а також стабілізації режиму тиску газу під склепінням встановлені спеціальні пристрої, які постійно передають результати виміру на реєструючі прилади. У цеху встановлено потужне вентиляційне устаткування. Витяг газу з льоток печі виконується димососами типу ВД-18. Всі печі оснащені спеціальним устаткуванням для уловлювання і очищення колошникового газу. Газоочищення закритої печі складається з двох самостійних технологічних блоків. Один з них робочий, а другий резервний. Основними елементами газоочищення є стакан, похилий зрошуваний газохід, скрубер, труба Вентурі, краплеуловлювач і вакуум-насос [5].

Важливою ділянкою цеху є відділення шихтопідготовки (склад шихти). У відділенні введена повна механізація і автоматизація всіх процесів підготовки шихтових матеріалів, дозування і подача їх в печі. Склад шихти складається з декількох самостійних, але зв'язаних між собою відділень (зберігання шихти,

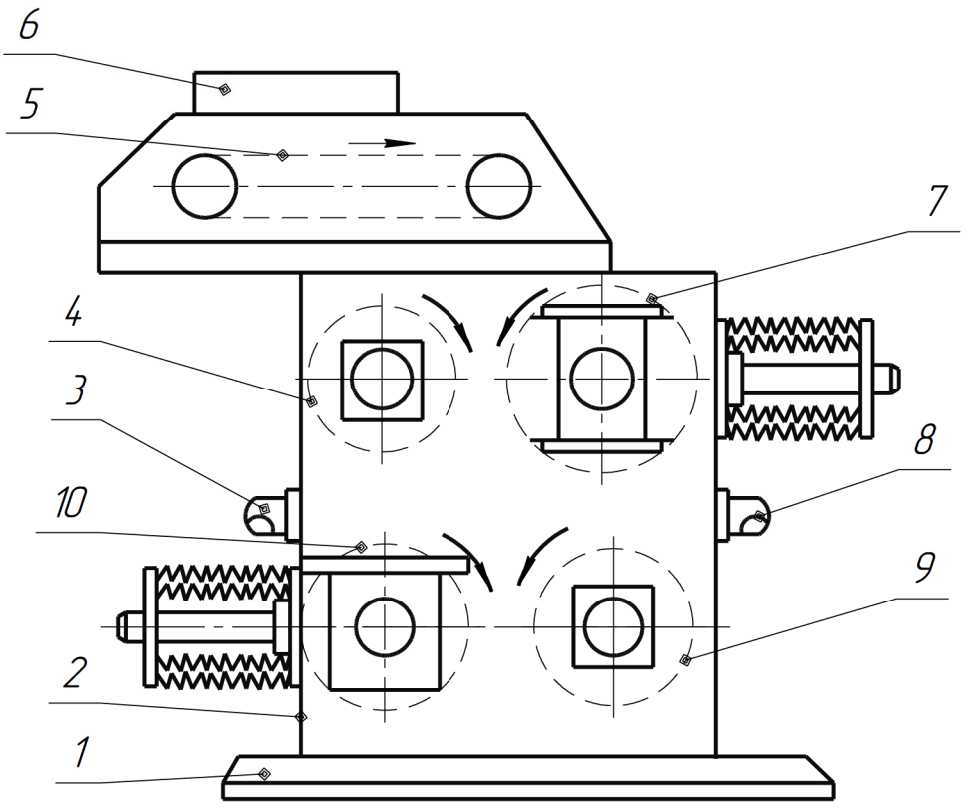
підготовки матеріалів, дозування шихти), розміщених в одній трьох пролітній будівлі. У кожному відділенні діють електромостові грейферно – електромагнітні крани і самохідні мости, десятки стрічкових транспортерів загальною протяжністю майже 1,5 км. і багато що інше [6].

Шихтові матеріали зберігаються в засіках. Кварцит і кокс розвантажують з вагонів через люки в засіки самохідним мостом, а відходи металу, стружку і електродну масу – грейферами. Весь процес вивантаження сировини, що поступає в залізничних вагонах, повністю механізований. Кварцит подається кранами грейферів і далі піддається дробленню. Після розсівання за допомогою системи конвеєрів поступає в бункери дозувань.

Дроблення коксика здійснюється на чотирьохвалкових дробарках типу ВД-900/700 (рис.1.3). Кокс завантажується в приймальний бункер, розміщений в складі шихти, і з нього за допомогою стрічкових конвеєрів подається на гуркіт попереднього розсівання, де розділяється на три фракції: 0–5, 5–20 і більше 20 мм. Остання фракція подається на дроблення. Коксик фракції 5–20 мм виділяється і окремим конвеєром виводиться з системи підготовки. Коксик фракції 0–5 мм стрічковим конвеєром подається на гуркіт остаточного розсівання. Відсіяний коксик фракції 0–5 мм поступає на склад і вважається відходами виробництва, а фракція 5–20 мм системою конвеєрів подається в бункери дозувань [7].

Дроблення і сортування стружки металевою здійснюються на складі шихти. Спочатку стружка поступає в приймальний бункер, потім на сортувальний конвеєр і потім на конусні дробарки типу СМ-2 (рис.1.4). Стружка завантажується в приймальний бункер, з якого за допомогою живильника подається на стрічковий конвеєр. Відсортована стружка поступає в дробарки і лише після цього складується в засіках, а при дозуванні заповнюється в бункери дозувань.

У відділенні дозування встановлено шість самостійно працюючих вузлів. У комплекс кожного з них входить по шість бункерів, живильників і дозаторів.

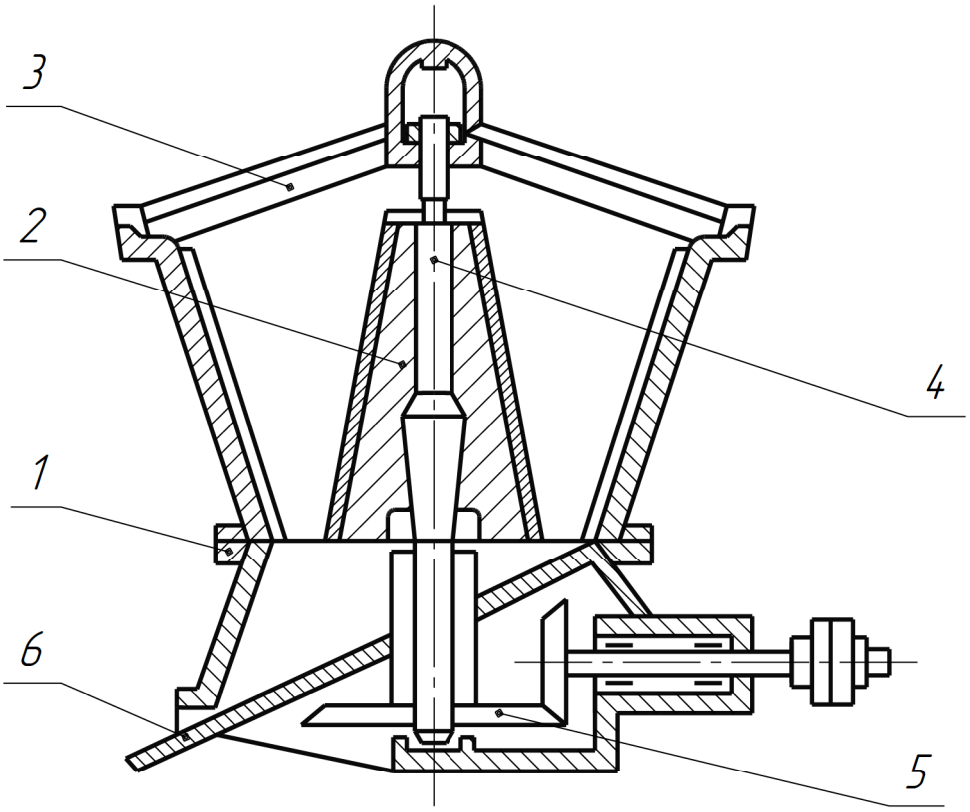


1 – опорна рама, 2 – станина, 3,8 – механізми для обточування бандажів, 4,9 – нерухомі валки, 5 – стрічковий живильник, 6 – завантажувальна воронка, 7,10 – рухливі валки

Рисунок 1.3 – Схема чотирьохвалкової дробарки

Вузол дозування роздільний на два під вузли. Годинна продуктивність дозаторів, т/г: 125;100;65;40;20. Для дозування шихти, що подається в закриті електроплавильні печі, застосована система комплексного автоматичного безперервного багатокомпонентного дозування. При трикомпонентному дозуванні перемішування шихтових матеріалів виконується за рахунок перепадів по лінії стрічкових конвеєрів від дозування до пічних кишень. У систему дозування входять пристрої: місцевого ручного управління і контролю продуктивності дозаторів; комутації груп блоків дозаторів; дистанційного керування, контролю, автоматичного і зв'язаного автоматичного регулювання продуктивності дозаторів; сигналізації відхилення продуктивності дозаторів і блокувань; енергоживлення, а також вагові дозатори безперервної дії. Система

автоматики дозволяє вести управління кожним блоком вузла дозування, як з диспетчерського пункту, так і з щита місцевого управління. З диспетчерського пункту може здійснюватися дистанційне ручне керування і автономна або зв'язана автоматична регуляція. Система забезпечує регулювання співвідношення продуктивності дозаторів за схемою: стружка – кварцит – коксик. Крім того, можливе автоматичне регулювання співвідношення і двох компонентів в таких поєднаннях: стружка – кварцит або кварцит – коксик. При цьому управлінні дозаторами коксика або стружки може здійснюватися і у ручну [8].



1 – корпус, 2 – робочий конус, 3 – завантажувальна щілина, 4 – приводний вал, 5 – конічна передача, 6 – лоток.

Рисунок 1.4 – Схема конусної дробарки

Шихта подається в піч безперервно, без зупинки двічі в зміну в строго певний час. Подача ж добавок виробляється на початку кожної зміни. Після того, як шихта безперервним потоком по спеціально ізольованим труботічкам

потрапляє в піч, ведеться плавка.

Сутність процесу виплавки феросилікомарганця полягає у відновленні кремнію з його оксиду-кремнезему за допомогою вуглецю. Ця реакція протікає при високій температурі і супроводжується великим поглинанням тепла. Тому виплавку сплаву здійснюють в електродугових печах. При виплавці феросплаву, до складу шихти вводять залізо, яке в процесі плавки зв'язує відновлений кремній і облягає його в печі, виводячи із зони реакції [9].

Виплавка феросилікомарганця як і будь–якого іншого феросплаву, лише в спрощеному вигляді може бути описана реакцією відновлення головного оксиду руди твердим вуглецем при температурі 1554°С [10]:

$$SiO_2+2C=Si+2CO \qquad (1.1)$$

Найбільш ймовірно псвнс поєднання хімічних рсакцій з утворснням проміжних продуктів, що виявляються в печі – газоподібному моно окислі кремнію SiO і твердого карбіду кремнію – карборунда SiC по реакціях:

$$\begin{aligned} &SiO_2+C=SiO+CO;\\ &SiO_2+3C=SiC+2CO;\\ &SiO_2+2SiO=3Si+2CO;\\ &SiO+SiC=2Si+CO. \end{aligned} \qquad (1.2)$$

Випуск сплаву виконується 4–5 разів в зміну. Інтервал між випусками при роботі на повну потужність понад 2 години не допускається, оскільки накопичення сплаву позначається на положенні електродів. Тривалість випуску для нормально працюючої печі встановлюється не більше 20 хвилин [11]. Випуск сплаву виконується в ківш, футерований шамотною цеглою, при цьому рівень металу не повинен підніматися вище 3000 мм від краю ковша. Перед розливанням феросиліцій витримується в ковші 25–30 хвилин для кращого відділення шлаку, потім ковши подаються в розливний проліт.

Розливний проліт примикає до пічного прольоту і є завершуючою ділянкою цеху. Сюди поступає виплавлений в печах метал для подальшої обробки і відправки його в склад готової продукції (СГП) (рис. 1.5), а потім до споживачів.

До технологічного устаткування відносяться машини для безперервного розливання феросиліцію у виливниці і його охолоджування. Машина (рис. 1.6) складається з кантовального пристрою з гідравлічним приводом, конвеєра з виливницями, похилих плит для видалення охолоджених бризок металу, водопроводу для охолоджування плит, пристроїв для обприскування виливниць вапняним молоком, приводу конвеєра ударного механізму для вибивання металу з виливниць, системи трубопроводів густого мастила і димососа.

З електропечі рідкий метал в ковші подається електромостовим краном на кантовальний пристрій машини, розташований в розливному прольоті головного корпусу цеху. Тут ківш встановлюється на траверсі, шарнірно пов'язаною з рамою і гідроциліндрами кантовального пристрою. Перекидання його здійснюється двома гідроциліндрами через траверсу і штоки циліндрів. При повільному переміщенні штоків гідроциліндрів вверх траверси з ковшем обертається, і метал поступово зливається рівномірним струменем в заливальний жолоб, футерований вогнетривкою цеглиною. З нього поступає у виливниці (мульди), які рухаються разом з ланцюгом конвеєра машини. Конструкції виливниць і ухил конвеєра такі, що метал не переповнює виливницю. Заповнені виливниці рухаються спочатку похило, потім горизонтально до скидного похилого жолоба машини. Від початку конвеєра до його середини виливниці охолоджується водою (системою трубопроводів верхнього і нижнього охолоджування). Крім того, на всій горизонтальній частині конвеєра виливниці охолоджуються потужним струменем повітря, що створюється димососом.

При подальшому русі ланцюг конвеєра огинає зірочку приводної станції, охолоджені чушки металу випадають з виливниць і по скидному похилому жолобу потрапляють в металевий короб ємністю 3 м^3

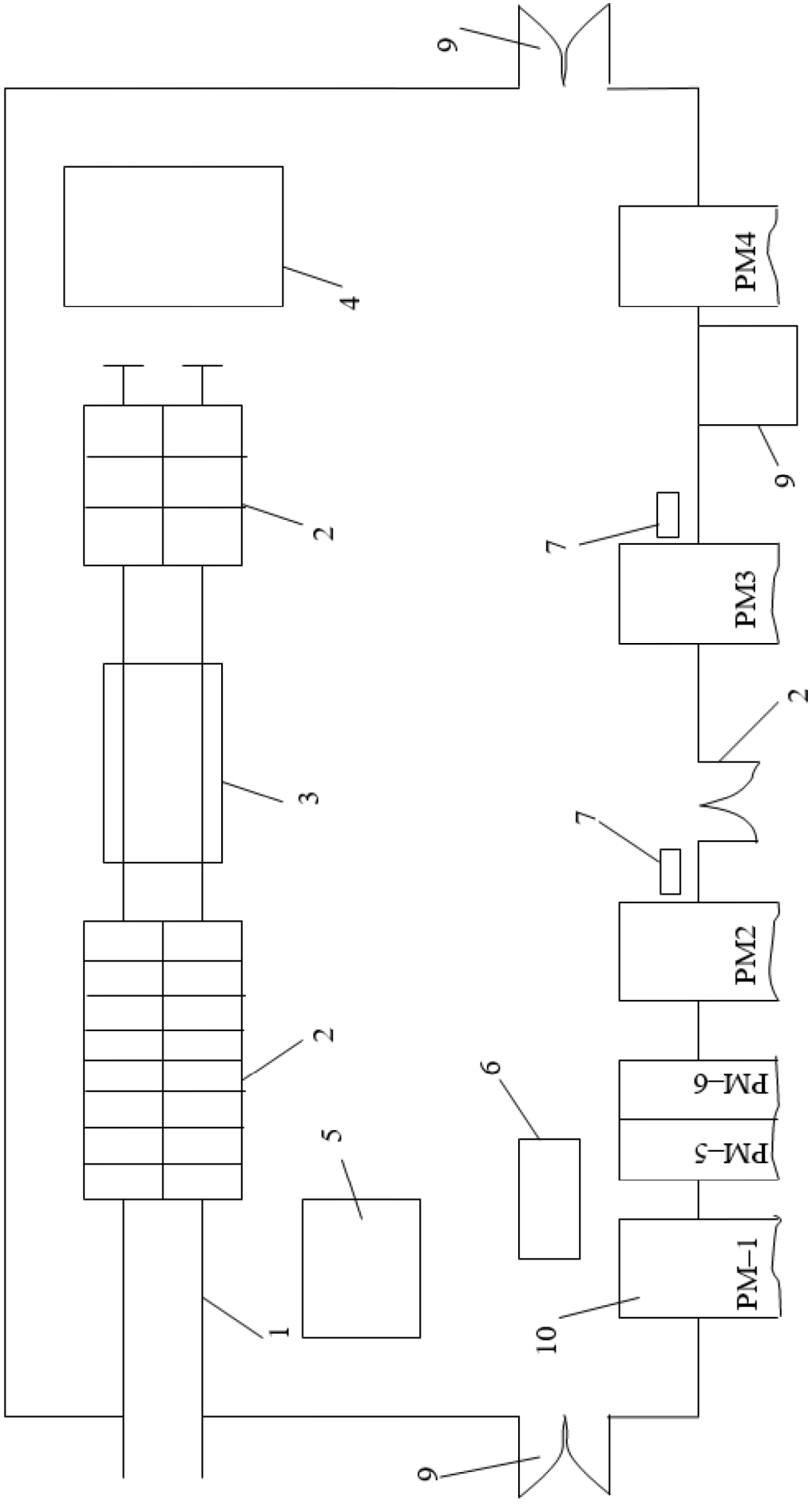


Рисунок 1.5 – План складу готової продукції

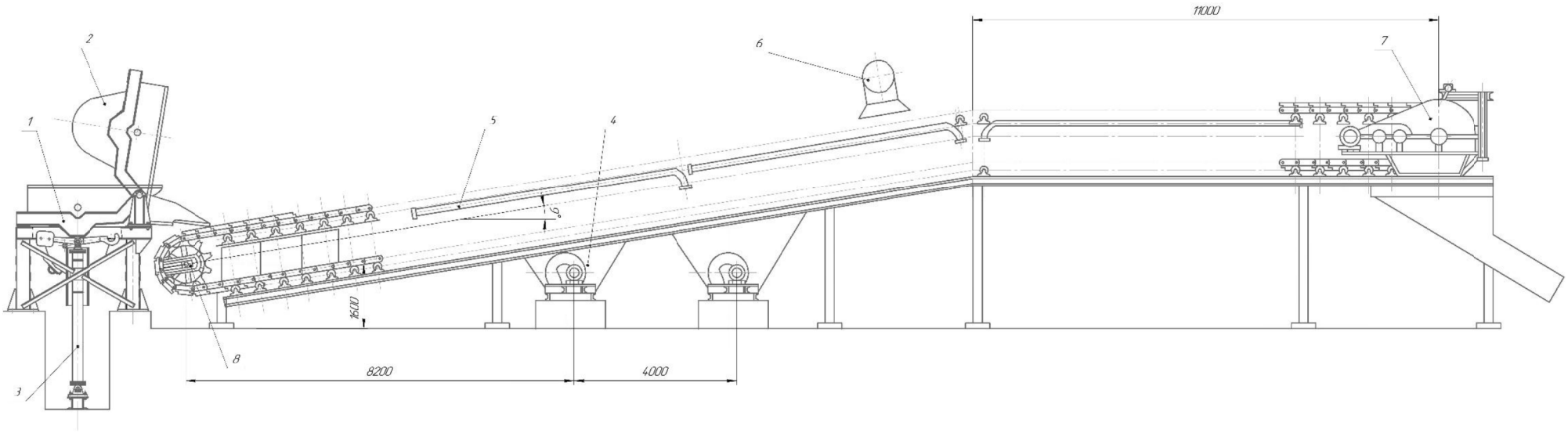


Рисунок 1.6 – Машина для розливання феросплавів: 1 – кантувальний пристрій, 2 – ківш, 3 – гідроциліндр, 4 – обприскувач, 5 – пристрій для охолодження виливниць, 6 – пристрій для відсмоктування газів, 7 – приводна станція, 8 – натяжна станція

1.2 Технологічного обладнання та загальна його характеристика

Все устаткування цеху можна розподілити по таких групах:

– підйомно-транспортне обладнання;

– обладнання для підготовки шихти;

– плавильне обладнання;

– обладнання для розливання металу.

До підйомно-транспортного і транспортуючого обладнання відносяться електромостові грейферно-магнітні крани, самохідні мости, візки розливних ковшів, шлаковози, шлаковині, стрічкові конвеєри.

Особливий практичний інтерес викликає конструкція нестандартного спеціального візка, на якому встановлені ковші і чаші. Візок 1 (рис.1.7), встановлено на рейковій дорозі 2, подається під льотку, на ній встановлено два ковші.

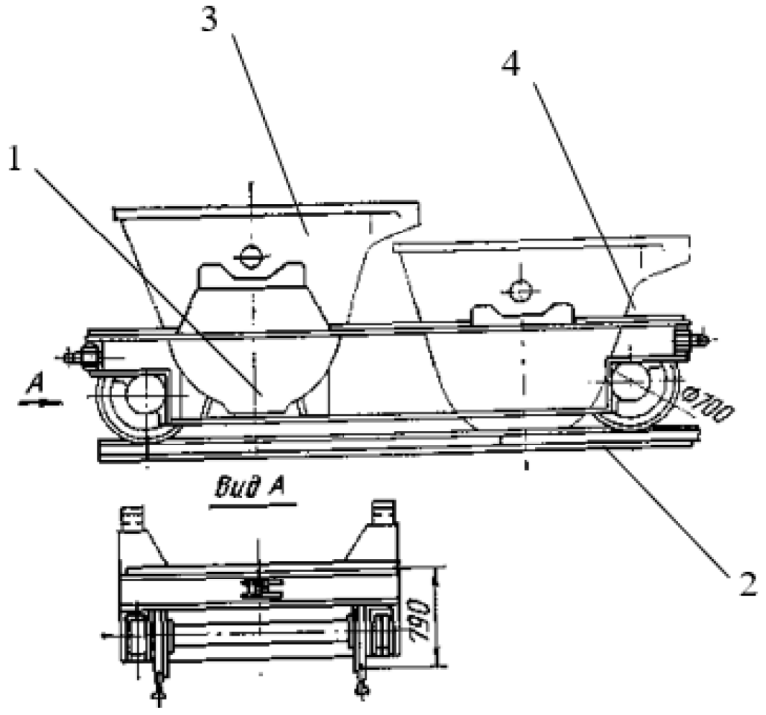


Рисунок 1.7 – Конструкція візка для ковшів: 1 – візок, 2– рейкова дорога, 3 – ківш для металу, 4 – ківш для шлаку

Метал і шлак виливаються спочатку в один ківш 3, потім шлак

переливається в інший ківш 4, а метал залишається в першому ковші. Коротка технічна характеристика візка:

– маса візка, т 25

– вантажопідйомність візка, т 50

– швидкість руху, м/с 10

До групи обладнання для підготовки шихти відносяться:

– машини для дроблення і подрібнення матеріалів (щокові, конусні, валкові дробарки);

– гуркоти;

– живильники і дозатори;

– стрічкові конвеєри;

– барабанні змішувачі і огрудковувачі.

Конусна дробарка (рис.1.5) є високопродуктивною машиною і застосовується для крупного, середнього і дрібного дроблення кварциту, який після розсіювання за допомогою системи конвеєрів поступає в бункери дозувань. На корпусі 1 дробарки розташований нерухомий конус, а на приводному валу 4 закріплений рухливий конус 2, який і дробить матеріал. Шматки матеріалу, що поступають зверху в завантажувальну щілину 3, потрапляють в приймальну воронку і потім дробляться між нерухомим і рухливим конусами. Обертання валу 4 передається через конічну передачу 5. Роздроблений матеріал через лоток 6 поступає в бункери дозувань.

Коротка технічна характеристика дробарки:

Тип дробарки	ККД–500/75
Номінальний діаметр підстави рухливого конуса, мм	500
Число гойдань конуса, який дробить, в хвилину	245
Потужність двигуна, кВт	25
Міра дроблення	40–120
Продуктивність, $м^3/ч$	75–150

Чотирьохвалкова дробарка (рис. 1.4) використовується для дроблення палива (коксика) за принципом роздавлювання і частково стирання між валками. У станині 2, що спирається на опорну раму 1, розташовано дві пари валків. Діагонально розташовані валки 7 та 10 приводяться в обертання від двигунів через редуктор. Від валків 7 та 10 обертання передається валках 4 та 9 клиновими ременями, що огинають шківи, закріплені відповідно на валках 7, 10 і 4, 9. Дроблений матеріал через завантажувальну воронку 6 поступає в стрічковий живильник 5, звідки поступає в дробарку між валками і відбувається його дроблення. У зв'язку із значним зносом в процесі роботи валків вони мають змінні бандажі 3 і 8. Коротка технічна характеристика дробарки:

Тип дробарки	ВД–900/700
Діаметр валків, мм	900
Довжина валків, мм	700
Частота обертання валків, мін $^{-1}$:	
верхніх	116
нижніх	179
Потужність двигунів приводу валків, кВт	
верхніх	14/20
нижніх	40
Продуктивність, т/г	35

До плавильного обладнання відносять рудо відновлювальні печі для виробництва крем'янистих сплавів, електродотримачі рудо-відновлювальних печей, пристрої для перепускання електродів, механізми переміщення електродів, механізми обертання вани печей, пристрої для оброблення льотки.

Особливий інтерес представляє руднотермічна піч (рис.1.3) закритого типу РКЗ–21 потужністю 21 МВА. Складається з ванни 1, довкола якої розташована шамотна крупа 2. Між ванною і шамотною крупою покладена шамотна цегла 3 і вугільні блоки 4, на яких спирається ванна печі.

До групи обладнання для розливання металу відносять машини для розливання феросплавів (рис.1.6), опис яких наведено в р.1.2.

1.3 Короткий опис запропонованої модернізації обладнання

На ділянці дозування шихтових матеріалів дозуючий вузол, призначений для подачі марганцевої руди фізично і морально застарілий, внаслідок чого відбуваються часті відмови обладнання вузла дозування, що призводить до простоїв подачі шихти, а отже до позапланових простоїв обладнання.

Пропонується виконати модернізацію вузла дозування шляхом заміни старого обладнання новим, а саме використати віброживильник з електромагнітним приводом, який забезпечує велику точність дозування і полегшує створення системи автоматичного управління.

Віброживильник представляє собою машину безперервного транспортування, робочим органом якої є лоток, що здійснює зворотно поступальний рух.

Конструктивно віброживильник досить простий (рисунок 1.8) та складається з наступних елементів:

– лотка (робочого органу) 1;

– рами 2;

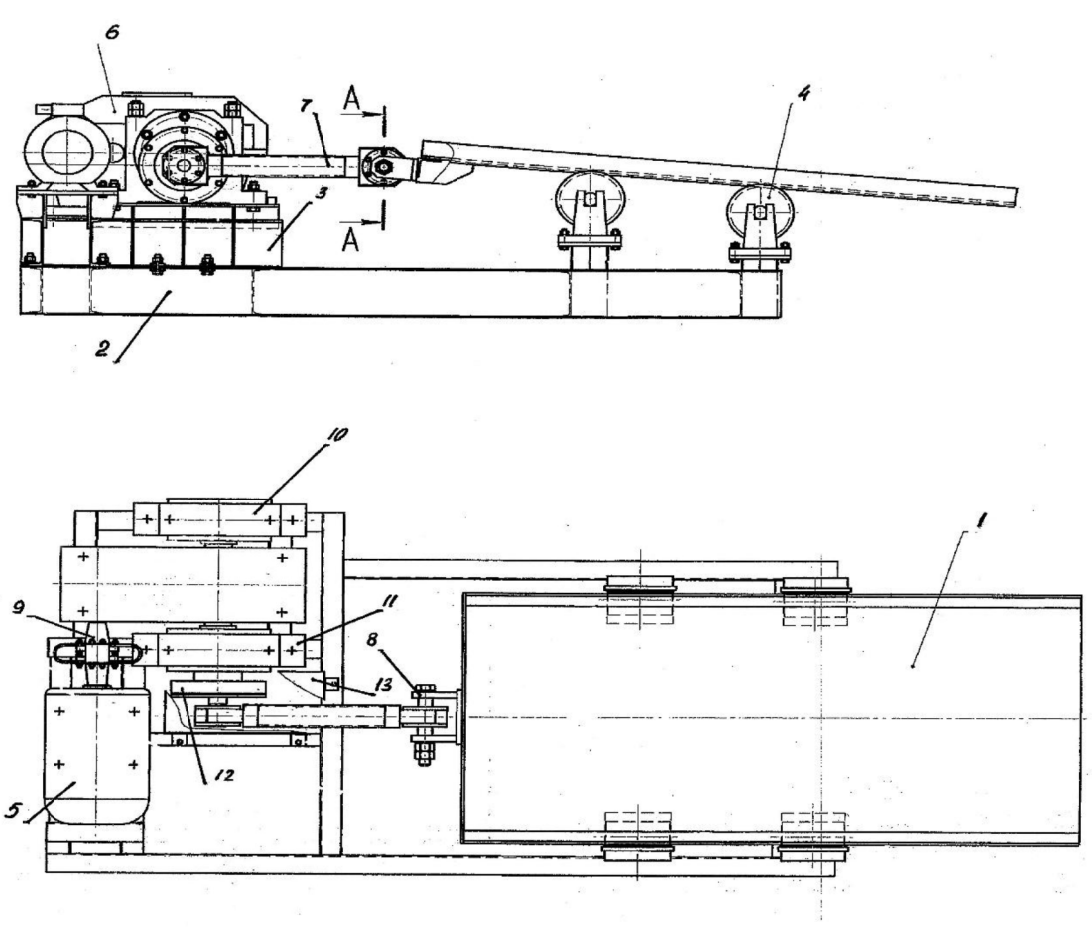
– рами приводу 3;

– приводу (двигуна 5, редуктора 6, опор 10, 11, шатуна 7);

– роликоопор 4.

Технічний опис віброживильника:

ширина ваго несучого елементу (лотка), мм	1000
довжина лотка, мм	2100
номінальна потужність приводу, кВт, не більш	7,5
хід лотка, мм, не більше	200
розміри габаритні, мм, не більш:	
– довжина	3500
– ширина	1500
– висота	940
маса, кг, нс більш	1498



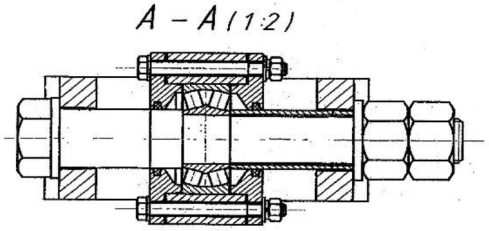


Рисунок 1.8 – Запропонована конструкція віброживильника: 1 – лоток; 2 – рама; 3 – рама приводу; 4 – роликоопора; 5 – двигун; 6 – редуктор; 7 – шатун; 8 – кронштейн; 9 – муфта; 10,11 – опора;12 – планшайба; 13 – огородження

Лоток живильника представляє собою зварну раму з куточків і листа. Нижня частина лотка опирається на роликоопори 4.

Привод живильника складається з асинхронного двигуна 5, двоступінчастого редуктора 6 і хитуна 7, що повідомляє лотку зворотно-поступальний рух. У торцевій частині лотка приварений кронштейн 8, до якого кріпиться шатун.

Вал двигуна з'єднано з швидкохідним валом редуктора пружною пелюстковою муфтою 9.

Двигун і редуктор встановлені на рамі приводу 3, яка жорстко сполучена з рамою живильника 2.

Тихохідний вал редуктора опирається на дві додаткові опори 10 і 11. В опорі 11 змонтована планшайба 12, яка фіксується на тихохідному валу редуктора за допомогою шпонки.

Частини живильника, що обертаються і переміщаються, закриті огородженням 13.

при ході вперед лоток виносить з отвору завантажувального бункера порцію насипного вантажу, при ході назад матеріал, лежачий на лотку стримується на місці за рахунок опору вище лежачого матеріалу, тобто відбувається прослизання лотка відносно лежачого на ньому насипного вантажу, унаслідок чого останній обсипається через кромку лотка в завантажувальний жолоб.

Пропонована конструкція лінії дозування представлена на рисунку 1.9. Марганцева руда із прийомного бункера 1, за допомогою живильника, що коливається 2, нової конструкції подається на проміжний стрічковий транспортер 3, з якого через тічку 4 матеріал подається на лоток віброживильника 5 і далі на ваговий транспортер 6.

У даній конструкції дозування буде використано ваговий пристрій 4195 ПР із системою АСАД (адаптивна система автоматичного дозування) призначена для безперервного багатокомпонентного дозування шихти в заданому співвідношенні.

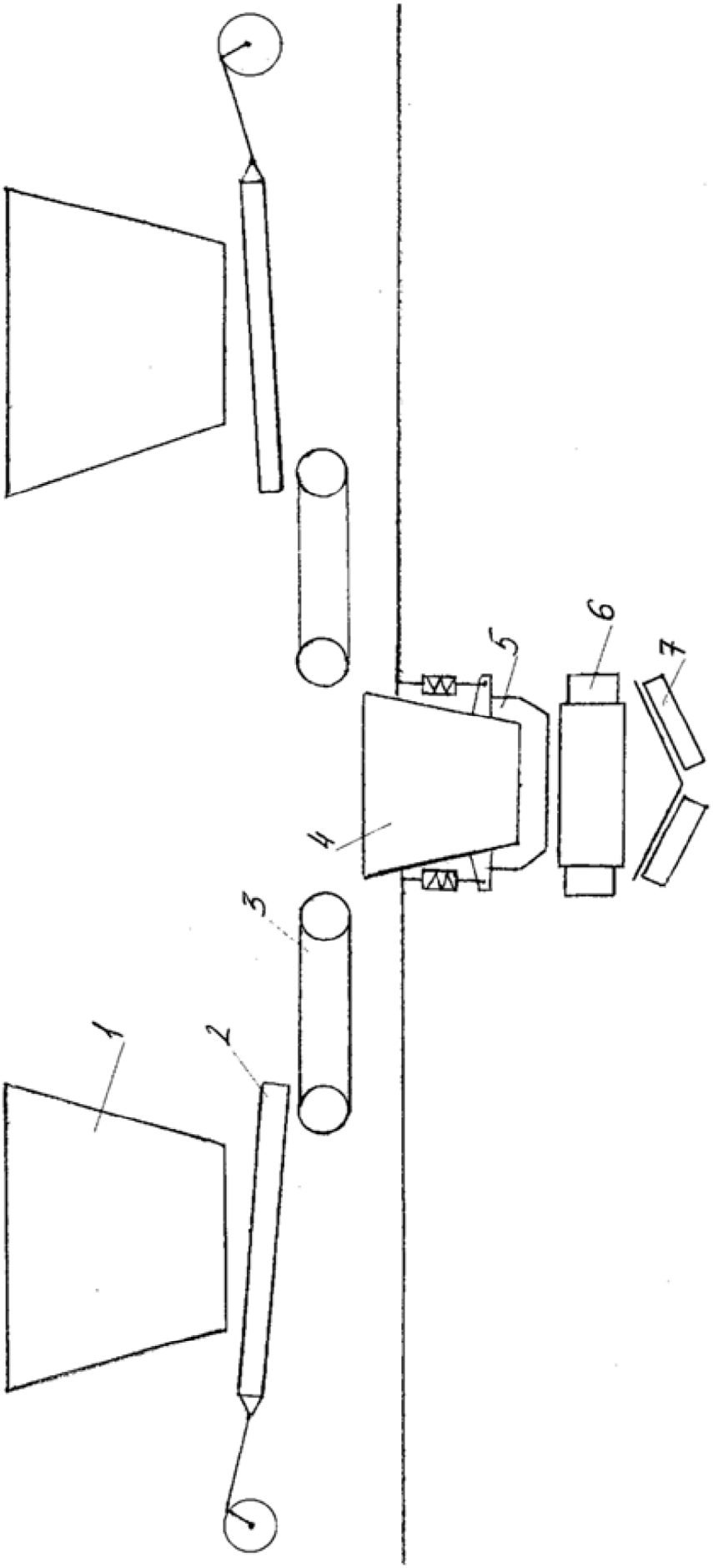


Рисунок 1.9 – Модернізована конструкція дозуючого вузла: 1 – приймальний бункер; 2 – віброживильник; 3–стрічковий транспортер; 4– тічка; 5– віброживильник; 6– ваговий транспортер; 7– стрічковий транспортер

Ваговий пристрій безперервної дії складається з:

– вагового транспортера з підвісками для накладання зразкових гир при контролі;

– електровіброживильника; живильника, що коливається;

– перепадного лотка.

Коротка технічна характеристика механізмів дозуючого вузла:

1. Живильник , що коливається

Привод живильника	
Потужність привода, кВт	7,5
Число подвійних ходів, хв.	28,2
Хід лотка, мм	200
Довжина лотка, мм	2000
Ширина лотка, мм	1000

2. Живильник стрічковий

Потужність привода, кВт	2,2
Ширина стрічки, мм	1200

3. Транспортер ваговий

Потужність привода, кВт	2,2
Швидкість стрічки конвеєра, м/с	0,63

4. Віброживильник

Ширина лотка, мм	950
Довжина лотка, мм	2000
Амплітуда коливань лотка, мм	0,5
Струм на обмотках електромагніта, А	6,5

2 СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА

2.1 Розрахунок навантажень та потужності приводу живильника

Визначаємо вагу живильника [12]:

$$G_п = G_л + 2/3\ G_ш. + 1/4 G_{о.к.} \quad (2.1)$$

де $G_л = 248,6 \cdot 9,81$ Н – вага лотка;

$G_ш = 27.28 \cdot 9,81$ Н – вага шатуна;

$G_{о.к.} = 30 \cdot 9,81$ Н – вага опорних котків.

Підставимо числові значення в (2.1), та одержимо

$$G_п = 248,6 \cdot 9,81 + 2/3 \cdot 27,28 \cdot 9,81 + 1/4 \cdot 30 \cdot 9,81 = 2690 \text{ Н}$$

Визначаємо потужність приводного двигуна по формулі рекомендованій професором Л. Б. Левінсоном [13]:

$$N = 0,0014 (G_п. + G_2), \quad (2.2)$$

де $G_п = 2690$ Н – загальна вага частин живильника, що рухаються;

$G_2 = 2666$ Н – вага вантажу, що перебуває на живильнику;

Підставивши числові значення в (2.2), одержимо

$$N = 0,0014 (2690 + 2666) = 7,4 \text{ кВт}$$

Визначаємо статичні навантаження, що діють на механізм (рис 2.1).

Момент від сил тертя підшипника

$$M_{підш.} = (G_2 + G_{п.})\, M \cdot 0{,}5 \cdot d_y, \qquad (2.3)$$

де $G_2 = 2666$ Н – корисне навантаження;

$G_п = 2690$ Н – вага механізму;

$M = 0{,}015$ – коефіцієнт тертя в підшипнику;

$d_ц = 0{,}072$ м – діаметр цапфи.

Підставивши числові значення в (2.3), одержимо

$$M_{підш.} = (2666 + 2690) \cdot 0{,}015 \cdot 0{,}5 \cdot 0{,}072 = 0{,}3 \text{ Н·м}$$

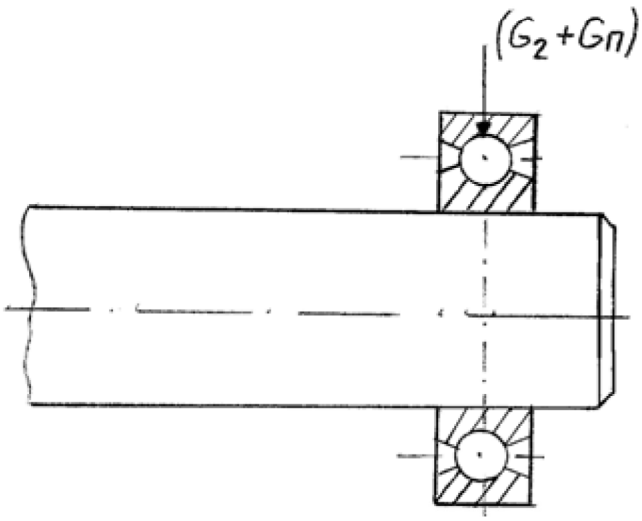


Рисунок 2.1 – Схема до визначення статичних навантажень на підшипник

Визначаємо статичне навантаження, що діє на механізм [14].

$$P_{ст.} = (G_{п.} + G_2) \cdot \cos\alpha \cdot \frac{Md+2k}{D} \cdot \beta + (G_{п.} + G_2) \cdot \sin\alpha, \qquad (2.4)$$

де $G_п = 2690$ Н – вага частин живильника, що рухаються;

G_2 = 2666 Н – вага вантажу на живильнику;

М = 0,015 – коефіцієнт тертя;

$d_ц$ = 0,072 м – діаметр цапфи;

k – коефіцієнт плеча тертя-кочення:

$$k = \frac{C}{4} = \frac{0{,}00256}{4} = 0{,}00064 \text{ м};$$

D = 0,215 м – діаметр опорних котків;

β = 2,5 – коефіцієнт, що враховує тертя в реборді;

$$C = 2{,}16\sqrt{\frac{P \cdot D}{E}} = 2{,}16\sqrt{\frac{13415 \cdot 0{,}215}{2100000 \cdot 10^5}} = 0{,}00256$$

де D = 0.215 м – діаметр опорного котка;

E = 2,1 · 105 Н/мм^2 – модуль пружності сталі;

$$P = \frac{Gп+G_2}{0.4} = 0,\ 00064 \text{ м};$$

$$P_{ст.}=(2690+2666)\cdot\cos 50\cdot\frac{0.0150{,}072+20{,}00064}{0{,}215}\cdot 2{,}5+(2690+2666)\cdot\sin 5^0=613{,}2 \text{ Н}$$

W – опір переміщенню лотка по опорним коткам рами, рисунок 2.2

Визначаємо динамічні навантаження, що діють на живильник.

Живильник складається з лотка 1, опорних котків 2 і кривошипного електропривода, схема якого показана на рисунку 2.3 та 2.4.

Лоток робить прямолінійний змінно – зворотній рух. Такий характер руху забезпечується кривошипним приводом.

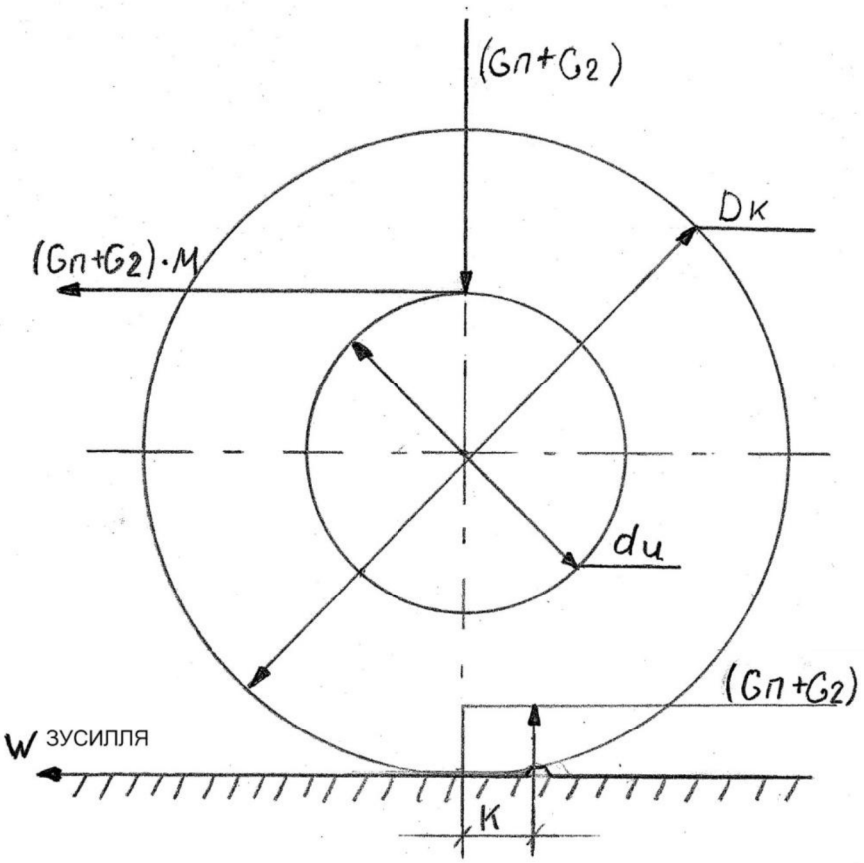


Рисунок 2.2 – Навантаження на опорні катки

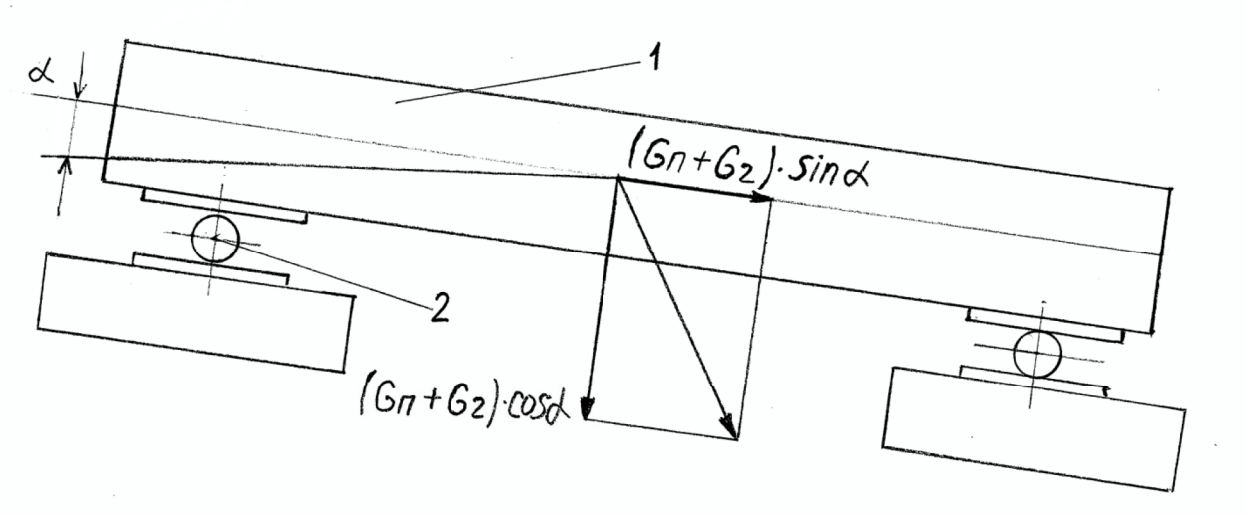


Рисунок 2.3 – Принципова схема живильника: 1 – лоток; 2– опорний каток

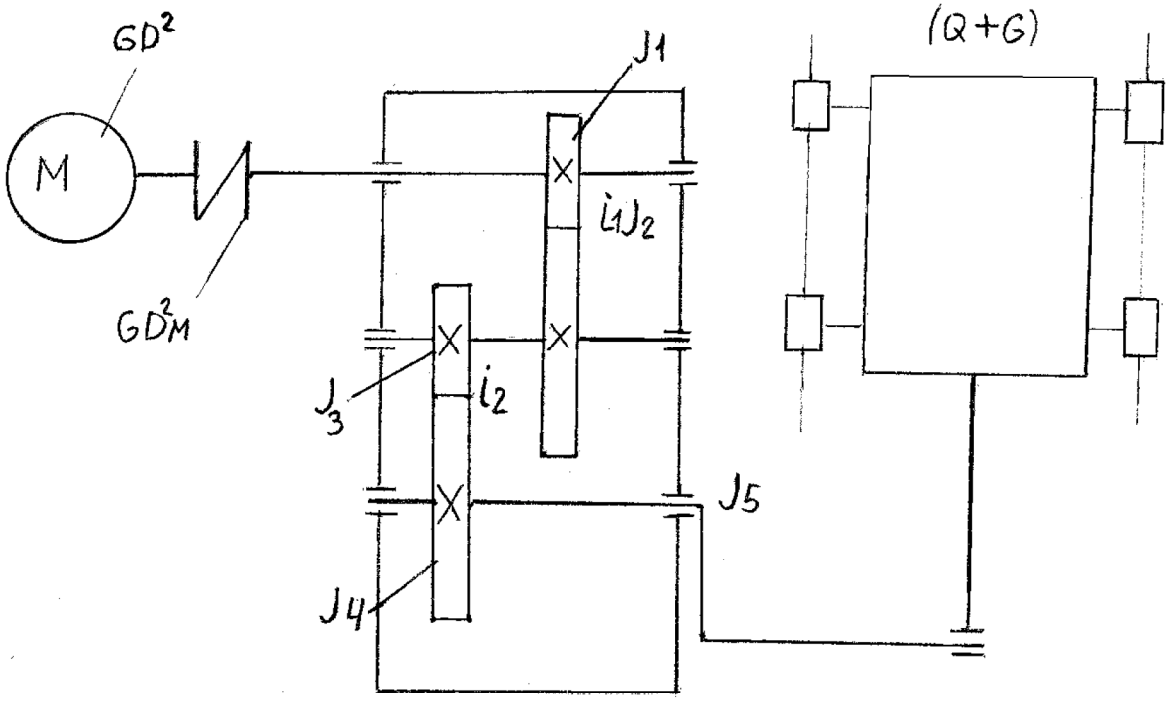


Рисунок 2.4 – Схема кривошипного електроприводу запропонованого живильника

Визначаємо динамічні навантаження, що діють на механізм [15]:

$$M_{\text{дин дв.}} = J \cdot E = \frac{GD^2 \cdot \omega}{4g \cdot tp(т)} = \frac{GD^2 \cdot Пn}{4g \cdot 30tp(т)} = \frac{GD^2_{\text{прив}} \cdot n}{375\ tp\ (т)}, \quad (2.5)$$

$$M_{\text{дин дв.}} = \frac{41{,}9 \cdot 1000}{375 \cdot 0{,}54} = 205{,}8 \text{ Н м.}$$

де $GD^2_{\text{прив}} = GD^2_{\text{пр. вр.}} + GD^2_{\text{пр. пост}} = 41{,}5 + 0{,}4 = 41{,}9$ кг м^2;

В зв’язку з тим, що механізм – це система тіл, що рухаються з різними швидкостями як обертовою так і поступальною, то для розрахунків динамічного моменту дійсну систему замінимо еквівалентною, яка рухається з однієї швидкістю, але проявляє той же динамічний ефект [16].

Приведений момент інерції $J_{прив.}$ із рівняння кінетичної енергії до і після приведення до валу двигуна [16]:

$$\frac{J_{прив} \cdot \omega^2_{дв}}{2} = \frac{J\,\omega^2_{дв}}{2} + \frac{\sum Ji\,\omega^2 i}{2}, \qquad (2.6)$$

Поділимо обидві частини рівняння (2.6) на ω^2 отримаємо:

$$J_{прив} = J_{дв} + \sum \frac{Ji}{i^2}$$

При приведенні махових моментів і моментів інерції деталей механізму до швидкохідного валу ділимо їх на квадрат передаточного числа i^2 між даною ланкою й валом двигуна.

$$GD^2 = 4\,gj,$$

$$J = \frac{GD^2}{4g},$$

$$GD^2_{пр.\,вр.} = GD_я^2 + GD_м^2 + 4_{gj1} + \frac{4g(J2+J3)}{i_1^2} + \frac{4g(J4+J5)}{(i_1 \cdot i_2)2}, \qquad (2.7)$$

$$J_1 = \frac{G1\ D1^2}{4g} = \frac{31 \cdot 0.12^2}{4 \cdot 9.81} = 0{,}045 кг \cdot м^2;$$

$$J_2 = \frac{G2\ D2^2}{4g} = \frac{46 \cdot 0.18^2}{4 \cdot 9.81} = 0{,}184\ кг \cdot м^2;$$

$$J_3 = \frac{G2\ D3^2}{4g} = \frac{44 \cdot 0.18^2}{4 \cdot 9.81} = 0{,}143\ кг \cdot м^2;$$

$$J_4 = \frac{G4D4^2}{4g} = \frac{63 \cdot 0.22^2}{4 \cdot 9.81} = 0{,}645 \text{ кг}\cdot\text{м}^2;$$

$$J_5 = \frac{G5D5^2}{4g} = \frac{470 \cdot 3^2}{4 \cdot 9{,}81} = 4,\ 23 \text{ кг}\cdot\text{м}^2;$$

де GD^2 маховий момент.

Підставивши числові значення в (2.7), одержимо

$$GD^2_{\text{пр. вр.}} = 530 \cdot 0{,}182 = 9{,}34 \cdot 0{,}142 + 4 \cdot 9{,}81 \cdot 0{,}0045 +$$
$$+ \frac{4 \cdot 9{,}81(0{,}184+0{,}143)}{6{,}74^2} + \frac{4 \cdot 9{,}81(0{,}645+4{,}23)}{(6{,}74 \cdot 5{,}27)^2} = 41{,}5 \text{кг} \cdot \text{м}^2.$$

Приведення махових моментів при поступальному русі робимо виходячи з рівності кінетичних енергій при обертальному й поступальному русі

$$\frac{J\omega^2}{2} = \frac{m\, v^2}{2},$$

$$J = \frac{GD^2}{4\, g},$$

$$\omega = \frac{\pi\, n}{30},$$

$$m = \frac{Q}{g},$$

$$\frac{GD^2\, \pi^2 n^2}{4\, g\, 30^2} = \frac{Q\, v^2}{g},$$

звідки

$$GD^2_{\text{прив. пост.}} = \frac{365\ Q\ v^2}{n^2}, \qquad (2.8)$$

де Q = 5356 Н – вага деталей, що поступально рухаються;

v = 0,44 м/с – швидкість руху деталей;

n = 1000 об/хв – частота обертання вала двигуна.

Підставляємо числові значення в (2.8), одержимо

$$GD^2_{\text{прив. пост.}} = \frac{365 \cdot 5356 \cdot 0{,}44^2}{1000^2} = 0{,}4 \text{ кг}\cdot\text{м}^2$$

Визначаємо лінійну швидкість пересування лотка і прискорення, рисунок 2.5.

Кутова швидкість обертання кривошипа

$$\omega = \frac{\pi \cdot n}{30}, \qquad (2.9)$$

n = 28 об/хв – частота обертання кривошипа.

Підставляючи числові значення в (2.9), одержимо

$$\omega = \frac{3{,}14 \cdot 28}{30} = 2{,}93 \text{ 1/с}$$

Лінійна швидкість

$$V_к = 2{,}93 \cdot 0{,}150 = 0{,}44 \text{ м/с}$$

Шлях за один оберт кривошипа

$$S = \pi \cdot D \qquad (2.10)$$

де D= 0,3 м – діаметр обертання кривошипа.

Підставимо числові значення в (2.10), одержимо

$$S = 3{,}1403 = 0{,}942 \text{ м.}$$

Час одного оберту кривошипа

$$t = \frac{S}{V} = \frac{0{,}942}{0{,}44} = 2,\ 14 \text{ с,} \qquad (1.12)$$

Прискорення

$$a\frac{v}{t} = \frac{0{,}44}{0{,}54} = 0{,}82 \text{ м/с} \qquad (1.13)$$

Визначаємо динамічне навантаження діюче на живильник, що коливається [17]:

$$P_{дин} = m\ a, \qquad (2.12)$$

де m = 535,6 кг – маса навантаженого живильника.

Підставляючи числові значення в (2.12), одержимо

$$P_{дин} = 535{,}60{,}82 = 439 \text{ Н.}$$

Визначаємо загальне навантаження

$$P_{общ} = P_{ст.} + P_{дин} = 613,2 + 439 = 1052,2 \text{ Н}. \quad (1.13)$$

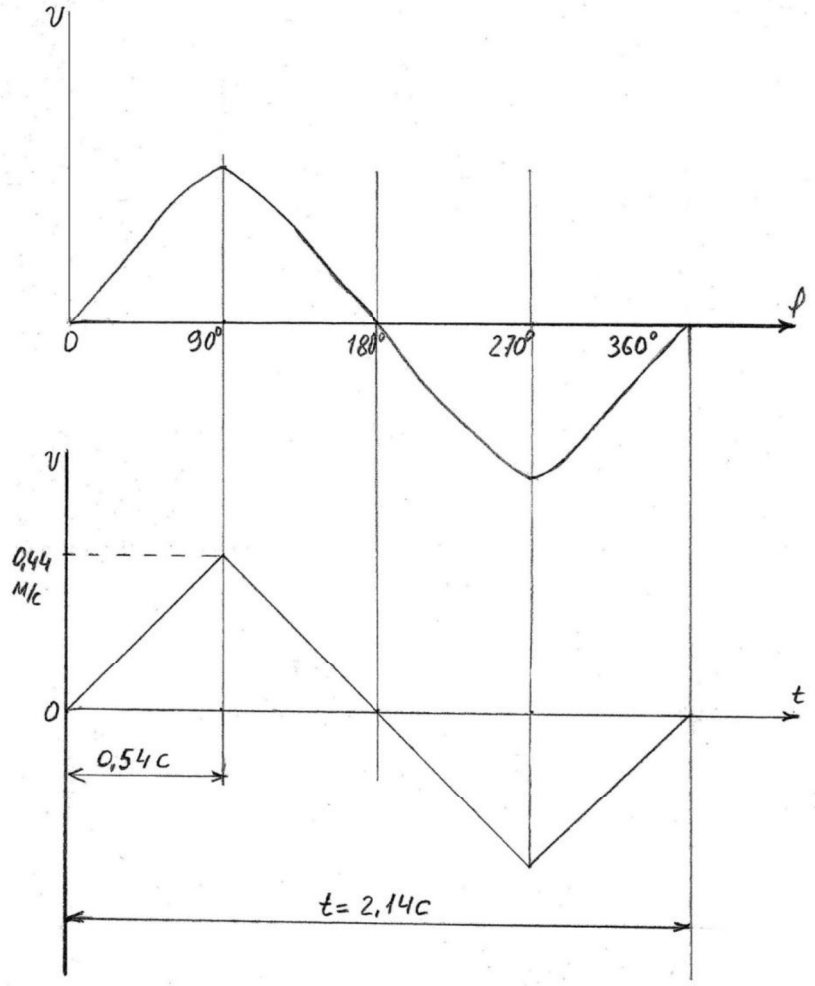


Рисунок 2.5 – Графік лінійної швидкості

Враховуючи можливе засмічення напрямних лотка введений коефіцієнт k = 1,5

$$P_{расч} = P_{заг} k = 1052,21,5 = 1578,3 \text{ Н}. \quad (2.14)$$

Визначаємо поперечну силу й згинаючий момент, що діють на тихохідний вал редуктора.

Представимо вал у вигляді балки, рисунок 2.6.

Обчислимо Q і M у довільному перетині з абсцисою x. Праворуч від розглянутого перетину діє тільки одна сила($P_{ст.} + + P_{дин}$)k, тому

$$Q(x) = (P_{ст.} + P_g)k = 1578{,}3 \text{ Н};$$

$$M(x) = -(P_{ст.} + P_g)kk_в = -P(L - X);$$

З аналізу наведених рівнянь випливає, що поперечна сила залишається сталою вздовж усієї довжини балки, а отже, її епюра має форму прямокутника.

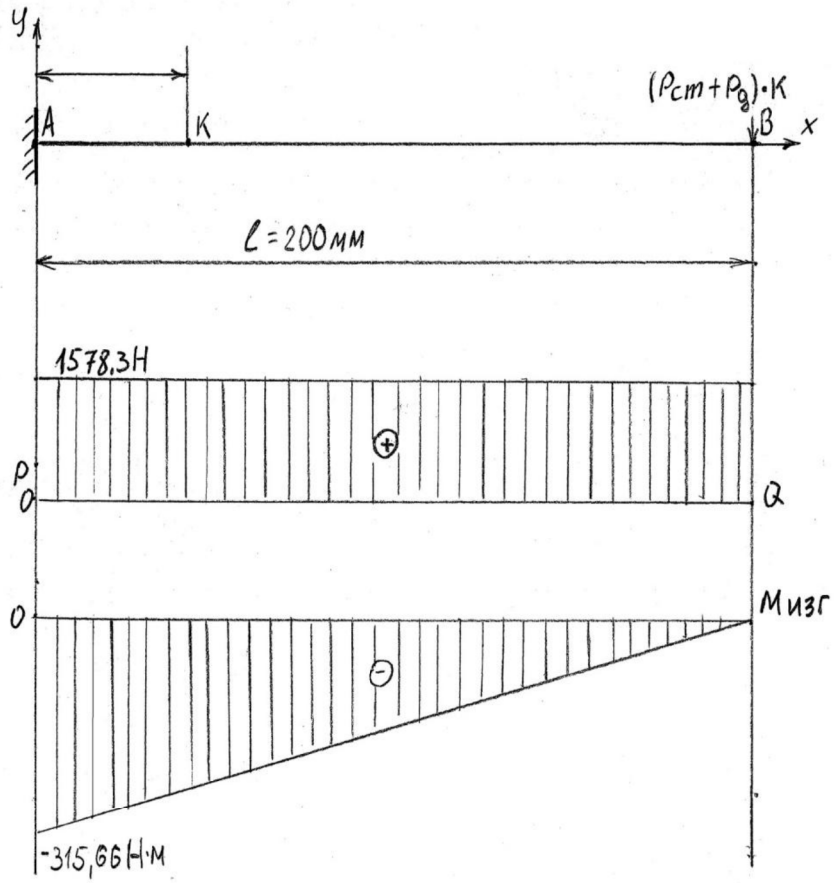


Рисунок 2.6 – Поперечна сила і момент, що вигинає

Оскільки функція згинального моменту M(x) є лінійною, її графік можна побудувати, визначивши значення моменту на початку та в кінці розглянутої ділянки.

при x =0 (перетин A) M A= – PL = –1578,3·0,2 = –315,66 Н м;

при x = L (перетин B) $M_в = 0$;

по цих даних побудовані епюри.

Визначаємо діаметр тихохідного вала [18]

$$\delta u = \frac{Mu}{Wu} \leq [\delta u],\ \delta = Mu \leq [\delta u],\ d = \delta u, \qquad (2.15)$$

де M_u – згинальний момент;

$[\delta_u]$ – напруження, що допускається при вигині,

Підставимо числові значення в (2.15), одержимо

$$D = \sqrt[3]{\frac{315660}{0,1 \cdot 137,5}} = 27,5 \text{ мм}.$$

Таким чином для забезпечення необхідного крутного моменту й швидкості обертання кривошипу по каталогу вибираємо електродвигун типу (АД К3Р) АМУ160 М6 У 2.5 1 М 1081 з потужністю N = 7.5 кВт і n = 1000 об/хв [19].

2.2 Розрахунок та вибір стандартних елементів приводу

По каталогу вибираємо редуктор, що має наступні характеристики:

- тип Ц2 У – 250 –35,5 –13 –У2;
- загальне передаточне число U = 35,5;
- сумарне міжосьове відстані, а ∑=410 мм.
- Всі розрахунки виконуємо за відомими методиками [20-23]

Визначаємо частоту обертання й кутову швидкість вал-шестерні першої ступені редуктора:

$$n_1 = n_{дв} = 1000 \text{ об /хв}, \qquad (2.16)$$

де $n_{дв}$ = 1000 об/хв – частота обертання вала двигуна.

кутова швидкість:

$$\omega_1 = \frac{\pi \cdot n_1}{30} = \frac{3.14 \cdot 1000}{30} = 104.67 \text{ рад /с} \qquad (2.17)$$

Визначаємо частоту обертання й кутову швидкість проміжного вала редуктора

$$n_2 = \frac{n_1}{U_1}, \qquad (2.18)$$

де U_1= 6,74 – передаточне число першої щаблі редуктора.

Підставивши числові значення в (2.18), одержимо

$$n_2 = \frac{1000}{6,74} = 148 \text{ хв}^{-1}.$$

$$\omega_2 = \frac{\omega 1}{U1} = \frac{104,67}{6,74} = 15,\ 53 \text{ рад/с} \qquad (2.19)$$

Визначаємо частоту обертання й кутову швидкість вихідного вала редуктора

$$n_3 = \frac{n_2}{w_2} = \frac{148,37}{5,27} = 28 \text{ хв}^{-1},$$

$$\omega_3 = \frac{\omega 2}{U2} = \frac{15,53}{5,27} = 2,95 \text{ рад/с}.$$

Визначаємо крутний момент, переданий вал–шестірнею першого вузла редуктора

$$M_1 = M_{дв} = \frac{N}{\omega_1}, \qquad (2.20)$$

де N = 7,5 кВт – потужність на валу електродвигуна

$$M_1 = \frac{7{,}5 \cdot 10^3}{104{,}67} = 71{,}65 \text{ Нм.}$$

Визначаємо крутний момент, переданий проміжним валом редуктора

$$M_2 = M_1 U_1 \eta 3_п \qquad (2.21)$$

де $\eta 3_п = 0{,}96$ – ККД зубчастої передачі

Підставимо числові значення в (2.21), одержимо

$$M_2 = 71{,}65 \cdot 6{,}74 \cdot 0{,}96 = 463{,}63 \text{ Н·м}$$

Визначаємо крутний момент, переданий вихідним валом редуктора

$$M_3 = M_2 U_2 \eta 3_п = 463{,}635{,}270{,}96 = 2345{,}59 \text{ Нм}$$

Вибір муфти на швидкохідному валу редуктора виконуємо за величиною максимального крутного момента:

$$T = 9{,}55106 \frac{N}{n} = 9{,}5510^6 \frac{7{,}5}{1000} = 71625 \text{ Н мм.}$$

Визначаємо розрахунковий момент для муфти

$$T_р. = kT, \qquad (2.22)$$

де k = k1 + k2 = 0,25 + 1,2 = 1,45 – коефіцієнт, що враховує конструкивні особливості з’єднання, $k_1 = 0{,}25$, для приводу від електродвигуна), k_2=1,2 враховує конструктивні особливості живильника.

Підставимо числові значення в (2.22), одержимо

$$T_{р.}= 1,45\ 71625 = 103856\ Нмм$$

Вибираємо муфту пружну (еластичну з торовидною оболонкою):

$T_{р.\ max} = 180$ Нм; $N_{max} = 2000$ об/хв; $d = 40$ мм;$D_1 = 148$ мм; $\delta = 12,5$ мм;

Перевіряємо оболонку на напруження зрушення у перетині в затискачах

$$\tau = \frac{2Tp}{\pi D_1^2 \delta}, \qquad (2.23)$$

де $\delta = 12,5$ мм товщина оболонки

$[\tau] \approx 0,4$ Н/мм^2 – граничне значення напруження зсуву для матеріалу оболонки визначене на основі експериментальних досліджень.

Підставимо числові значення в (2.23) й одержимо

$$\tau = \frac{2 \cdot 103856}{3,14 \cdot 128^2 \cdot 12,5} = 0,32\ Н/мм^2.$$

Що відповідає умові міцності

В якості опор валів використовуються вальниці, які обираємо за динамічною вантажопідйомністю.

Визначаємо динамічне навантаження

$$P = x\ v\ F2\ k\delta kт, \qquad (2.24)$$

де $x = 1$ – коефіцієнт радіального навантаження;

$v = 1$ – коефіцієнт обертання;

$K_\delta = 2, 5$ – коефіцієнт безпеки;

$K_т = 1,05$ – температурний коефіцієнт;

$F_2 = 1579$ Н – радіальне навантаження.

Підставимо числові значення в (2.24), держимо

$$P = 1115792{,}51{,}05 = 4145 \text{ Н}$$

Визначаємо динамічну вантажопідйомність

$$C = x\ v\ F2\ k\delta\ kt \left(\frac{60n \cdot lh}{10^6}\right)^{1/p}, \qquad (2.25)$$

де n =28 об/хв – частота обертання вала;

L_h = 20000 год – встановлений термін служби вальниці.

Підставимо числові значення в (2.25) й одержимо

$$C - 1115792{,}51{,}05\left(\frac{60 \cdot 28 \cdot 20000}{10^6}\right)^{3/10} - 1189607 \text{ Н}.$$

Вибираємо роликові вальниці радіальні сферичні дворядні типу 3624 з характеристиками [24]:

d = 120 мм; D = 260мм; B = 86; d1 = 110; r = 4; β = 14; D_1 = 180; $d_{2\ найм}$= 134; $D_{2\ наиб}$ =245; C = 980000 Н; Q = 56000 кг; n =1600 $хв^{-1}$.

Для обраного типу вальниці розраховуємо розміри кришок:

$$D = 260мм;\ \delta = 8мм;\ d = 12мм;\ z = 6мм;$$

$$\delta_1 = 1,\ 2\delta = 1,\ 28 = 9,\ 6 \text{ мм}$$

$$\delta_2 = (0{,}9. . .1{,}0)\ \delta = (0{,}9. . .1{,}0)\ 8 = 7{,}2 . . .8 \text{ мм}$$

$$D_ф. = D + (4 + 4,\ 4)d = 260 + (4 + 4,\ 4)12 = 308 . . . 312{,}8 \text{ мм}.$$

Таким чином розраховані стандартні елементи відповідають обраній конструкції приводу та задовольняють вимоги виробничого процесу.

3 ЕКСПЛУАТАЦІЙНА ЧАСТИНА

3.1 Монтаж та технічне обслуговування електровібраційного живильника

Монтаж потрібно проводити при наступних умовах:

а) Відхилення підвісок від вертикалі недопустимо понад 10^0;

б) Електровіброживильник і підвіски не повинні торкатися опорних конструкцій;

в) Страхуючі троса встановлювати паралельно підвіскам;

г) Корпус вібратора має бути заземлений;

д) В цілях зменшення шуму на підвіски надівати гумовий шланг;

е) Під опорні шайби підкладати гумові підкладки;

ж) З обох боків приводу передбачати обслуговуючі майданчики.

Електровібраційний живильник поставляють замовникові в розібраному вигляді: лоток, електровібратор, амортизатори підвісок.

Спочатку виготовляють розвантажувальну течку і її кріплення, потім течку монтують на опорні конструкції.

Підвіски виготовляти на місці монтажу із сталевого троса діаметром 12 мм. Далі до боковин течки кріплять підвіску з амортизаторами.

Потім електровібратор сполучають з лотком за допомогою болтів. Болтове з'єднання лотка з вібратором має бути міцно затягнуто і зашплінтовано. Затягування проводити подвійним плечем нормального гайкового ключа зусиллям руки робітника.

Далі вібратор з'єднаний з лотком підіймають за допомогою талі і зачіпляють за гачки підвіски. Потрібно забезпечити рівномірне навантаження амортизаторів живильника.

Встановлюють страхуючі троса паралельно підвіскам. По закінченні монтажу живильник необхідно випробувати в холостому режимі, для цього після підключення шафи управління до мережі подати струм збудження і, збільшуючи його до номінального, спостерігати за збільшенням амплітуди вібрації.

Під час транспортування і такелажах робот не виключена можливість послаблення ресорних болтів, при цьому електричні параметри машини можуть декілька відійти від номінальних. В такому разі необхідно підтягнути ресорні болти на місці монтажу.

В процесі експлуатації може виникнути необхідність в налаштуванні живильника.

Електровібраційні живильники налаштовують на власну частоту вище вимушеної. Такий режим характеризується найвигіднішими електричними показниками і може бути визначений за свідченнями приладів шафи управління.

При збільшенні струму збудження від мінімального до номінального, величина змінного струму зменшується, а при номінальному значенні струму збудження починає зростати.

Налаштування на номінальний режим здійснюється зміною жорсткості пружної системи шляхом зміни кількості ресор, а також відповідним затягуванням їх ресорними болтами.

Затягування середніх і крайніх ресорних болтів належить провести подвійним важелем стандартного ключа зусиллям руки одного робітника.

З перших днів установки живильника необхідно стежити за повним затягуванням болтів і гайок. Контроль затягування ресорних болтів необхідно проводити щодня в перші дні пуску.

Надалі можна обмежиться щотижневою перевіркою стану їх кріплень. При роботі живильника в нормальному режимі свідчення приладів на шафі управління відповідають номінальним.

Під час експлуатації постійно стежити за величиною зазору між якорем і сердечником і підтримувати його постійним.

Необхідно стежити, аби якорі і сердечники не стукали. При появі стуку величина постійного струму збудження має бути негайно зменшена до припинення стуку а причина стуку усунена. Не менше два рази на місяць прочищати зазор від пилу і грязі, що скупчилася [25-27].

Продування зазорів слід проводити стислим повітрям.

Постійний струм збудження плавно регулюється від мінімального до номінального залежно від необхідної продуктивності.

При тривалому режимі роботи перевищення номінального струму не допускається щоб уникнути перегріву котушок.

У випадку різкої зміни параметрів необхідно перевірити цілісність ресор і в разі поломки провести заміну, при цьому слідує встановити колишню величину не затисненого плеча ресори.

Можливі несправності і способи їх усунення приведені в таблиці 3.1

Таблиці 3.1 – можливі несправності віброживильника і способи їх усунення

Несправність	Причина	Спосіб усунення
1	2	3
Падіння амплітуди	Персжаті внутрішні регулювальні болти	Ослабити болти
Зменшення жерсткості (стук)	Поломка ресор	Замінити поламані ресори
Збільшення амплітуди	Ослаблення регулювальних болтів	Затягнути болти
Відсутні коливання, почорніла котушка	Згоріла котушка	Замінити котушку
Відхилення показання приладів. Нагрів котушок змінного струму	Неправильне налаштування приводу	Провести налаштування згідно інструкції

Строповку живильника перед монтажом виконують чотирма стропами за існуючі технологічні отвори для пружинних підвісок. Підйом живильника і його складальних одиниць повинен проводиться в два прийоми.

Спочатку живильник підіймають на висоту 200–300мм (у такому положенні перевіряють підвіску, стійкість і надійність дії гальм вантажопідйомного механізму), потім на повну висоту.

Після чого живильник подають на майданчик перед бункером, на безпосереднє місце монтажу. Потім живильник встановлюють на заздалегідь виготовлений підрамник і за допомогою лебідки насовують під існуючий настил відм.+2,6м.

Далі перевіряють проєктне положення живильника та підвішують віброживильник на пружинні підвіски за раніш виготовлені 4 шпильки, після чого за допомогою рівня перевіряють горизонтальність лотка, та зазор між носком лотка та ваговим транспортером. Зазор повинен бути в межах 30–50мм.

3.2 Розрахунки необхідного устаткування для монтажу вузла дозування

Для стропування рами масою G=1,5 тон, вибираємо чотири одно гілкових стропа виготовлених із канату діаметром 11 мм.

$$G = 1500Н \cdot 9{,}81 = 14715\ Н \qquad (3.1)$$

Перевірочний розрахунок ведеться для випадку відхилення гілки каната на кут від вертикалі α=45˚, але у зв'язку з тим що умови монтажу не дозволяють підвісити віброживильник над центром тяжіння, приймаємо коефіцієнт нерівномірності на гілці стропа, $К_н$ = 1,3…1,4.

Навантаження на одну гілку [28]:

$$S = \frac{G}{n \cdot \sin\beta} \cdot К_н = \frac{14715}{4 \cdot \sin 45°} \cdot 1.4 = 58{,}25кг \qquad (3.2)$$

Розривне зусилля в стропі:

$$P = S_{max} \cdot R_c = 58{,}25 \cdot 6 = 349{,}5\text{кг} \quad (3.3)$$

де R_c – коефіцієнт запасу міцності, $R_c = 6$.

$К_н$ – коефіцієнт нерівномірності на гілці стропа, $К_н = 1{,}3…1{,}4$.

Число n=4 розрахункове число стропів, оскільки чотири стропа навантажені нерівномірно.

Розрахунковий коефіцієнт запасу міцності для гілки каната діаметром d = 11 1568 МПа:

$$n_p = \frac{F}{S} = \frac{62850}{6052{,}9} = 9{,}6 > n_{min} = 6 \quad (3.4)$$

де F – сумарне розривне зусилля всіх дротів у гілці;

S – навантаження на гілку;

n_{min}– найменше допустиме значення коефіцієнту запасу міцності.

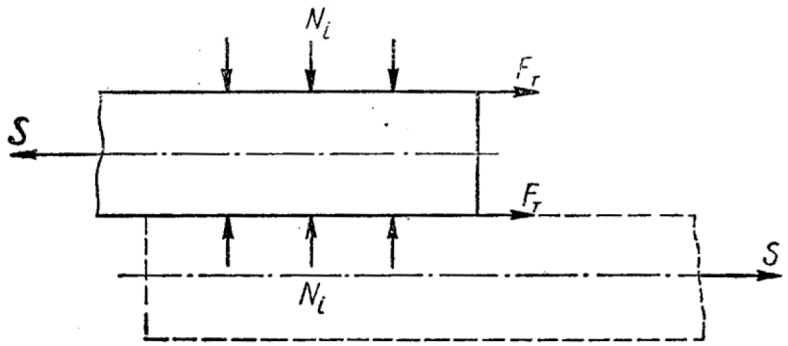


Рисунок 3.1 – Розрахункова схема для визначення кількості затисків

Кількість затисків визначають з умови

$$2F_T \geq S, \quad (3.5)$$

де F_T – сила тертя між кінцями канатів;

S – найбільше натягнення каната.

Сила тертя рівна

$$F_{T=} n \cdot N_i \cdot f, \tag{3.6}$$

де N_i – нормальний тиск, що створюється одним затиском;

f = 0, 15…0, 2 – коефіцієнт тертя каната по канату;

n – число затисків.

Нормальний тиск, що створюється одним затиском

$$N_i = \frac{\pi d^2}{4} \cdot n_C \cdot [Q] = \frac{3{,}14 \cdot 0{,}012^2}{4} \cdot 2 \cdot 120 \cdot 10^6 = 27129{,}6 \text{ Н}, \tag{3.7}$$

де d – діаметр стержня затиску:

$$d = (0, 8…1{,}1) \cdot d_K = (0, 8…0{,}1{,}1) \cdot 11 = 12\text{мм}$$

n_C = 2– кількість стержнів в затиску;

[Q] =120 ПМа – напруження , що допускається, для стрижнів затиску.

Число затисків:

$$n = \frac{S}{2 \cdot Ni \cdot f} = \frac{6520{,}9}{2 \cdot 27129.6 \cdot 0.15} = 0{,}801, \tag{3.8}$$

Оскільки n ≥ 3, вибираємо кількість затисків n= 3

Крок розташування затисків приймають:

$$t = 6 \cdot d_K = 6 \cdot 11 = 66 \text{ мм},$$

Сила тертя рівна

$$F_{T=} n \cdot N_i \cdot f = 3 \cdot 27129{,}6 \cdot 0{,}15 = 12208{,}3 \text{ Н}, \quad (3.9)$$

$$2 \cdot F_T \geq S = 22416{,}6 \geq 6052{,}9$$

Умова $2F_T \geq S$ виконується.

На рисунку 3.2 наведено схему до розрахунку довжини стропів

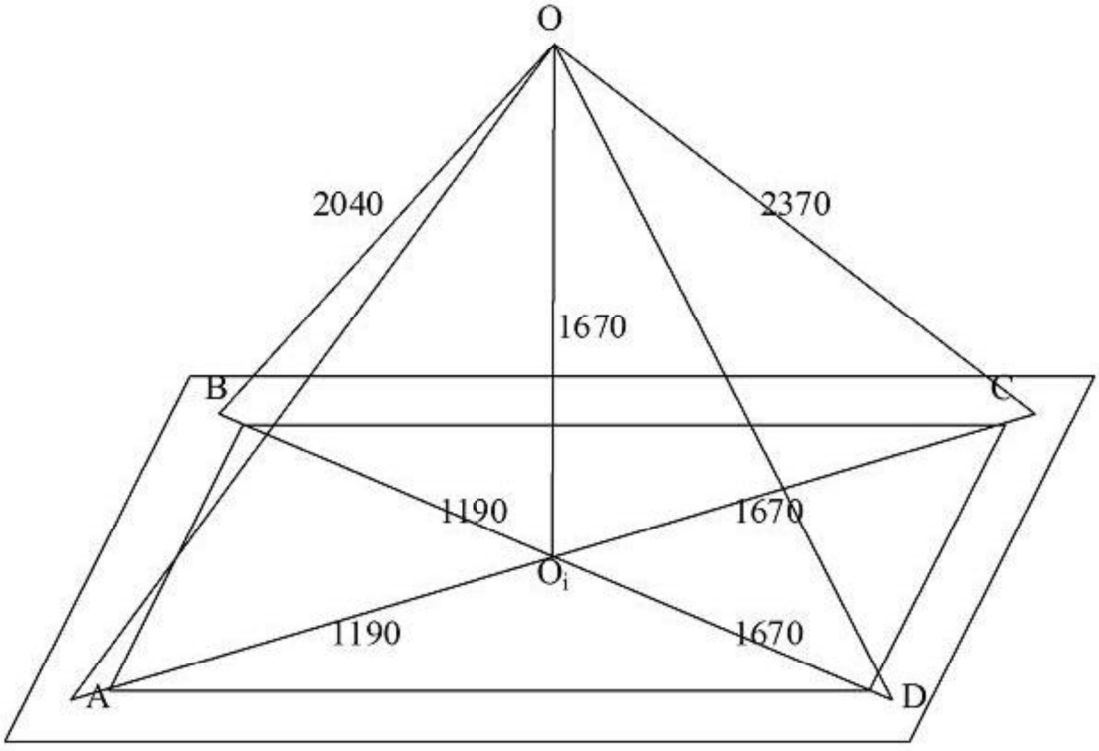


Рисунок 3.2 – Розрахункова схема до вибору довжини стропів

Відстань від крапки А до крапки О'

$$AO' = \sqrt{0{,}935^2 + 0{,}75^2} = 1{,}19 \text{м}; \quad (3.10)$$

Відстань від крапки В до крапки О'

$$BO'=\sqrt{0{,}935^2+0{,}75^2}=1{,}19\text{м};\qquad(3.11)$$

Відстань від крапки С до крапки О'

$$CO'=\sqrt{0{,}75^2+1{,}5^2}=1{,}67\text{м};\qquad(3.12)$$

Відстань від крапки Д до крапки О'

$$ДO'=\sqrt{0{,}75^2+1{,}5^2}=1{,}67\text{м};\qquad(3.13)$$

Висота строповки

$$OO'=1{,}67\text{м}=CO';\qquad(3.14)$$

Довжина стропа СО

$$CO=\frac{OO'}{\tan 45}=\frac{1{,}67}{0{,}707}=2{,}37\text{м};\qquad(3.15)$$

Довжина стропа СО дорівнює довжині стропа ДО

$$BO=\sqrt{(OO')^2+(BO')^2}=\sqrt{2{,}8+1{,}4}=2{,}04\text{м};\qquad(3.16)$$

Довжина стропа ВО дорівнює довжині стропа АО.

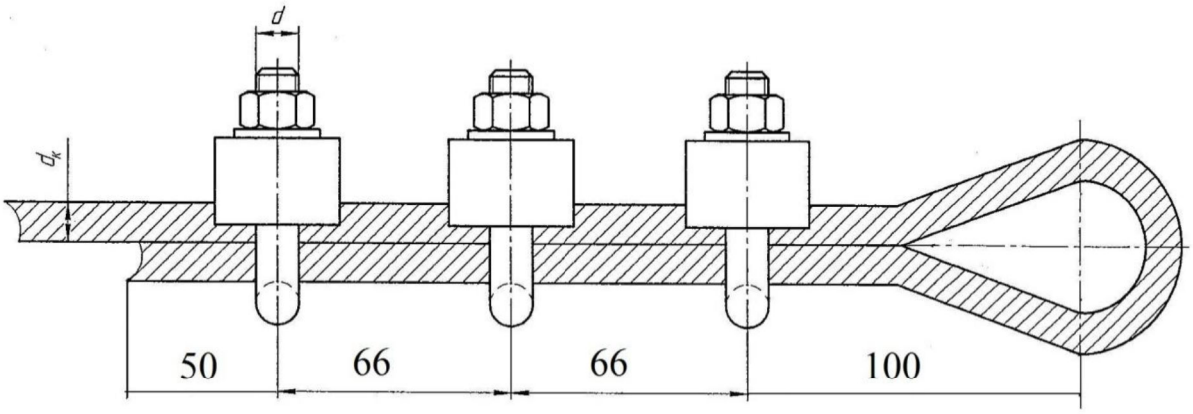


Рисунок 3.3 – Схема утворення із заготовки з використанням з'ємних стисків.

Довжина заготовки стропа СО і заготовки стропа ДО дорівнює

$$2,37+((66+66+50+100)\cdot 2) = 2,37+0,564 = 2,934 \text{ м};$$

Довжина заготовки стропа ВО і заготовки стропа АО дорівнює

$$2,04+((66+66+50+100)\cdot 2) = 2,04 + 0,564 = 2,604 \text{ м};$$

Таким чином обираємо стандартну заготовку зі сталевого канату ø 11 мм довжиною 3 метри.

3.3 Розрахунок системи змащування редуктора живильника, що коливається

У приводі живильника, що коливається, використаний редуктор Ц2 У–250–35,5–13У2 з наступними характеристиками:

– фактична потужність що передається N=7,4 кВт;

– передавальне число U= 35,5;

– частота обертання швидкохідного валу n=1000 хв$^{-1}$;

– ККД редуктора η= 0,96;

– ширина колеса в= 45 мм

Визначаємо кількість тепла тертя, що виділяється у вузлах редуктора за одну годину роботи [29]:

$$Q_1 = 860\cdot(1–\eta)\cdot N\cdot 4,1868\cdot 0,5 = 860\cdot(1–0,90)\cdot 7,4\cdot 4,1868\cdot 0,5 = 266.25 кДж/год. \quad (3.17)$$

Визначаємо кількість тепла яке може бути відведене у довкілля через стінки корпусу і кришку

$$Q_2 = к\ (t_м – t_в\ )\cdot S, \quad (3.18)$$

де к =31,3…62,8 кДж/м^2·чград – загальний коефіцієнт тепловіддачі від масла в довкілля;

$t_м$ = 50˚С – робоча температура масла;

$t_д$ = 20˚С – температура довкілля;

$S = S_{кр} + S_{бок} + S_{торц}$ – площа поверхні редуктора, через яку тепло відводиться в довкілля.

Для редуктора Ц2 У– 250–35,5–13 У2 вибираємо необхідні параметри і розраховуємо показники:

$$S_{кр} = L\cdot B = 820\cdot 250 = 205000 мм^2 = 0,\ 205 м^2$$

$$S_{бок} = 2\cdot(H\cdot L) = 2\cdot(520\cdot 820) = 852800мм^2 = 0,8528м^2$$

$$S_{торц} = 2\cdot(H\cdot B) = 2\cdot(520\cdot 250) = 260000мм^2 = 0,260м^2$$

Враховуючи наявність ребер для охолодження, площа бокової поверхні збільшується в 1,5 рази

$$0{,}8528\ м^2 \cdot 1{,}5 = 1{,}27\ м^2\ ,$$

$$S = 0{,}205 + 1{,}27 + 0{,}260 = 1,\ 73м^2.$$

Підставимо числові значення в (3.18) отримаємо

$$Q_2 = 40 \cdot (50 - 20) \cdot 1{,}73 = 2076\ кДж/год.$$

За розрахунком $Q_2 > Q_1$ (2076 > 532,5), тоді все тепло що виділяється у вузлах тертя редуктора відводиться в довкілля шляхом тепловіддачі та не потребує додаткових механізмів для охолоджування. Оскільки $Q_2 > Q_1$ вибираємо систему картерного змащення. При окружних швидкостях на зубчастих колесах до 12,5 м/с приймають картерне змащування.

У картер заливають мастило, яке утворює масляну ванну.

Зубчасті колеса рекомендують занурювати в масло на глибину 4…5 модулів.

Тихохідні колеса занурюють на глибину до 1/3 діаметру колеса.

Виконаємо вибір сорту і кількості мастила для змащування редуктора живильника, що коливається.

Вибір сорту масла здійснюємо по другій, найбільш навантаженій ступені редуктора. В'язкість масла, що приймається у зубчастих зачепленнях, визначаємо

$$^{\circ}ВУ_{50} = \frac{gm}{20}\ , \qquad (3.19)$$

де m = 1,6 – коефіцієнт залежний від окружної швидкості, при V< 8 м/с;

g – тиск на одиницю довжини зуба,

$$g = \frac{N \cdot 102}{V \cdot b}\ , \qquad (3.20)$$

де V– окружна швидкість,

$$V = \frac{\pi d_2 \cdot n_2}{60}, \qquad (3.21)$$

де n_2 = 148, 37 хв$^{-1}$ – частота обертання проміжного валу;

d_1 = 264 мм – діаметр колеса.

Підставимо числові значення в (3.21), отримаємо

$$V = \frac{3{,}14 \cdot 0{,}264 \cdot 148{,}37}{60} = 2,\ 04 \text{ м/с} < 8\text{м/с}.$$

Підставимо числові значення в (3.20), отримаємо

$$g = \frac{7{,}4 \cdot 102}{2{,}04 \cdot 4.5} = 82{,}2 \text{ кН/м}.$$

Підставимо числові значення в (3.19), отримаємо

$$^{\circ}\text{ВУ}_{50} = \frac{82.2 \cdot 1{,}6}{20} = 6.5 = 7{,}4 \cdot \text{ВУ} = 7{,}4 \cdot 6{,}5 = 48{,}6;$$

Вибираємо мастило: масло індустріальне І–50.

Відстань від дна картера до2/3h зуба колеса яке забезпечує змащення

$$h = 2/3h + \left(\frac{d2}{2} - \frac{d1}{2}\right) + \delta = 5,\ 4 + \left(\frac{425}{2} - \frac{264}{2}\right) + 50 = 135,\ 9 \text{ мм}, \qquad (3.22)$$

де 2/3h – глибина занурення зуба:

$$2/3h = 2.25m \cdot 2/3 = 5{,}4 \text{ мм};$$

d_1 = 264 мм – діаметр колеса;

d_2 = 425 мм – діаметр колеса;

δ = 50 мм – відстань від дна картера до зубчатого колеса d_2

Розрахунок кількості мастила що заливається в корпус редуктора ведуть по глибині занурення зуба

$$G = h \cdot F_0 = 135,9 \cdot 0,112 = 15,22 \text{ літра}, \quad (3.23)$$

де F_0 – площа картера = 0,112м^2;

h– відстань від дна картера до2/3h зуба колеса яке забезпечує змащення.

Визначаємо кількість масла, що заливається в картер по передаваємій потужності

$$G= (0, 3…0, 5) \cdot 7, 4 = 2, 22…3, 7 \text{ літра}. \quad (3.24)$$

З двох значень G обираємо більше

Приймаємо кількість мастила, що заливається в картер редуктора, G=15,2 літра.

3.4 Обґрунтування роду, струму величини напруги і типу електродвигунів

Експлуатація приводів допускається в температурних межах навколишнього повітря –50°С … +45°С.

Кабелі й кабель-канали повинні мати покрив і обмотку з матеріалів, що не поширюють горіння.

Повинне забезпечуватися застосування електровібраційних живильників, тензорезистрорних датчиків, мотор-редукторів, кінцевих вимикачів, мостів

місцевого керування, клемних і сполучних коробок з обмотками, що мають ступінь захисту не нижче IP54.

Уведення кабелів в електричні машини, апарати, коробки місцевого керування повинні виконуватися за допомогою ущільнювальних сальників.

Обраний електропривод з асинхронним двигуном і короткозамкненим ротором під'єднується до мережі змінного струму промисловою частотою 50 Гц.

Живлення силового ланцюга електродвигунів здійснюється напругою 380 В, а в схемах керування – змінної напруги 220 В.

Основною вимогою при виборі електродвигуна є його відповідність умовам технологічного процесу робочої машини. Двигун обрано, з урахування забезпечував заданого технологічного циклу робочої машини, у відповідності до умов навколишнього середовища й компонування з робочою машиною й при цьому мало припустиме нагрівання.

Вибір двигуна недостатньої потужності може привести до порушення заданого циклу, зниженню продуктивності робочої машини. При цьому буде підвищене нагрівання двигуна, що приведе до старіння ізоляції, передчасному виходу двигуна з ладу. Якщо вибрати двигун завищеної потужності, то підвищується первісна вартість електроприводу, збільшується втрати енергії за рахунок зниження ККД двигуна. Обґрунтований вибір електродвигуна багато в чому визначає техніко-економічні показники комплексу «електропривод – робоча машина».

3.5 Розрахунки живильної мережі й вибір силовий комутаційної апаратури

Визначаємо еквівалентний момент двигуна який при косинусоідальній формі знаходиться у вигляді

$$M_c = \sqrt{\frac{1}{Тц} \int_0^{Тц} M^2 \cdot dt}\ M_c \approx \frac{Ммах}{\sqrt{2}} = \frac{68,8}{\sqrt{2}} = 48,79\ Н \cdot м, \qquad (3.25)$$

Перевірка двигуна по нагріву з умови:

$$M_c \le M_н \tag{3.26}$$

$$48{,}79\ Н\cdot м < 71{,}65 Н\cdot м$$

Перевірка двигуна по максимальному крутному моменту:

$$\frac{Ммах}{Мп} \le \lambda М = \frac{110}{71{,}65} < 2{,}2 = 1{,}5 < 2{,}2, \tag{3.27}$$

Перевірка двигуна по пусковому моменту

$$\frac{Ммах}{Мп} \le \lambda П = \frac{110}{71{,}65} < 2 = 1{,}5 < 2 \tag{3.28}$$

Автоматичний вимикач вибираємо за умовою:

$$I_{НОМа} = К_Н \cdot I_{Ндв} = 1{,}2 \cdot 5{,}02 = 6{,}024А, \tag{3.29}$$

Струм уставки електромагнітного розчіпника

$$I_{уст.ЭМР} = К_Н \cdot К_П \cdot I_{Ндв} = 1{,}2 \cdot 3 \cdot 5{,}02 = 18{,}072А, \tag{3.30}$$

Повинне виконуватися умова

$$I_{уст.ЭМР} < I_{К.З.}, \tag{3.31}$$

$$I_{К.З.} = \frac{100\%}{U_{К.З.}\%} \cdot I_{Ндв} = \frac{100}{8} \cdot 5{,}02 = 62{,}75А$$

$$18{,}072 < 62{,}75\text{А}$$

Вибираємо автоматичний вимикач типу АП50Б–3МТ $I_Н$=6,4 А; IР=63 А; $I_{отс.}$=64 А.

Магнітний пускач вибираємо за умовою:

$$P_{пред} > P_{Ндв,}, \tag{3.32}$$

$$10\ \text{кВт} > 2{,}2\ \text{кВт}$$

Вибираємо магнітний пускач типу ПМЕ–232 I_2, $I_Н$=25 А, ступінь захисту $I_Р$54, або ПМЛ –2210.

Вибір силового кабелю:

Визначаємо номінальний тривалий струм

$$I_{Ндл.} = \frac{P_Н \cdot 1000}{\sqrt{3} \cdot U_Н \cdot \cos\varphi \cdot \eta} = \frac{2{,}2 \cdot 1000}{\sqrt{3} \cdot 380 \cdot 0{,}8 \cdot 0{,}96} = 5{,}22\text{А}, \tag{3.33}$$

Визначаємо критичне навантаження

$$I_{кр} = 2 \div 2{,}5\ ;\ I_{Нтр} = 2 \cdot 5{,}22 = 10{,}44\text{А}, \tag{3.34}$$

Визпачасмо припустимий струм і по ньому вибирасмо тип перетину кабелю

$$Iприп \geq \frac{I_{дл}}{К_{попр.}} = \frac{5{,}22}{1} = 5{,}22\text{А}, \tag{3.35}$$

Вибираємо кабель АВВГ 3х4+1х2,5 $I_{прип}$=29 А [30]

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1 Визначення рівня механізації праці робітників ділянки шихтопідготовки

Достатнє уявлення про рівень механізації можна отримати, визначивши обсяги механізованої та ручної праці за відповідною формулою:

$$B=\frac{M}{M+R}\cdot 100\ \%, \qquad (4.1)$$

де В – механізація праці, %;

М – загальний час виконаної роботи за допомогою механізованої праці;

R – загальний час виконаної роботи «вручну».

Данні для розрахунків рівня механізації праці робітників зведено в таблиці 4.1

Таблиця 4.1 – Розрахунки рівня механізації праці робітників

№ п/п	Професія робітників	Штат робіт-ників	Кількість відпрацьованих людино-годин у добу			Рівень механізації, %
			Вручну	за допомогою машин	усього	
1	Електрогазозварювальник	2	24	24	48	50
2	Слюсар - ремонтник	15	225	135	360	37,5
3	Електромонтер	24	216	360	576	62,5
4	Шихтовщик	40	840	120	960	12,5

Як видно із таблиці 4.1 професії:

– слюсар - ремонтник та шихтовщик відносяться до ручної праці;

– електромонтер та електрогазозварювальник – до змішаної [31].

4.2 Аналіз небезпечних і шкідливих факторів шихтового відділення

Шкідливості й небезпеки шихтового відділення плавильного цеху №4 відносяться до фізичної групи, яка містить у собі пил, шум,вібрацію, зміни температури усередині приміщення. Оцінка небезпечних факторів виробничого середовища трудового процесу слюсаря наведено в таблиці 4.2.

Пил, що перебуває в шихтовім відділенні, складається з:

– пилу що містить марганець має ГДК=0,3 мг/м^3 (II клас небезпеки);

– пилу що містить кремній при відносній вологості 70 % має ПДК=1 мг/м^3 (II клас);

– коксового пилу який має ГДК= 6 мг/м^3 (III клас)

– рівень шуму досягає 85 дБа при ПДК=80 дБа.

Результати вимірів параметрів робочого середовища приведені в табл.7.2

У наявності існує 6 шкідливих чинників з них:

- 5 чинників – I ступеня;
- 1 чинник – II ступеня.

Пільги та компенсації за роботу при даних факторах це:

- пенсія за списком №2;
- додаткова відпустка 7 днів;
- надбавка до зарплати (12 %- черговий персонал, 27% - денний)
- пристрій вентиляції, кондиціювання повітря й опалення у відповідності з [32] і ін .

Також є фізично небезпечні й шкідливі фактори:, машини й механізми що рухаються, небезпечний рівень напруги в електричній мережі, замикання якої може відбутися крізь тіло людини, підвищений рівень електромагнітних

випромінювань (у якості живлення електродвигунів використовується напруга ≈ 380 В).

Таблиця 4.2 – Оцінка небезпечних факторів виробничого середовища трудового процесу слюсаря-ремонтника шихтового відділення.

№ п/п	Фактори виробничого середовища й трудового процесу	Норм. зн. (ГДК. ГДР)	Фактичне знач.	III клас – шкідливі небезпечні умови й характер праці			Час дії фактора, % за зміну
				I ст.	II ст.	III ст.	
1.	Пил переважно фіброгенної дії, мг/м^3	6	7,3	1,3			80
2.	Шум, дБа	80	85	5			85
3.	Неіонізуюче випромінювання: - інфрачервоне Вт/м^2	140	220	220			85
4.	Мікроклімат у приміщенні: - температура повітря, °С - швидкість руху повітря, м/с - відносна вологість повітря,% - інфрачервоне випромінювання, Вт/м^2	20…25 0,3..0,7 60	- 1...+28 0,3..0,4 до 100	3	40		81 82
5.	Атмосферний тиск	760	780	780			
6.	Вага й напруженість праці			Середня III б, поміркована			

4.3 Заходи захисту від небезпечних і шкідливих виробничих факторів

До заходів щодо оздоровлення повітряного середовища відносяться:

– механізація та автоматизація виробничих процесів, дистанційного керування ними;

- герметизація устаткування й технологічних процесів, при яких утворюється шкідливий пил;
- зволоження сухих матеріалів;
- ізоляція ділянок, на яких виконуються роботи з виділенням пилу й газу;
- ретельне систематичне прибирання приміщень;
- професійний відбір осіб, що працюють у забруднених умовах; щорічний медичний огляд;
- санітарно – технічна пропаганда й навчання безпечним методам роботи.

У якості вентиляційної установки використовується вентилятори типу УЛТ із такими параметрами n=1400 хв$^{-1}$, Q=21700 м^3/год., N=10кВт [].

Одним з важливих засобів захисту працюючого від шкідливих факторів є застосування ЗІЗ. Застосовуються респіратори прошивальні ШБ-1 м, «Пелюсток-5» [33].

Для захисту від середньо й високочастотного шуму використовуються протишумові навушники ВЦНДІОП-2М с рівнем шуму 120 дБА і масою 0,18 кг.

У комплект засобів індивідуалного захисту від негативного впливу електричного поля входить спеціальний костюм, головний убір, рукавиці й спеціальне взуття [33].

4.4 Виробнича санітарія

4.4.1 Створення мікроклімату в виробничих приміщеннях

Відповідно до вимог санітарних норм встановлені параметри повітряного середовища для робочої зони виробничих приміщень, таблиця 4.3 [34].

Процес дозування шихти пов'язаний із транспортуванням і пересипанням сипучих матеріалів, у результаті чого в повітря піднімається велика кількість пилу. Для усунення осідання пилу в приміщенні, зменшують його кількість у

повітрі, вагові транспортери закриті парасолями, з'єднаними за допомогою повітроводів з вентиляційними установками.

Таблиця 4.3 – Значення прийнятих припустимих параметрів повітряного середовища в робочій зоні виробничих приміщень (теплий період року).

Характеристика виробничих приміщень по надлишкових теплових розподілах	Категорія по вазі	На постійних робочих місцях			Температура повітря поза постійних робітничих місць, °С
		Температура повітря, °С	Відносна вологість повітря, %	Швидкість руху повітря, м/с	
Мснш 84 $\frac{кДж}{м^3 \cdot ч}$	Середня вага				Не більше ніж на 5° вище середньої t° зовнішнього середовища враховуючи самий спекотний місяць
	(11а)	18/27	65 при 26°С	0,2-0,4	
	(11б)	16/27	70 при 25°С	0,2-0,5	

4.4.2 Організація освітлення виробничих приміщень

Характеристика приміщення по нормах освітленості [35].

- характеристика зорової роботи середньої точності;
- розряд зорової роботи: IV;
- освітленість (штучна): E_u=200 лк;
- характеристика фону: середній;

– контраст: середній;

При гібридному освітленні (верхнє й бічне): $1_н = 2,4\%$

Переносні електролампи повинні приєднаються до мережі шланговим кабелем або багатожильним гнучким проведенням з ізоляцією на напругу не нижче 500 В, розташованим у гумовому шлангу. Світильники аварійного освітлення, розташовані так, що забезпечують необхідну освітленість, надійність кріплення, безпеку й зручність їх обслуговування (типи УПС, Альфа). Для світильників місцевого висвітлення застосовуються лампи накалювання, розраховані на номінальну напругу 12 В, потужністю 40 Вт.

Для освітлення приміщень застосовуються газорозрядні лампи низького й високого тиску – люмінесцентні, натрієві, ксенонові, а також типу LED у світильниках тпу УПД, Астра 32 (таблиця 4.4).

Таблиця 4.4 – Прийняті значення освітленості

Найменування робочого місця	Розряд зорової роботи	Освітленість, лк і коеф. запасу						Аварійне освітлення, лк	
		При люмінесцентних лампах			При лампах розжарювання				
		Система комбінованого освітлення	Система загального освітлення	коефіцієнт запасу	Система комбінованого освітлення	Система загального освітлення	коефіцієнт запасу	Для тривалих робіт	Для евакуації
Шихтове від - ділення (слюсар - ремонтник)	IV	150	150	2	150	50	2	50	7,5
Шихтове відділення (електрогазозварник)	V	100	100	2	100	30	2	30	5

4.5 Протипожежна безпека виробництва

У цеху є різні приміщення, що відрізняються по рівню пожежонебезпеки (табл. 4.5)

У зв'язку з пожежонебезпекою приміщень шихтового відділення в механослужбі передбачена наявність трьох вогнегасників типу ОП-5, які перебувають у кімнаті чергового слюсарів.

Для гасіння електроустаткування в електрослужбі перебувають три вуглекислотні вогнегасники плюс на шести ЩСУ й у чотирьох трансформаторних камерах по одному вогнегаснику.

У шихтовому відділенні передбачений протипожежний водогін, підключений до господарського водогону. На водогонній мережі встановлено 6 гідрантів, до яких при пожежі приєднуються гнучкі рукава. Один з них розташовано у кімнаті чергових слюсарів, інший – у приміщенні пульта шихтоподачі [36].

Також для гасіння пожеж передбачена наявність піску в спеціально відведених місцях.

Таблиця 4.5 – Класифікація приміщень пожежонебезпеки плавильного цеху [37]

№ п/п	Найменування ділянок, приміщень	Категорія пожежонебезпеки ДСТУ-2272-93	Ступінь вогнестій-кості	Класифіка-ція по ПУЕ	Група виробничих процесів по
1	Закриті склади:				
	кварциту	Д	IV	П-IIа	11-Г
	коксу	В	III	П-III	11-Г
	руди	Д	IV	П-IIа	11-Г
	агломерату	Д	IV	П-IIа	11-Г
2	Транспортна галерея шихтоподачі	В	II	П-Iа	11-Г
3	Плавильне відділення	Г	II	П-II	11-Б
4	Склади готової продукції	Д	IV	П-II	11-Г
5	Шихтове відділення	В	II	П-II	11-Г

4.6 Організація безпечних умов праці. Ймовірність аварій і план їх ліквідації

Всі робітники повинні беззаперечно виконувати приписи діючих інструкцій з охорони праці на придприємстві. Для контролю виконання приписів інструкцій а також для попередження нещасних випадків, працівниками відділу охорони праці виконуються регулярні обходи цехів заводу, з метою виявлення порушень правил техніки безпеки [38].

Для цеху №4 існують такі інструкції:

- №0.01 – для робочих, спеціалістів та керівників заводу;
- №0.02 – для газозварника та газорезчика;
- №0.03 – для електрозварника;
- №0.05 – з організації безпечних умов праці при роботі на висоті;
- №0.07 – для слюсарів по обслуговуванню та ремонту ВПМ;
- №0.08 – для персоналу роботаючого з ручним електро інструментом, ручними електричними машинами, ручними електричними світильниками;
- №0.12 – для водіїв електровозів, електронавантажувачів та електрокар;
- №0.15 – для робочих по керуванню вантажо під"емними механізмами з полу;
- №0.20 – для персоналу роботаючого на електричних та ручних лебідках;
- №0.25 – по забезпеченню протипожежної безпеки в цехах та інших структурних підрозділах заводу;
- №0.29 – для слюсарів по ремонту металургійного та сантехнічного обладнання;
- №0.38 – для стропальників при обслуговуванні ВПМ.

Також інженерно технічний склад цеху у своїй роботі користується наступними правовими актами:

НПАОП 0.00-1.01-07 - Правила пристрою та безпечної експлуатації вантажопід'ємних кранів. Згідно з правилами, кранам проводяться часткове та

повне технічне освідчення, а по закінченню нормативного строку експлуатації один раз на три роки проводять експертно-технічне діагностування.

План ліквідації аварійних ситуацій (ПЛАС) розробляється з метою:

- ідентифікації потенційних сценаріїв виникнення аварій та оцінки можливих напрямів їх розвитку;
- визначення рівня готовності підприємства до оперативного реагування, локалізації та ліквідації аварійних ситуацій на небезпечному виробничому об'єкті;
- планування послідовних дій виробничого персоналу та аварійно-рятувальних формувань на різних етапах розвитку надзвичайної ситуації;
- формування комплексу організаційно-технічних заходів, спрямованих на підвищення ефективності протиаварійного захисту та мінімізацію наслідків можливих аварій;
- аналізу повноти й ефективності вже впроваджених або запланованих заходів щодо запобігання виникненню аварійних ситуацій.

Перелік виробничих підрозділів (цехів, відділень, дільниць, установок), а також окремих хіміко-технологічних об'єктів, для яких підлягає розробці ПЛАС, затверджується технічним керівником підприємства.

Структура ПЛАС включає:

- титульний аркуш;
- оперативну частину, де подається стисла характеристика потенційної небезпеки об’єкта (технологічного блоку, установки тощо), а також визначаються заходи щодо захисту персоналу та алгоритми дій під час локалізації і ліквідації аварій;
- розрахунково-пояснювальну записку, що містить поглиблений аналіз ризиків та характеристику можливих аварійних сценаріїв.

ПЛАС розробляється на основі:

- прогнозування й моделювання сценаріїв виникнення аварійних ситуацій;
- постійного аналізу їх можливого розвитку;

– оцінки ефективності наявних (для чинних об'єктів) або запланованих (для проектованих і тих, що перебувають на стадії будівництва) заходів проти виникнення та ескалації аварій;
– аналізу готовності виробничого персоналу та аварійно-рятувальних підрозділів до оперативного реагування на кожному етапі розвитку аварійної ситуації.

4.7 Дослідження можливості покращення екологічного середовища виробничого цеху

Основний метод боротьби з пилом полягає в установці укриттів технологічного устаткування й видалення пиловиділень [39].

Кількість матеріалу що транспортується:

$$G = 300 \cdot B^2 \cdot V_{Л}, \tag{4.2}$$

де B – ширина стрічки транспортера, 1100 мм;

$V_{Л}$=0,7 м/с – швидкість руху стрічки

$$G = 300 \cdot 1{,}2^2 \cdot 0{,}7 = 432 \text{ м}^3/\text{год}.$$

Швидкість руху матеріалу при перепаді з вагового транспортера на проміжний

$$V = \sqrt{2 \cdot g \cdot H + (V_{НАЧ} \cdot K_m)^2}\ , \tag{4.3}$$

де H=0,6 м – висота падіння матеріалу;

$V_{НАЧ}$=0,63 м – початкова швидкість руху матеріалу

K_m=1,2 – коефіцієнт, що враховує зменшення швидкості матеріалу при вступі з вагового транспортера на проміжний.

$$V = \sqrt{2 \cdot 9{,}81 \cdot 0{,}6 + (0{,}63 \cdot 1{,}2)^2} = 3{,}51 \text{ м/с}$$

Кількість повітря, що надходить в укриття

$$L_e = 0{,}04 \cdot K \cdot G \cdot V_K^2 \qquad (4.4)$$

де K =2…2,5 – коефіцієнт, що характеризує конструктивні особливості укриття

$$L_e = 0{,}04 \cdot 2 \cdot 432 \cdot 3{,}51^2 \text{ м}^3/\text{год.}$$

Сумарна площа нещільностей укриттів і отворів у стінах укриття

$$F_H = h \cdot (2 \cdot B + 2 \cdot l) , \qquad (4.5)$$

де $h \approx$10 мм – висота не щільності ;

$l \approx B$=0,8 м – довжина не щільності;

$$F_H = 0{,}01 \cdot (2 \cdot 0{,}8 + 2 \cdot 0{,}8) = 0{,}032 \text{ м}^2$$

Об’єм повітря, що надходить в укриття через не щільності за рахунок створюваного в ньому розрядження.

$$L_H = 3600 \cdot F_H \cdot V_H , \qquad (4.6)$$

де V_H=1…3 м/с – мінімальна розрахункова швидкість повітря в не щільностях і отворах, значення якої ухвалюється залежно від ступеня точності,шкідливостей що виділяються в укриття.

$$L_H = 3600 \cdot 0{,}032 \cdot 1{,}5 = 172{,}8 \text{ м}^3/\text{год.}$$

Кількість повітря, що віддаляється з повного вкриття при перевантаженні матеріалу з одного конвеєра на інший.

$$L = L_e + L_H = 426 + 172{,}8 = 598{,}8 \text{ м}^3/\text{год.} \quad (4.7)$$

Вибираємо й розраховуємо циклон на ділянці дозування шихтових матеріалів для очищення повітря від пилу при наступних вихідних даних:

- об'ємна витрата повітря при нормальних умовах $V_O = 2500$ м^3/год.;
- щільність пилу $\rho_O = 1{,}3$ кг/м^3;
- температура повітря $t = 20\,^\circ C$;
- розрідженість у циклоні 15 Па;
- початкова концентрація пилу в повітрі 10 кг/м^3;
- середньоарифметичний діаметр часток пилу $d_n = 10$ мкм;
- логарифм середньоквадратичного відхилення розміру часток пилу $1_д \delta n = 0{,}5$;
- щільність часток пилу $gn = 3000$ кг/м^3;
- динамічна в'язкість пилу $\mu = 24{,}8 \cdot 10^{-6}$ Па.

Визначимо щільність пилу при робочих умовах

$$\rho = \rho_O \cdot \left(273\left(P_{бар} \pm P_Ц\right)\right)/\left(273 + t\right) \cdot P_{бар} =$$
$$= \left(1{,}3 \cdot 273 \cdot \left(101{,}3 \cdot 10^3 - 15 \cdot 10^3\right)\right)/\left(273 + 20\right) \cdot 101{,}3 \cdot 10^3 = 1{,}2 \text{кг/м}^3 \quad (4.8)$$

Витрата газів при робочих умовах

$$V = \frac{V_O \cdot \rho_O}{\rho \cdot 3600} = \frac{2500 \cdot 1{,}3}{1{,}2 \cdot 3600} = 0{,}72 \text{ м}^3/\text{с} \quad (4.9)$$

Визначимо діаметр циклону при відносній швидкості:

$$Д_у = \sqrt{\frac{V}{0,785 \cdot W_{опт}}} = \sqrt{\frac{0,72}{0,785 \cdot 3,5}} = 3,5 \text{ м/с} \quad (4.10)$$

Приймаємо $Д_у$=0,6 м і знаходимо дійсну швидкість пилу в циклоні:

$$W_у = \frac{V}{0,785 \cdot Д_у^2} = \frac{0,72}{0,785 \cdot 0,6^2} = 2,61 \text{ м/с} \quad (4.11)$$

В зв'язку з тим, що дійсна швидкість відрізняється від відносної менше, ніж на 15 %, зупинимося на обраному діаметрі циклону.

Коефіцієнт опору циклону

$$\xi = K_1 \cdot K_2 \cdot \xi_{500} + K_3 \ , \quad (4.12)$$

де K_1=1 – виправлення коефіцієнта на діаметр циклону;

K_2=0,9 – виправлення коефіцієнта на запиленность повітря;

ξ_{500}=155 – коефіцієнт гідравлічного опору одного циклону діаметром 500 мм;

K_3=0 – коефіцієнт, що враховує додаткові втрати тиску, пов'язаних з компонуванням циклону в групу;

$$\xi = 1 \cdot 0,9 \cdot 155 + 0 = 139,2 \ ,$$

Гідравлічний опір циклону

$$\Delta P_Ц = \frac{\left(\xi \cdot W_у^e \cdot \rho\right)}{2} = \frac{139,2 \cdot 2,63^2 \cdot 1,2}{2} = 600 \text{ Па} \quad (4.13)$$

Розмір часток, що вловлюються циклоном при робочих умовах з ефективністю 50 %

$$d_{50} = d_{50}^{т}\sqrt{\frac{Д_{у}\cdot p_{ц}^{т}\cdot \mu\cdot W_{ц}^{т}}{Д_{ц}^{т}\cdot p_{ц}\cdot \mu^{т}\cdot W_{ц}}}\ , \qquad (4.14)$$

де d_{50}^{T}=45 – параметр, що характеризує ефективність обраного типу циклону;

$Д_{ц}, p_{ц}, \mu, W_{ц}$ – величини, відповідні до дійсних умов роботи циклону;

$Д_{ц}^{T}, p_{ц}^{T}, \mu^{T}, W_{ц}^{T}$ – величини, відповідні до умов, при яких отримана величина d_{50}^{T} .

$$d_{50} = 45\cdot\sqrt{\frac{(0{,}6\cdot 1930\cdot 24{,}8\cdot 3{,}5)}{(0{,}6\cdot 3000\cdot 222\cdot 2{,}65)}} = 0{,}138$$

Визначаємо величину х.

$$x = \left(l_{п}\cdot\frac{d_{у}}{d_{50}}\right)/\sqrt{\left(l_{д}^{2}\cdot\delta\cdot\eta + l_{д}^{2}\cdot\delta\cdot n\right)} \qquad (4.15)$$

$$x = \sqrt{\left(0{,}352^{2} + 0{,}53^{2}\right)} = 0{,}36$$

По довіднику для величини u=0,36 знаходимо Ф(х)=0,62. Ступінь уловлювання пилу в циклоні η=62 %.

Кінцева запиленість повітря

$$Z_{К} = (1-\eta)\cdot Z_{1} = (1-0{,}62)\cdot 10 = 3{,}8\ \text{г/м}^{3} \qquad (4.16)$$

$$\eta = \frac{Z_н - Z_к}{Z_н} \cdot 100\% = \frac{10 - 3{,}8}{10} \cdot 100\% = 62\%$$

Таким чином обрана схема циклону дозволяє покращити якість повітря по відношенюю до наявності в ньому пилу на 38 %. Схема обраного циклону зображена на рисунку 4.1.

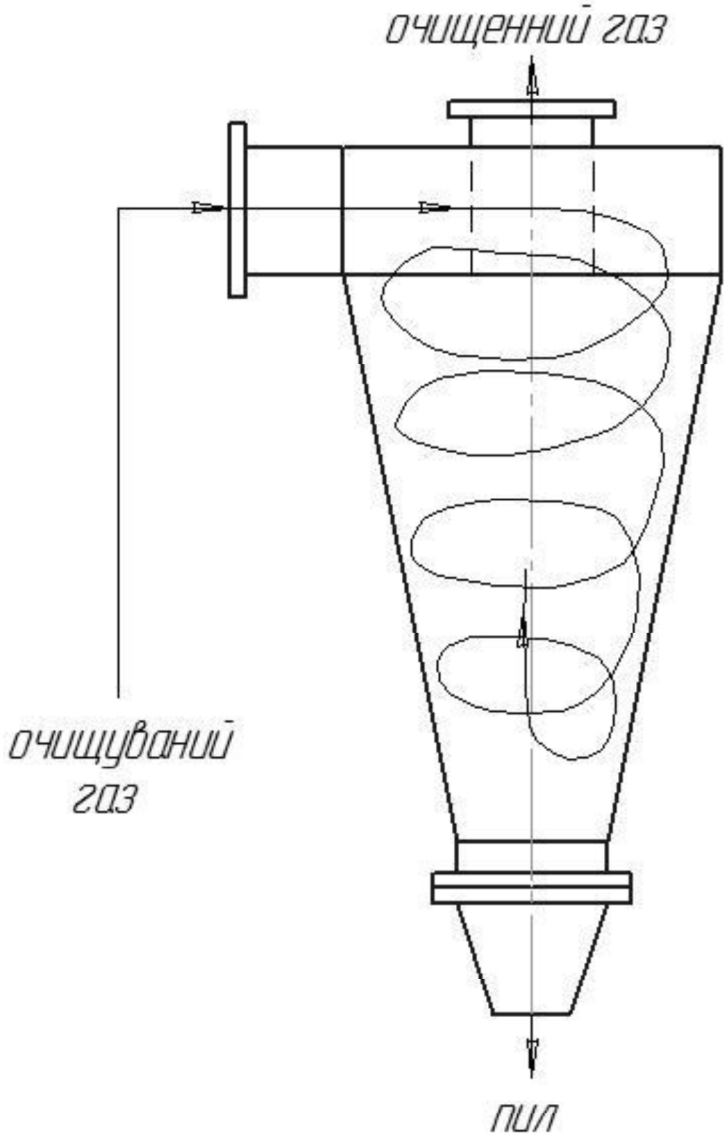


Рисунок 4.1 – Схема організації очищення повітря від пилу в конічному циклоні конструкції НДІОГАЗ

Висновки

1. Аналіз технологічного процесу і обладнання шихтового відділення плавильного цеху № 4 ПАТ «ЗФЗ» вказує на те, що одним з основних «вузьких» місць є незадовільна робота дозуючого вузла марганцевої руди, яка виявляється в значній погрішності дозування і великому зносі устаткування, що приводить до незапланованих простоїв.
2. Завдяки огляду й аналізу технічної літератури, встановлено, що для дозування марганцевої руди застосовуються найрізноманітніші конструкції живильників і дозаторів, котрі мають ті ж недоліки, що і дозатори шихтового відділення.
3. Розроблена конструкція дозуючого вузла, де як дозатор марганцевої руди використана пара – віброживильник і ваговий транспортер, що дозволить знизити погрішність дозування, а отже зменшити витрати на закупівлю сировини.
4. Виконані розрахунки на міцність базових, найбільш навантажених елементів конструкції свідчать про достатній рівень їх механічної стійкості, що підтверджує високу працездатність і надійність машини в експлуатаційних умовах.
5. Для забезпечення необхідних показників роботи дозуючого вузла слід враховувати вимоги монтажу і експлуатації використаного обладнання, які наведено в розділі 3, а для задовільної роботи обладнання цеху в цілому необхідно застосувати заходи, які наведено в розділі 4.
6. Для покращення екологічного стану в цеху можливе підвищення продуктивності вентиляційного обладнання на 38 %.
7. Результати роботи можуть бути використані не тільки на АТ «ЗФЗ», але й на інших підприємствах, що відносяться до виробництва феросплавів.

Список використаної літератури

1. Історія ЗФЗ. АТ Запорізький Завод Феросплавів. *ГОЛОВНА. АТ Запорізький Завод Феросплавів*. URL: http://zfz.com.ua/p_istoriya-zzf (дата звернення: 04.05.2025).
2. Крячко Г. Ю. Споруди та обладнання сталеплавильних цехів : метод. вказівки. Кам'янське : ДДТУ, 2016. 52 с.
3. Проектування і обладнання електросталеплавильних і феросплавних цехів / В. А. Гладких та ін. Дніпропетровськ : Системні технології, 2004. 692 с.
4. Будник А.Ф. Типове обладнання термічних цехів та дільниць: навч. посіб. Суми: Вид-во СумДУ, 2008. 212 с.
5. Грес Л. П., Єрьомін О. О., Каракаш Є. О., Радченко Ю. М. Екологічні аспекти металургійних технологій (1 ч.) : навч. посібник. Дніпро: Україн. держ. ун-т науки і технол., 2022. 106 с.
6. Mechanical grinding of components of silicone manganese charge to improve the reproducibility / Y. Myanovskaya et al. *Modern Problems of Metalurgy*. 2020. No. 23. P. 63–82. URL: https://doi.org/10.34185/1991-7848.2020.01.07
7. Проценко О. Л., Жуковський Т. Ф., Борисенко С. Л. Industrial research tests on utilizing production waste in ferrosilicon smelting. *Eastern-European Journal of Enterprise Technologies*. 2014. Vol. 6, no. 5(72). P. 25–28. URL: https://doi.org/10.15587/1729-4061.2014.29968
8. Казачков О. І., Мосейко Ю. В., Позднякова О. А. Теорія і технологія феросплавного виробництва : навч.-метод. посіб. Запоріжжя: ЗДІА, 2012. 153 с.
9. Мовчан В.П., Бережной М.М. Основи металургії: Монографія. Дніпропетровськ: Пороги, 2001. 335 с.
10. Gasik M. M. Optimization of the refractory lining for ferromanganese production furnace. *The Paton Welding Journal*. 2024. Vol. 2024, no. 7.

P. 35–38. URL: https://doi.org/10.37434/tpwj2024.07.06

11. Технології одержання металів та сплавів для ливарного виробництва: Навч. посібник / А.М. Верховлюк, А.В. Нарівський, В.Г. Могилатенко / За ред. академіка НАН України В.Л. Найдека. К.: Видавничий дім “Вініченко”, 2016. 224 с. ISBN 978-966-2622-23-2
12. Коруняк П.С. Керницький І.С. Вібраційні машини у виробничих процесах та технологіях: навч. Посібник. Львів: Сполом, 2019. 346 с.
13. Коваленко І. В., Малиновський В. В. Основні процеси, машини та апарати хімічних виробництв: підруч. К.: Інрес : Воля, 2005. 264 с. ISBN 966-8329-26-0
14. Коруняк П. С., Ніщенко І. І., Керницький І. С. Траспортувальні машини. Основи конструювання та розрахунку вібраційних транспортувальних машин: навч. посіб. Львів: Сполом, 2017. 244 с.
15. Повидайло В.О. Вібраційні процеси та обладнання. Львів: Вид. Національного університету “Львівська політехніка”, 2004. 248 с.
16. Кодра Ю. В., Стоцько З. А., Гаврильченко О. В. Завантажувальні пристрої технологічних машин. Розрахунок і конструювання: навч. посіб. Львів: Видавництво «Бескид Біт», 2008. 356 с.
17. Пісчанська В.В., Медведовська В.М. Механічні процеси і апарати хімічних виробництв: навч. посіб. Дніпропетровськ: НМетАУ, 2008. 52 с.
18. Писаренко О.Г. Опір матеріалів : З основами пружності й пластичності: У 2 ч., 5 кн. Київ : Вища шк., 1995. Т. 4 : Приклади і задачі. 463 с.
19. Півняк Г.Г., Бешта О.С., Фількін М.П. Автоматизований електропривод у прокатному виробництві. Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2008. 352с.
20. Кіницький Я. Т. Теорія механізмів і машин : підручник. Київ : Наук. думка, 2002. 660 с.
21. Бабенко Д. В., Доценко Н. А., Горбенко О. А.Теорія механізмів і

машин: практикум для навчання в умовах інформаційно-освітнього середовища : навч. посіб. Миколаїв : МНАУ, 2019. 168 с.

22. Стрелец В. В. Деталі машин і основи конструювання. Суми : Сум. держ. ун-т, 2022. 150 с.
23. Мархель І. І. Деталі машин : навч. посіб. К. : Алерта, 2005. 368 с.
24. Роликові сферичні підшипники – купити з доставкою по Україні. *Українська підшипникова компанія Постачальник підшипників*. URL: https://upk.com.ua/catalog/bearings/rolikovi-sferichni-pidshipniki/ (дата звернення: 11.05.2025).
25. Монтаж металургійного обладнання : навч. посіб. / А. Я. Жук та ін. Київ : Кондор, 2017. 374 с.
26. Ремонт металургійного обладнання : навч. посіб. / А. Я. Жук та ін. Київ : Кондор, 2017. 236 с.
27. Технічне обслуговування металургійного обладнання : навч. посіб. / А. Я. Жук та ін. Київ : Кондор, 2017. 288 с.
28. Коваленко І. В. Монтаж, експлуатація та ремонт обладнання хімічних виробництв: навч. посібник. К.: ,2011. 580 с ISBN 979-958-596-485-3
29. Малишев Г.П., Хімін В. М.Триботехніка та змащування обладнання. Використання трибоніки та триботехніки при створенні металургійного обладнання: метод. вказівки. Запоріжжя: ЗДІА, 2006. 49 с.
30. Кабель силової, АВВГ 3х4 + 1х2,5 купити в Україні, Одесі. АВВГ 3х4 + 1х2,5 кабель силової ціна АВВГ 3*4+1*2,5 алюмінієвий кабель-провід купити Замовити Кабель силовий, АВВГ 3х4 + 1х2,5 за 7 грн. Описи, характеристики, Інтернет магазин "cableshop". *odessacableshop.com*. URL: https://odessacableshop.com/p/135771095-kabel-silovoy-avvg-3h4-1h2-5/ (дата звернення: 11.05.2025).
31. Охорона праці на гірничо-металургійному підприємстві: навч. посібник. Ч.І: Металургійний комплекс. / В.О.Шеремет та ін.

Дніпропетровськ: Січ, 2002. 375 с.

32. ДСТУ EN 12097:2022. Вентиляція будівель. Повітроводи. Вимоги до складових повітроводів для полегшення обслуговування систем повітроводів. На заміну EN 12097:2006, IDT ; чинний від 2024-09-01. Вид. офіц. 2024.
33. НПАОП 0.00–4.01–08 Положення про порядок забезпечення працівників спеціальним одягом, спеціальним взуттям та іншими засобами індивідуального захисту [Електронний ресурс] // Державний комітет України з промислової безпеки, охорони праці та гірничого нагляду. – 2008. – Режим доступу до ресурсу: http://online.budstandart.com/ru/catalog/doc–page?id_doc=28566.
34. ДСП 3.3.6.042–99 Санітарні норми мікроклімату виробничих приміщень
35. ДБН В.2.5–28–2006. Інженерне обладнання будинків і споруд. Природне і штучне освітлення [Електронний ресурс] // Мінбуд України. 2006. http://www.gorsvet.kiev.ua/wp–content/uploads/2016/08/ДБН–В.2.5–28–2006.pdf.
36. ДСТУ 2272:2006. Пожежна безпека. Терміни та визначення основних понять. На заміну ДСТУ 2272-93 ; чинний від 2007-07-01. Вид. офіц.
37. ДБН В.1.1–7:2016.Пожежна безпека об'єктів будівництва Загальні вимоги [Електронний ресурс] // Міністерство регіонального розвитку, будівництва та житлово–комунального господарства України. – 2016. – http://kbu.org.ua/assets/app/documents/dbn2/32.1.%20ДБН%20В.1.1–7~2016.%20Пожежна%20безпека%20об’єктів%20будівни.pdf.
38. НПАОП 27.0-1.01-08 Правила охорони праці в металургійній промисловості.
39. Румянцев В. Р. Методичні вказівки до виконання розділу «Охорона праці та техногенна безпека» у дипломних роботах (проектах) для студентів ЗДІА спеціальностей МЧМ, МБ та інші / В. Р. Румянцев, І. О. Ткаліч. – Запоріжжя: ЗДІА, 2012. – 16 с.

ДОДАТКИ