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 Удосконалення обладнання для завантаження шихти на спічний візок агломераційної машини

Виконав: студент групи 6.1332-с3

Мірошниченко О. Р.
(ПІБ) (підпис)

спеціальності

133 Галузеве машинобудування
(шифр і назва)

спеціалізація

(шифр і назва)

Освітньо-професійна програма
Галузеве машинобудування
(шифр і назва)

Керівник Шейко С.П.
(прізвище та ініціали) (підпис)

Н.контроль Гречаний О.М.
(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

Мірошниченка Олександра Руслановича
(прізвище, ім’я, по батькові)

1. Тема кваліфікаційної роботи: Удосконалення обладнання для завантаження шихти на спічний візокагломераційної машини
керівник кваліфікаційної роботи проф. кафедри, канд. техн. наук. Шейко С.П. затверджені наказом вищого навчального закладу від “27“ грудня 2024 року № 2031-с.
2. Строк подання студентом кваліфікаційної роботи 14 червня 2025 року.
3. Вихідні дані кваліфікаційної роботи техніко-економічні показники роботи агломераційного цеху
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. Агломашина К-2-50 – 1А1; 2. Завантажувальний вузол агломашини – 1А1; 3. Віброживильник шихти – 1А1; 4. Живильник барабанно-лопатевий – 1А1; 5. Схема змащування агломераційної машини – 1А1. 6. Пульт спостереження та дистанційного управління – 1А1.

6. Консультанти розділів кваліфікаційної роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		Завдання видав	Завдання прийняв
1	Шейко С.П., канд.техн.наук, проф.кафедри		
2	Шейко С.П., канд.техн.наук, проф.кафедри		
3	Шейко С.П., канд.техн.наук, проф.кафедри		
4	Шейко С.П., канд.техн.наук, проф.кафедри		

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

Мірошниченко О. Р. Удосконалення обладнання для завантаження шихти на спічний візокагломераційної машини

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

Виконано аналіз виробничого процесу спікання агломерату. Проаналізовані переваги та недоліки процесу укладення шихти на спічні візки різними типами живильників. Розглянуто можливість модернізації завантажувального вузла агломераційної машини. Виконано розрахунки, які обґрунтовують запропоновану модернізацію. Приділено увагу питанням техніки безпеки на виробництві та екології в аагломераційному цеху.

Ключові слова: агломераційна машина, електровібраційний живильник, барабанний живильник, агломерат, шихта

ABSTRACT

Miroshnychenko O. R. Improvement of Equipment for Loading Charges onto the Sintering Cart o f the Sintering Machine

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

The analysis of the production process of sintering agglomerate was performed. The advantages and disadvantages of the process of laying the charge on sintering carts with different types of feeders were analyzed. The possibility of modernizing the loading unit of the sintering machine was considered. Calculations were performed that substantiate the proposed modernization. Attention was paid to the issues of industrial safety and ecology in the agglomeration shop.

Keywords: sintering machine, electrovibratory feeder, drum feeder, sinter, charge

ЗМІСТ

ВСТУП 7
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА 8
1.1 Коротка характеристика технологічного процесу виробництва агломерату 8
1.2 Принцип дії агломераційної машини та конструктивні особливості завантажувального вузла 10
1.3 Недоліки технологічного процесу та пропозиції щодо їхнього усунення 18
2 СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА 20
2.1 Розрахунок потужності привода агломераційної машини 20
2.1.1 Дані для розрахунку 20
2.1.2 Розрахунок потужності привода 21
2.1.3 Розрахунок відкритих зубчастих передач 26
2.2 Розрахунок приводу живильника 33
2.2.1 Розрахунок та вибір двигуна лопатево-барабанного живильника шихти 33
2.2.2 Розрахунок та вибір з'єднувальних муфт 38
2.2.3 Розрахунок та вибір опор 39
3 ЕКСПЛУАТАЦІЙНА ЧАСТИНА 51
3.1 Обслуговування та ремонт агломераційної машини 51
3.2 Вибір та розрахунок системи мастила 55
3.3 Розрахунок стропування редуктора привода живильника 57
4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА 62
4.1. Аналіз та ідентифікація небезпечних і шкідливих чинників агломераційного виробництва 62
4.2 Заходи захисту від впливу шкідливих і небезпечних чинників агломераційного виробництва 64
4.3 Технічні рішення по гігієні праці 65

4.3.1 Створення мікроклімату на робочих місцях 65
4.3.2 Освітлення виробничого процесу 66
4.3.3 Шляхи мінімізації впливу виробничого шуму та вібрації 67
4.4 Електро- та пожежна безпека 69
4.5 Організація теплозахисту пульта управління агломераційним процесом 71
Висновки 77
Список використаної літератури 78
ДОДАТКИ 83

ВСТУП

Агломераційне виробництво є важливою ланкою у технологічному ланцюгу випуску чавуну, забезпечуючи підготовку залізорудної сировини до доменного процесу. Якість агломерату значною мірою залежить від рівномірності та щільності укладання шихти на спікальний візок агломераційної машини, що, у свою чергу, визначається конструкцією та надійністю роботи завантажувального обладнання.

У межах модернізації виробництва на агломераційній фабриці пріоритетними завданнями є: забезпечення стабільної та безперебійної подачі вихідних шихтових матеріалів, оптимізація процесів оґрудкування та рівномірного завантаження шихти на стрічку агломераційної машини, удосконалення технології спікання агломерату тощо.

Огляд сучасного стану технічного оснащення агломераційних цехів свідчить про наявність низки проблем, пов’язаних із нерівномірністю подачі шихти, зниженням продуктивності обладнання, а також частими збоями в роботі електровіброживильників, особливо при підвищеній вологості матеріалу. Такі недоліки негативно впливають на якість агломерату та загальну ефективність виробництва.

У зв’язку з цим, актуальним є завдання вдосконалення системи завантаження шихти на спічний візок агломераційної машини з метою підвищення рівномірності укладання матеріалу, зменшення простоїв обладнання та забезпечення стабільної роботи технологічного процесу.

Пояснювальна записка до кваліфікаційної роботи містить 88 сторінок, на яких 14 рисунків, 2 таблиці, 6 додатків. Бібліографічний список має 47 найменувань літературних джерел.

Об'єкт проєктування – обладнання агломераційного цеху ПАТ «Запоріжсталь».

Мета роботи – усунення конструктивних недоліків існуючої моделі завантажування шихти на спічні візки агломераційної машини.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1 Коротка характеристика технологічного процесу виробництва агломерату

Технологічні операції з виготовлення агломерату (офлюсованого) можна розділити на декілька етапів [1]:

– ретельне змішування компонентів;

– зволоження та формування дрібних грудочок (оґрудковування);

– завантаження шихти на рухомі палети агломераційної машини;

– підпалювання верхнього шару шихти;

– відсів зворотного матеріалу, його транспортування назад у шихтовий відділ;

– накопичення готового агломерату в бункерах (хоперах) та контроль його якості.

Усі сировинні компоненти, що входять до складу агломераційної суміші, перед подачею на агломерацію проходять попередню обробку: їх змішують до досягнення однорідності, зволожують і формують у грудкувату масу.

Ці підготовчі операції мають критичне значення для стабільного перебігу процесу спікання. Завдяки рівномірному змішуванню та контролю зволоження досягається необхідна структура шихти – з покращеною газопроникністю, що забезпечує ефективне горіння та якісне утворення агломерату.

Змішування та оґрудковування здійснюється у спеціальних обертових барабанах, розміщених безпосередньо над агломераційними установками, що дозволяє подавати шихту на палети безпосередньо після підготовки.

Після виходу зі змішувального барабану агломераційна шихта подається в проміжний бункер, у якім підтримується постійний рівень її між 2 і 3 відмітками. Із проміжного бункера шихта рівномірно видається на всю ширину живильника, з якого по завантажувальному лоткові рівномірно скачується на палети. Поверхня шихти, завантаженої на палети, постійно згладжується за допомогою

спеціальної гладилки, розташованої за завантажувальним пристроєм. Висота шару шихти на аглострічці з умов одержання якісного агломерату підтримується в межах 240-260 мм [2].

Рівномірний розподіл шихти по усій ширині аглострічці є однією з необхідних умов для нормального протікання процесу спікання.

Процес агломерації розпочинається з підпалювання верхнього шару шихти під час її проходження під запальним горном. Щоб забезпечити ефективне й рівномірне займання, необхідно підтримувати стабільну температуру в горні в межах 1230÷1270 °С. Такий температурний режим є критично важливим для створення сприятливих умов займання по всій площі шихти.

Мета агломераційного процесу полягає в тому, щоб перетворити дрібнодисперсні пилоподібні сировини на грудкуватий, пористий продукт з високими показниками газопроникності, механічної міцності та відновлюваності. Це, своєю чергою, забезпечує стабільну й інтенсивну роботу доменних печей.

Спікання здійснюється на колосникових ґратах палет агломераційної машини шляхом всмоктування повітря через шар шихти. Завдяки виділенню великої кількості тепла при згорянні палива, яке входить до складу шихти, створюється необхідна температура для плавлення та агломерації частинок.

Агломерат, що сходить із палет попадає, на стаціонарний колосниковий гуркіт для відсівання дрібних фракцій у бункер повернення, після чого по похилій ринві агломерат надходить у спеціальні вагони (хопери).

З бункера через дозувальний стіл повернення надходить у барабан охолодження повернення, у якім охолоджується водою до температури 80-90 ºС.

З барабана охолодження повернення надходить по транспортерах у бункери шихтового відділення, з яких дозується в шихту.

Дозування повернення повинна становити 10-12,5 кг на 0,5 м стрічки транспортера або 200-500 тонн у годину. 1При збільшенні дозування повернення на кожні 0,5 кг на 0,5 м стрічки транспортера необхідно зменшити дозування палива на 0,02 кг.

Не допускається наповнення бункера поверненням до колосників стаціонарного гуркоту, тому що це перешкоджає нормальному відсіванню дріб'язку з агломерату й приводить до жолоблення металоконструкцій. Повернення повинен вдкачуватися з бункера в міру його нагромадження [3].

1.2 Принцип дії агломераційної машини та конструктивні особливості завантажувального вузла

Агломашина безперервної дії є стрічкою з окремих візків з колосниками, що переміщуються по замкнутим напрямним, вмонтованими в каркас машини. Площа спікання становить 50 і 75 м^2.

Агломашина призначена для спікання дріб’язку залізних руд з одночасним частковим очищенням їх від шкідливих домішок (сірки, фосфору, цинку та ін.) [4].

Руди з високим вмістом сірки (1-3%) перед спіканням піддаються дробленню до 6-0 або 8-0 мм. Подрібнення руди сприяє випалюванню сірки під час агломерації. При правильному веденні технологічного процесу в агломерат залишається дуже незначна кількість сірки (соті частки відсотка) [5].

У кольоровій металургії застосовують вакуумні та дутьові агломашини.

Прямолінійні конвеєрні агломераційні машини є найпродуктивнішим обладнанням для оґрудкування. Це пояснюється такими перевагами:

- повна механізація технологічного процесу, починаючи з завантаження шихти і закінчуючи розвантаженням готового продукту;
- пристосованість конструкції до роботи в автоматичному режимі;
- безперервність роботи;
- порівняно проста конструкція.

Устрій прямолінійної конвеєрної агломераційної машини представлено на рисунку 1.1. Вона складається з власне прямолінійної агломашини – аглострічки зі спічними візками (основи агрегату), завантажувального пристрою для

займання присутнього в шихті палива або сірки, газовідведення з ущільненнями, відсікаючого пристрою для зняття агломерату, що пригорів до колосників, пристроїв для очищення колосників від пригорілих частинок агломерату [6].

Основою агломераційної машини є укріплений на каркасі замкнутий рейковий шлях, верхня (робоча) гілка якого горизонтальна, нижня (холоста) – похила.

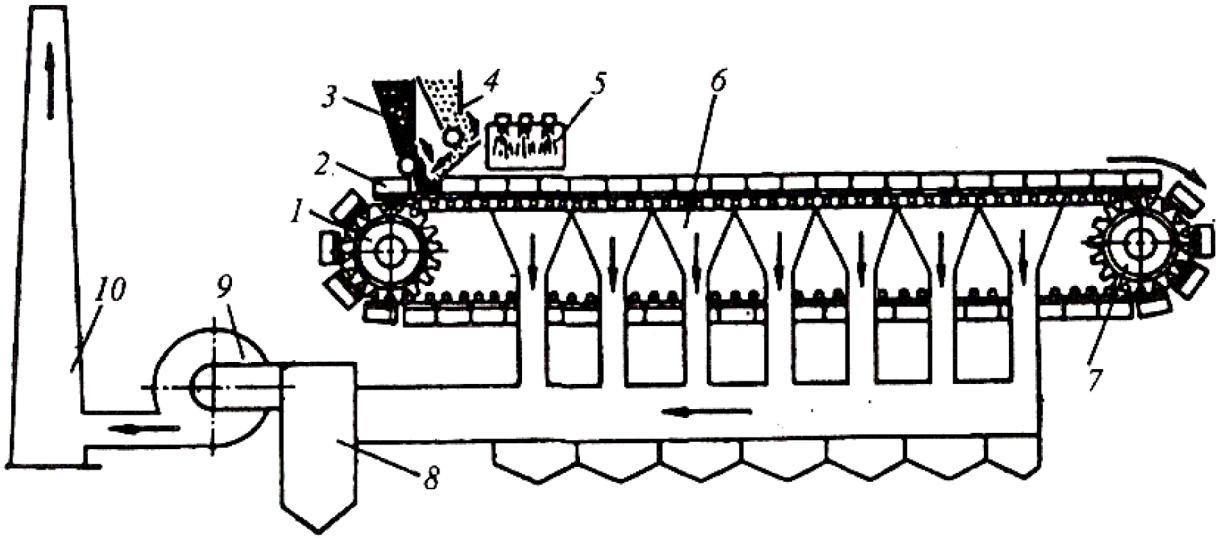


Рисунок 1.1 – Безперервна прямолінійна агломашина з площею спікання 75 м^2: 1 – приводна зірочка; 2 – спічні візки; 3, 4 – живильник; 5 – запальний горн; 6 – вакуум-камери; 7 – холоста зірочка; 8 – пиловловлювач; 9 – ексгаустер; 10 – відвідна труба [7]

Переміщення спічних візків верхнім шляхом здійснюється від приводу, розташованого в головній частині машини. На початку верхньої колії шихта завантажується на візки живильником, змонтованим у головній частині агломашини, і потім надходить під запальний горн. Тут верхній шар шихти, що складається з рівномірно розподілених дрібних шматків пального (коксика), запалюється [8].

Одночасно із запалюванням шихти починається просмоктування повітря, оскільки під запальним горном знаходяться вакуум-камери. Робочою площею

машини вважається та її частина, що знаходиться над вакуум-камерами. Гази просмоктуються через шихту зверху вниз у вакуум-камери, з'єднані патрубками із загальним колектором газопроводу, циклонами та ексгаустером [8].

Завдяки інтенсивному просмоктування повітря через шар, що спікається, підтримується горіння, що почалося під горном.

Зона горіння поступово опускається вниз і до кінця робочого ходу досягає колосникових ґрат. Завдяки високій температурі, що розвивається під час горіння, окремі шматочки руди, що містять мінеральні частинки, оплавляються і спікаються в пористий пиріг агломерату.

При переході спічних візків через розвантажувальну (хвостову) частину на нижній шлях агломерат під дією власної ваги падає в жолоб, а візки повертаються по похилій колії назад до приводу, де захоплюються приводними зірочками і піднімаються знову на верхній горизонтальний шлях [9]/

Для завантаження сипких матеріалів застосовують живильники різних типів. Живильник - це підбункерна машина, що транспортує, призначена для видачі сипучих матеріалів безперервно або порціями в заданій кількості [10, 11]. Живильники здійснюють примусове рівномірне розвантаження бункера, забезпечуючи більш точне регулювання або внаслідок зміни поперечного перерізу відтоку матеріалу, або за рахунок зміни параметрів руху робочого органу (швидкості, частоти, амплітуди) [6].

Живильник одночасно служить затвором, так як при зупинці живильника припиняється подача сипучого матеріалу [12].

Класифікація живильників ґрунтується на багатьох ознаках. Так, за постійною установкою їх ділять на стаціонарні та пересувні (один живильник обслуговує групу бункерів або один бункер). За способом переміщення матеріалу розрізняють живильники:

1) з тяговим робочим органом – стрічкові, пластинчасті, скребкові та ланцюгові;
2) з робочим органом, що обертається – дискові, барабанні, гвинтові і лопатеві;

3) з коливальним рухом – вібраційні, хитні і човникові;

4) за розташуванням робочого органу – горизонтальні та похилі;

5) за видом приводу – електромеханічні та електромагнітні, пневматичні та гідравлічні.

Знаходять також застосування комбіновані живильники, наприклад, самохідний віброживильник-гуркіт.

Тип живильника вибирають в залежності від властивостей матеріалу, що видається, та умов технологічного процесу, заданої продуктивності та з урахуванням необхідної точності дозування та діапазону регулювання продуктивності, а також конструкції бункера .

У металургії застосовують різні конструкції живильників (рис. 1.2)

Стрічкові живильники (СЖ) виготовляють за ТУ 24.8.786-74 з шириною стрічки 400÷1200 мм для видачі сухих і маловологих нелипких матеріалів з крупністю шматків до 100 мм і щільністю (в насипному стані) до 2,6 т/м^3 . Вони можуть бути горизонтальні та похилі (до 10º), стаціонарні та пересувні. На відміну від конвеєрів робоча гілка у них пласка з бортами. Швидкість стрічки не більше 0,02-1,3 м/с, продуктивність до 450 т/год.

Пластинчасті живильники виготовляють для особливо важких умов роботи (великошматковий, абразивний, гарячий матеріал) трьох типів:

1) для особливо великошматкового матеріалу, насипною щільністю до 2,5 т/м ^{3} крупністю до 1400 мм;

2) для великошматкового матеріалу крупністю 600 мм, при найбільшій масі шматка 600 кг;

3) для середньо- та дрібнокускового матеріалу.

Живильники типів 1,2,3 мають ширину полотна відповідно рівну 1500-2400, 1200-2400, 800-1200. Максимальна довжина (по осях зірочок) 18 м, продуктивність 2000 т/год. Пластинчасті живильники типу 1 можуть бути встановлені в якості рухомого днища бункера. Вони витримують статичне навантаження від усього стовпа матеріалу, що знаходиться над полотном живильника. Такий живильник розрахований на динамічне навантаження від

падіння шматка руди масою 500 кг з висоти 10 м на матеріал, що лежить на полотні шаром не менше 1 м. Швидкість живильника 0,02-0,4 м/с. Кут нахилу до горизонту до 25 °.

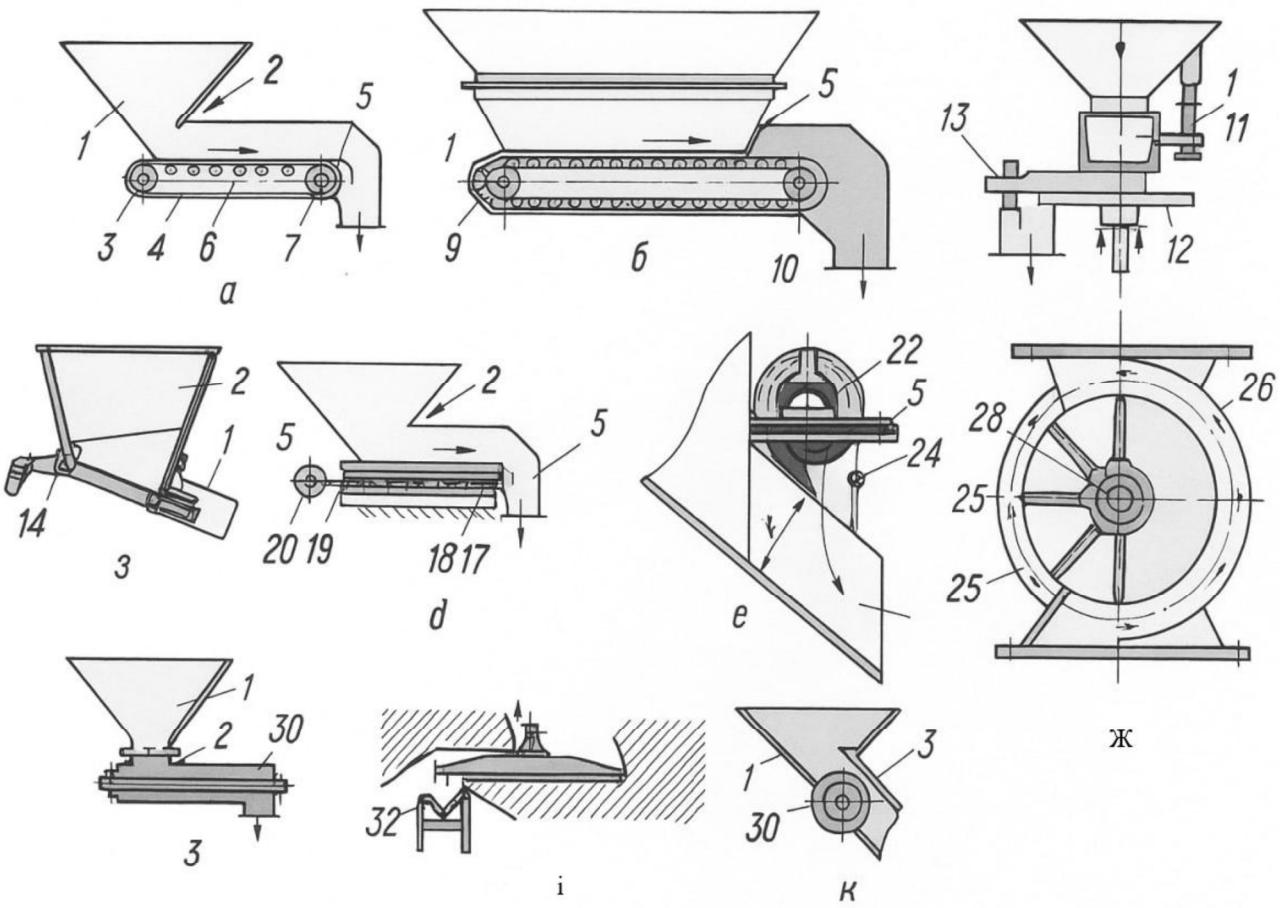
Дискові живильники призначені для видачі з бункерів великої місткості середньошматкових, дрібношматкових і зернистих матеріалів крупністю до 150 ммі щільністю до 2,5 т/м^3 . Робочим органом живильника є горизонтальний диск, що обертається щодо вертикальної осі, що збігається з центром випускного отвору. Діаметр диска є основним розміром живильника. Живильники виготовляють двох типів: важкий (ДП) – для шматкових матеріалів щільністю понад 1,8 т/м ^{3} . Максимальна продуктивність 900 т/год. Частота обертання диска 4-22 об/хв

Конструктивно живильники розрізняються за формою телескопічної воронки: циліндричний (рис. 1.2, в) і равликоподібний з одним або двома розвантажувальними вікнами. Діаметр вирви може досягати приблизно половини діаметра диска. Щодо неї вертикально переміщається регулювальним гвинтовим пристроєм циліндричний патрубок, що визначає висоту конуса матеріалу на диску. Другим різновидом може бути лійка діаметром близько 0,8 діаметра диска, опущена до диска із зазором, що забезпечує рух диска.

Розвантаження здійснюється ножем, що скидає, що входить у напівсегментний виріз воронки.

Продуктивність регулюється частотою обертання диска, рідше – зміною положення ножа, що скидає в плані (поворотом його).

Електровібраційні живильники призначені для рівномірної видачі особливо велико-, середньо-, крупно-, і дрібношматкових, зернистих і сипких порошкоподібних матеріалів крупністю до 700 мм і вологістю до 4 % з вмістом пилу менше 20 %. Вони можуть видавати гарячі, токсичні газовиділяючі матеріали. Відповідно розрізняють живильники електровібраційні у закритому виконанні ЖЕВ-1, у відкритому виконанні ЖЕВ-2, у вибухозахисному виконанні ЖЕВ-3.



а – стрічковий; б – пластинчастий; в – дисковий; г – вібраційний; д – хитний; е – ланцюговий; ж – барабанно-лопатевий; з – гвинтовий; і – лопатевий; к – барабанний [14]

Рисунок 1.2 – Схеми живильників для сипучих матеріалів: 1 – бункер; 2 – шиберна засувка; 3 – натяжний барабан; 4 – стрічка; 5 – кожух; 6 – опорний ролик; 7 – приводний барабан; 8 – пластинчасте полотно; 9 – натяжна зірочка; 10 – приводна зірочка; 11 – гвинтовий регулювальний пристрій; 12 – диск; 13 – ніж; 14 – короб; 15 – електровібропривод; 16 – пружна підвіска; 17 – ковзанка; 18 – лоток; 19 – шатун; 20 – ексцентрик; 21 – ланцюговий барабан; 22 – приводний вал ; 23 – рама; 24 – ланцюг; 25 – жолоб; 26 – корпус; 27 – сеційно–лопатевий барабан; 28 – вал; 29 – повностінний гвинт; 30 – відкрите лопатеве колесо; 31 – полиця щілинного випускного отвору бункера; 32 – відвідний конвеєр; 33 – барабан [14]

Такі живильники, так само як інші вібраційні машини, встановлюють на опорні конструкції, що несуть, спираючи або підвішуючи їх на гумометалевих

або пружинних віброізоляторах. Таким чином розрізняють живильники в опорному чи підвісному виконанні.

Робочий орган живильників (лоток, короб) встановлюють горизонтально, або похило вниз, під кутом до горизонту (по ходу матеріалу) до 30º.

Продуктивність найбільш потужної моделі при горизонтальній установці досягає 1250 т/год, ширина лотка 2500 мм, амплітуда віброперeміщення 1,1 мм, Частота коливань 50 Гц, потужність 8 кВт, маса 6,8 т.

При встановленому барабанному живильнику видача шихти на агломашину здійснюється за допомогою барабана діаметром 1200 мм завдовжки 2460 мм. Барабан приводиться в рух від редуктора РЦД 400 через додаткову передачу шестерень циліндричних z_1 =15 і z_2 =75. Барабан обертається зі швидкістю 2 об/хв. По краях барабана є реборди, в проміжок між якими зверху заходить нижня частина бункера 5 (рис. 1.3), в нижній частині барабана знаходиться лоток 2.

У бункера з боку горна є шибер 6, який служить для регулювання видачі шихти на машину. Шибер пересувається у вертикальному напрямку по напрямних за допомогою спеціального механізму, що складається зі штурвала, черв'ячного редуктора з передавальним числом i = 34, двох шестерень з числом зубів z = 17 і двох рейок, прикріплених до шиберу. З протилежного боку бункера укріплений скребок 8, що зчищає налиплу на барабан шихту. Для нормальної роботи барабанного живильника має значення правильне встановлення бункера над барабаном. Необхідно, щоб передня стінка бункера з шибером збігалася з віссю барабана, тоді шихта, надходячи на завантажувальний лоток, розпушуватиметься. Шихта з барабана попадає на лоток, встановлений під барабаном. Висота шару шихти на машині регулюється положенням лотка, який може підніматися або опускатися за допомогою вертлюга. Дуже важливу роль для запалювання шихти має гладилка, яка розрівнює шар шихти. Гладилкою служить труба, приварена до нижньої частини лотка, а також спеціально виготовлена з листового заліза з відповідним вигином пластинка, яка

підвішується ззаду до лотка на двох гачках. Гладарки виготовляють як секційні, так і суцільні на всю ширину візка [15].

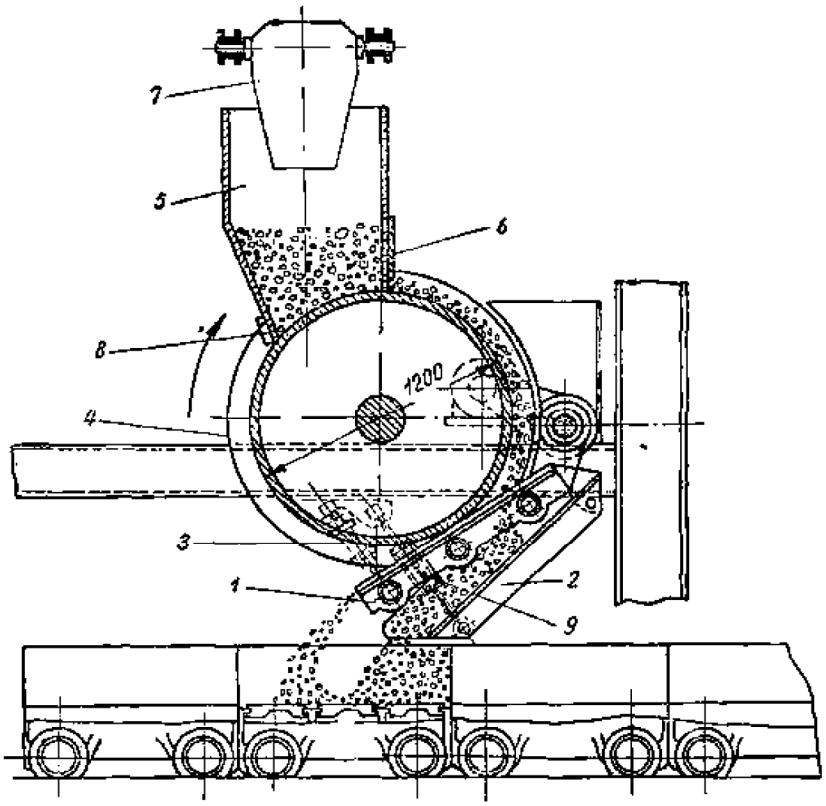


Рисунок 1.3 – Завантаження спічних візків агломашини шихтою за допомогою барабанного живильника: 1 – вібратор для виділення ліжка; 2 – лоток; 3 – підвіска; 4 – барабан; 5 – бункер; 6 – шибер; 7 – маятниковий рукав; 8 – шкребок; 9 – вертлюг

Шибер на бункері відкривають, виходячи зі швидкості руху візків, висоти шару та властивостей шихти. При зміні режиму роботи агломашини величина відкриття шибера змінюється.

Швидкість обертання барабана і число хитання маятникового рукава 7 не регулюють, а залишають постійними при різних режимах роботи агломашини. Кількість шихти, що видається барабаном, змінюють шляхом регулювання ступеня відкривання шибера на бункері.

На агломашинах з площею спікання 75 м^{2}подача шихти в бункер барабанного живильника здійснюється човниковим розподільником, який є коротким конвеєром, змонтованим на рухомій рамі. Конвеєр має приводний механізм, що забезпечує його зворотно-поступальний рух. Ширина стрічки 600 мм, довжина 3500мм, продуктивність 200 т/год [16].

Укладання шихти на агломераційну машину є останнім та остаточним етапом її транспортування та завантаження, на якому важливо забезпечити сталість висоти шару шихти, рівномірність розподілу шихти по ширині спікальних візків та мінімально можливе її ущільнення.

1.3 Недоліки технологічного процесу та пропозиції щодо їхнього усунення

На даному етапі розвитку агломераційного виробництва існують такі недоліки, як:

- труднощі при розвантаженні трансферкар через високу вологість руди;
- заростання барабанних змішувачів-оґрудковувачів шихтою;
- відсутність ділянки охолодження агломерату на агломашині;
- рух візків з перекосом у хвостовій частині агломашини, внаслідок чого між ними утворюється зазор.

Відсутність ділянки охолодження на агломераційній машині негативно впливає на якість агломерату. Для усунення такого недоліку необхідно подовжити агломераційну машину на 5 м.

При спостереженні за роботою агломашини було виявлено такі недоліки: спічні візки, виходячи з хвостових радіусів, рухаються до приводу уступом вліво з перекосом на правій щоці, унаслідок чого утворюється зазор між спічними візками;

спічні візки, виходячи з хвостових радіусів, рухаються до приводу уступом вправо з перекосом на лівій щоці, між спічним візком утворюється зазор.

Для усунення таких несправностей пропонується модернізувати хвостову частину (розвантажувальний пристрій) шляхом встановлення канатно-вантажного пристрою для автоматичного регулювання повітряного зазору, що утворюється.

В останні роки спостерігається зниження відсоткового вмісту заліза у рудній частині аглошихти. В результаті для її оґрудкування доводиться підвищувати тривалість технологічної операції, що негативно позначається на процесі завантаження шихти на палети. Встановлені в завантажувальних вузлах електровіброживильники забиваються вологою шихтою, що призводить до нерівномірного завантаження. Нерівномірне завантаження шихти призводить, своєю чергою, до появи браку, у зв'язку з чим доцільний перехід на барабанний живильник, основним недоліком якого є створення великої кількості просипу шихтових матеріалів, що пов’язано з безперервністю подачі. Всі ці недоліки нівелює встановлення барабанно-лопатевого живильника.

Для того, щоб у завантажувальній частині агломераційної машини електровібраційний живильник замінити на лопатево-барабанний, необхідно виконати наступні розрахунки:

1. двигуна приводу агломераційної машини;
2. розрахувати передавальний механізм;
3. здійснити розрахунок та підібрати двигун до живильника;
4. виконати попередній розрахунок приводної частини живильника;
5. підібрати опори барабана.

Вирішення цих задач є метою спеціальної частини проєкту.

2 СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА

2.1 Розрахунок потужності привода агломераційної машини

2.1.1 Дані для розрахунку

Загальне число спічних візків: z = 70 шт.,

Швидкість пересування візків: V = 1,4...4,2 м/хв,

Довжина горизонтальної ділянки (по зірочкам): L = 30 400 мм,

Початкова окружність приводної зірочки: R = 1,9275 м,

Радіус траєкторії руху осі ската

візка на хвостовій (розвантажувальній) ділянці: r = 1,271 м,

Маса спічного візка: G = 2738 кг,

Діаметр цапф роликів візка: d = 0,065 м,

Діаметр роликів візка: D = 0,20 м,

Переміщення незавантаженого візка по

горизонтальній ділянці: L_1 = 2,0 м,

Переміщення завантаженого візка по горизонтальній

ділянці над вакуум-камерами спікання: L_2 = 25 м,

Переміщення завантаженого візка по горизонтальній

ділянці після вакуум-камер: L_4 = 3,4 м,

Питомий тиск ущільнюючих пластин: $P_у$= 0,17· 10-1 МПа,

Загальна ширина ущільнюючих пластин (на обидві сторони): b = 18· 10-2 м,

Нормальне зусилля одного торцевого ущільнення: $P_{ту}$= 2,8 кН,

Довжина візка: B = 1 м,

Розташування шару шихти по ширині візка: C = 2,5 м,

Висота шару шихти на візку: h = 0,400 м,

Наведений коефіцієнт тертя у вальницях

спічних візків: μ_1, = 0,027;

Коефіцієнт тертя в ущільненнях вакуум-камер: μ = 0,18;

Коефіцієнт тертя катання роликів по рейках: k = 0,06· 10^{-2} м,

Коефіцієнт тертя реборд об рейки β = 2,1;

ККД передач привода: η - 0,78;

Загальне передаточне число привода: і = 2926;

Розрядження у вакуум-камері спікання: Рс= 1, 2-10^{2} МПа,

Об'ємна маса шихти: γ = 2,0·10^{3}.

2.1.2 Розрахунок потужності привода

Оскільки привод конвеєра агломераційної машини працює в безперервному режимі з практично постійним навантаженням, необхідну потужність електродвигуна визначають шляхом ділення загальної роботи, що витрачається на переміщення всіх візків по замкненому контуру агломашини, на час цього переміщення з урахуванням ККД усіх елементів приводної системи (рис. 2.1).

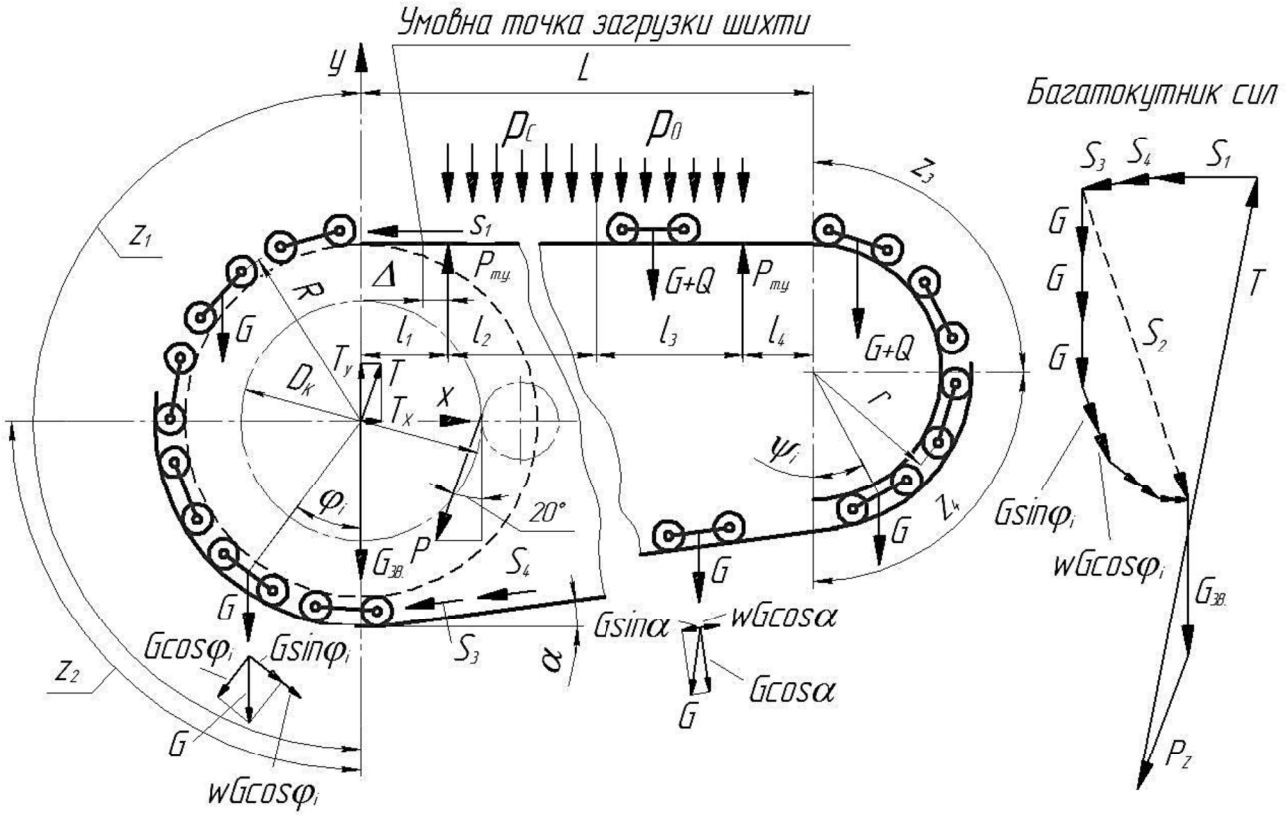


Рисунок 2.1 – До розрахунку привода агломераційної машини [17]

Тоді необхідна потужність приводна конвеєра агломераційної машини визначається як [5]:

$$N = \frac{A \cdot z}{t \cdot \eta} \qquad (2.1)$$

де *A* – робота, яку виконує привод для переміщення одного візка по замкненому контуру агломераційної машини, включає витрати енергії на підйом візка за допомогою приводної зірочки, подолання сил тертя на горизонтальній (робочій), похилій (холостій), завантажувальній та розвантажувальній ділянках, а також враховує повернення частини енергії приводу в процесі опускання візків на розвантажувальній і похилій гілках траси.

z – кількість спічних візків;

t – час переміщення візка по контуру ($t = \frac{S}{V}$);

V – швидкість (максимальна) переміщення візків;

η – ККД привода, який враховує втрати на тертя в цапфах приводу зірочки.

Тут довжина контуру агломашини *s* по осі ската спічних візків дорівнює:

$$S = \pi \cdot (R + r) + L \cdot \left(1 + \frac{1}{\cos \alpha}\right) \qquad (2.2)$$

де R і r – відповідно траєкторія руху осі ската візка по радіусам ділянок підйому й розвантаження візків;

L – горизонтальна ділянка контуру, м;

α – кут, що характеризує нахил холостої гілки агломашини, рівний:

$$\alpha = \text{arctg}\frac{2\cdot(R-r)}{L} = \text{arctg}\frac{2\cdot(1{,}9275-1{,}271)}{30{,}4} = \text{arctg}9{,}704\cdot10^{-3} = 2{,}29\,. \quad (2.3)$$

Тоді:

$$S = 3{,}14\cdot(1{,}9275+1{,}271)+30{,}4\cdot\left(1+\frac{1}{\cos 2{,}29}\right) = 70{,}868\,;$$

$$t = \frac{S}{V} = \frac{70{,}868}{4} = 17{,}717 \text{ хв}\,;$$

$$t = 1063 \text{ с}\,.$$

Робота переміщення одого спічного візка по контуру складається з алгебраїчної суми робіт

$$A_I = A_1 + A_2 + A_3 + A_4 \quad (2.4)$$

Робота переміщення, одного візка шихти при її підйомі на ділянці (з похилої на горизонтальну ділянку) з урахуванням сил тертя об напрямні:

$$A_1 = G_T\cdot 2\cdot R + \int_{90}^{0} G_T\cdot R\cdot\omega\cdot\cos\varphi\cdot d\varphi = G_T\cdot R\cdot(2+\omega) = \\ = 27380\cdot 1{,}9275\cdot(2+0{,}038) = 107555{,}348 \text{ Дж} \quad (2.5)$$

де G_T – вага спічного візка;

ω – коефіцієнт питомого опору пересуванню візка;

$$\omega = \frac{\mu_1\cdot d + 2\cdot k}{D}\cdot\beta = \frac{0{,}027\cdot 0{,}065 + 2\cdot 0{,}06\cdot 10^{-2}}{0{,}2}\cdot 2{,}1 = 0{,}038$$

φ – кут між напрямком, що проходить від центра маси візка до осі його обертання, та вертикальною лінією в даному положенні.

Робота, що виконується для переміщення візка вздовж горизонтальної ділянки агломераційної машини:

$$A_2 = [\ G_т \cdot l_1 + (G_т + G_ш + P_c \cdot B \cdot c - P_y \cdot b \cdot B) \cdot l_2 + \\ + (G_т + G_ш + P_0 \cdot B \cdot c - P_y \cdot b \cdot B) \cdot l_3 - 2 \cdot P_{т.у} \cdot B + (G_т + G_ш) \cdot l_4\ ] \cdot \omega + \\ + P_y \cdot b \cdot B \cdot \mu \cdot (l_2 + l_3) + 2 \cdot P_{т.у} \cdot B \cdot \mu \qquad (2.6)$$

$$A_2 = [\ 27380 \cdot 2 + (27380 + 20000 + 1{,}2 \cdot 10^4 \cdot 1 \cdot 2{,}5 - 0{,}17 \cdot 10^5 \cdot 18 \cdot 10^{-2} \cdot 1) \cdot 25 - \\ - 2 \cdot 28000 \cdot 1 + (27380 + 20000) \cdot 3{,}4\ ] \cdot 0{,}038 + 0{,}17 \cdot 10^5 \cdot 18 \cdot 10^{-2} \cdot 1 \cdot 0{,}18 \cdot 25 + \\ + 2 \cdot 28000 \cdot 1 \cdot 0{,}18 = 100528{,}376 \text{ Дж}$$

де l_1; l_2; l_3; l_4 – довжина шляху руху незавантаженого візка по горизонтальній ділянці, завантаженого над вакуум–камерами спікання й охолодження, завантаженого після вакуум–камер охолодження відповідно;

P_c, P_o – розрідження у вакуум–камерах спікання й охолодження відповідно;

P_y – тиск ущільнюючих пластин на пластини візків;

b – сумарна ширина ущільнюючих пластин (по обидві сторони візка);

μ – коефіцієнт тертя в ущільнюючих пластинах;

$P_{ту}$ – сила, що передається на візок з боку одного торцевого ущільнення;

$G_ш = B \cdot C \cdot h \cdot \gamma$ – вага шихти на одному візку, тут B, C, h – довжина, ширина й висота шару шихти у візку відповідно;

$$G_ш = 1 \cdot 2{,}5 \cdot 0{,}4 \cdot 2{,}0 \cdot 10^3 = 2000$$

γ – об'ємна маса шихти (приймається рівною об'ємній масі агломерату).

Вважаємо, що розвантаження візка відбувається у вертикальному положенні, тобто після його повороту на 90°, у такому разі виконувана робота становить:

$$A_3 = \int_0^{90} (G_T + G_Ш) \cdot r \cdot \omega \cdot \cos\varphi \cdot d\varphi + \int_0^{90} G_T \cdot r \cdot \omega \cdot \cos\varphi \cdot d\varphi - (G_T + G_Ш) \cdot r - G_T \cdot r = (2.7)$$
$$= (2 \cdot G_T + G_Ш) \cdot r \cdot (\omega - 1)$$

$$A_3 = (2 \cdot 27380 + 20000) \cdot 1{,}271 \cdot (0{,}038 - 1) = -91409{,}202 \text{ Дж}.$$

Роботу, яку необхідно витратити на переміщення візків нижньою гілкою агломераційної машини, знаходять як:

$$A_4 = G_T \cdot (\omega \cdot \cos\alpha - \sin\alpha) \cdot \frac{L}{\cos\alpha} = G_T \cdot L \cdot (\omega - \text{tg}\alpha) \qquad (2.8)$$

$$A_4 = 27380 \cdot 30{,}4 \cdot (0{,}038 - \text{tg}2{,}29) = -1581{,}469 \text{ Дж}.$$

Підставляємо отримані результати:

$$\Lambda_I = \Lambda_1 + \Lambda_2 + \Lambda_3 + \Lambda_4$$

$$A_I = 107555{,}348 + 100528{,}376 - 91409{,}202 - 1581{,}469 = 115093{,}053 \text{ Дж}$$

$$N_I = \frac{A_I \cdot z}{t \cdot \eta} = \frac{115093{,}053 \cdot 70}{1063 \cdot 0{,}78} = 9716{,}711 \text{ Вт} \approx 11 \text{ кВт}$$

Підставляючи отримані вираження робіт на різних ділянках у формулу (2.4) і перетворюючи її, одержимо:

$$A_{П} = \omega \cdot \{G_{Т} \cdot (R + 2 \cdot r + 2 \cdot L + l_1) + B \cdot [C \cdot (P_c \cdot l_2 + P_0 \cdot l_3) - \\ - 2 \cdot P_{Т.у} - P_{у} \cdot b \cdot (l_2 + l_3)]\} + G_{Ш} \cdot [(r + L - l_1) \cdot \omega - r] + \\ + P_{у} \cdot b \cdot B \cdot \mu \cdot (l_2 + l_3) + 2 \cdot P_{Т.у} \cdot B \cdot \mu \qquad (2.9)$$

$$A_{П} = 0{,}038 \cdot [27380 \cdot (1{,}9275 + 2 \cdot 1{,}271 + 2 \cdot 30{,}4 + 2) + 1 \cdot (2{,}5 \cdot (1{,}2 \cdot 10^{4} \cdot 25 + 0 \cdot 0) - \\ - 2 \cdot 28000 - 0{,}17 \cdot 10^{5} \cdot 18 \cdot 10^{-2} \cdot 25)] + 20000 \cdot [(1{,}271 + 30{,}4 - 2) \cdot 0{,}038 - 1{,}271] + \\ + 0{,}17 \cdot 10^{5} \cdot 18 \cdot 10^{-2} \cdot 1 \cdot 0{,}18 \cdot (25 + 0) + 2 \cdot 28000 \cdot 1 \cdot 0{,}18 = 114434{,}839$$

$$N = \frac{A_{П} \cdot z}{t \cdot \eta} = \frac{114434{,}839 \cdot 70}{1063 \cdot 0{,}78} = 9661{,}141 \text{ Вт} \approx 10 \text{ кВт}$$

При реконструкції спічних візків агломераційних машин, корисна площа спікання збільшена до 62,5 м^2, а загальна площа спікання – до 375 м^2. З огляду на це, за отриманим даними приймаємо електродвигун постійного струму 11 кВт.

2.1.3 Розрахунок відкритих зубчастих передач

Кінематичну схему до розрахунку відкритих зубчастих передач наведено на рисунку 2.2

Перша зубчаста передача.

Потужність електродвигуна $P_{да} = P_1 = 11$ кВт,

число обертів $n_1 = 990$ хв$^{-1}$.

Тоді:

$$M_{ном} = M_1 = 9550 \cdot \frac{P_1}{n_1} = 9550 \cdot \frac{11}{990} = 106 \text{ Н} \cdot \text{м}. \qquad (2.10)$$

За значенням $M_{ном}$ вибираємо муфту втулочно-пальцеву [18] МУВП із даними D = 120 мм; d = 50 мм; L = 125 мм; 1 = 60.

$$P_2 = P_1 \cdot \eta_1 = 11 \cdot 0{,}99 = 10{,}89 \text{ кВт} \qquad (2.11)$$

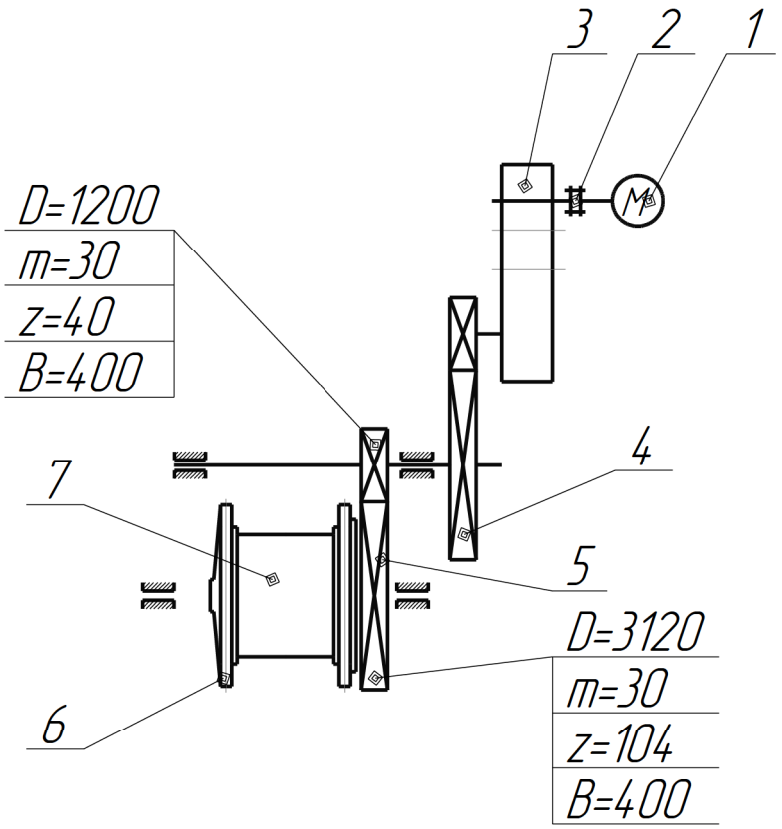


Рисунок 2.2 – Кінематична схема привода агломашини: 1 – електродвигун, 11кВт; 2 – еластична муфта; 3 – триступінчастий циліндричний редуктор; 4 – перша зубчаста передача; 5 – друга зубчаста передача; 6 – зірочка; 7 – барабан.

$$n_2 = \frac{n_1}{i_1} = \frac{990}{209} = 4{,}7 \text{ хв}^{-1} \qquad (2.12)$$

$$M_2 = 9550 \cdot \frac{P_2}{n_2} = 9550 \cdot \frac{10{,}89}{4{,}7} = 22128 \text{ Н} \cdot \text{м} \qquad (2.13)$$

Передаточне число зубчастої передачі і = 5,25.

Термін служби передачі – 20000 год. Навантаження постійне;

короткочасне максимальне навантаження в 2,2 рази більше номінальної.

Приймаємо [19] для шестірні: матеріал – сталь 45 нормалізовану, межа міцності $\sigma_{вр}$ = 58 кгс/мм^2= 569 МПа, межа плинності $\sigma_т$ = 29 кгс/мм^2= 285 МПа, межа витривалості при вигині:

$$\sigma_{-1} = 0{,}25 \cdot (\sigma_{вр} + \sigma_т) + 5 = 0{,}25 \cdot (58 + 29) + 5 = 26{,}7 \text{ кгс/мм}^2 = 262 \text{ МПа} \quad (2.14)$$

Для колеса вибираємо чавунне лиття марки СЧ 32-52 [Попович В. В. Технологія конструкційних матеріалів і матеріалознавство : підручник. Львів : Світ, 2006. 624 с.]: межа міцності при вигині $\sigma_{ві}$ = 52 кгс/мм^2 =510 МПа, межа міцності при розтяганні $\sigma_{вр}$ = 26 кгс/мм^2 = 255 МПа, границя витривалості σ_{-1} =11кгс/мм^2= 108 МПа, НВ = 229кгс/мм^2= 2247 МПа.

Визначаємо допускаються напряжения, що, на вигин для шестірні й колеса по формулі:

$$[\sigma]_и = \frac{1{,}4 \cdot \sigma_{-1}}{n \cdot k_\sigma} \cdot k_{р.и.} \quad (2.15)$$

Запас міцності [20]: для шестірні $n_ш$ = 2,0, для колеса $n_к$ = 2,5; ефективний коефіцієнт концентрації напруг [13. табл. 4.22]: для шестірні $k_{\sigma ш}$ = 1,5, для колеса $k_{\sigma до}$ = 1,2.

Робоче число циклів навантаження зубів:

шестерні:

$$N_{ц.ш.} = 4{,}7 \cdot 60 \cdot 20000 = 5{,}6 \cdot 10^6$$

колеса:

$$N_{ц.к.} = 0{,}9 \cdot 60 \cdot 20000 = 1{,}07 \cdot 10^6$$

Коефіцієнт режиму роботи при розрахунку на вигин [21]:

для шестірні:

$$k_{р.и.ш.} = \sqrt[9]{\frac{10^7}{N_{ц.ш.}}} = \sqrt[9]{\frac{10^7}{5{,}6 \cdot 10^6}} = 1{,}07 \qquad (2.16)$$

для колеса:

$$k_{р.и.к.} = \sqrt[9]{\frac{10^7}{N_{ц.к.}}} = \sqrt[9]{\frac{10^7}{1{,}07 \cdot 10^6}} = 1{,}28 \qquad (2.17)$$

Напруження вигину, що допускаються [22]:

для шестірні:

$$[\sigma]_{и.ш} = \frac{1{,}4 \cdot 2670}{2 \cdot 1{,}5} \cdot 1{,}07 = 1340 \text{ кгс/см}^2 = 131{,}5 \text{ МПа}$$

для колеса:

$$[\sigma]_{и.к} = \frac{1{,}4 \cdot 1100}{2{,}5 \cdot 1{,}2} \cdot 1{,}28 = 660 \text{ кгс/см}^2 = 65 \text{ МПа}$$

Обчислюємо найбільші напруження, що допускаються, вигину при перевірці зубів шестірні на запобігання пластичної деформації по формулі [23]:

$$\sigma_{и.ш.\max} = 0{,}8 \cdot \sigma_т = 0{,}8 \cdot 2900 = 22320 \text{ кгс/см}^2 = 228 \text{ МПа} \qquad (2.18)$$

і тендітного руйнування зубів колеса:

$$\sigma_{и.к.max} = 0{,}6 \cdot \sigma_{вр} = 0{,}6 \cdot 2600 = 1560 \text{ кгс/см}^2 = 153 \text{ МПа} \quad (2.19)$$

Контактне напруження стиску, що допускається, приймаємо:

$$[\sigma]_{к.} = C_В \cdot НВ \cdot k_р \quad (2.20)$$

Коефіцієнт $C_в$ для шестірні дорівнює 25, для колеса 23.

Коефіцієнт режиму роботи:

для шестірні:

$$k_{р.ш.} = \sqrt[6]{\frac{10^7}{N_{ц.}}} = \sqrt[6]{\frac{10^7}{5{,}6 \cdot 10^6}} = 1{,}1 \quad (2.21)$$

для колеса:

$$k_{р.к.} = \sqrt[6]{\frac{10^7}{N_{ц.}}} = \sqrt[6]{\frac{10^7}{1{,}07 \cdot 10^6}} = 1{,}45$$

Контактне напруження стиску, що допускається [24]:

для шестірні:

$$[\sigma]_{к.ш.} = 25 \cdot 217 \cdot 1{,}1 = 5968 \text{ кгс/см}^2 = 585 \text{ МПа}$$

для колеса:

$$[\sigma]_{к.к.} = 23 \cdot 229 \cdot 1{,}45 = 7637 \text{ кгс/см}^2 = 749 \text{ МПа}$$

Найбільші напруження, що допускаються, при перевірці робочих поверхонь зубів шестірні на запобігання пластичної деформації обчислюємо по формулі [25]:

$$[\sigma]_{к.ш.max} = 3{,}1 \cdot \sigma_т = 3{,}1 \cdot 2900 = 9000 \text{ кгс/см}^2 = 883 \text{ МПа} \qquad (2.22)$$

і тендітного руйнування поверхонь зубів колеса:

$$[\sigma]_{к.к.max} = 1{,}8 \cdot \sigma_{вр} = 1{,}8 \cdot 2600 = 4680 \text{ кгс/см}^2 = 459 \text{ МПа} \qquad (2.23)$$

Визначаємо напруження вигину в зубах колеса:

$$\sigma_{и.к.} = \sigma_{и.ш.} \cdot \frac{y_ш}{y_к} = 1360 \cdot \frac{0{,}465}{0{,}505} = 1431 \text{ кгс/см}^2 = 140 \text{ МПа}. \qquad (2.24)$$

Отже при $\sigma_{и.до} = 1431$кгс/см^2 = 140 МПа, а $[\sigma]_{і.до} = 1590$ кгс/см^2 =156 МПа умова міцності ($\sigma_{и.до} < [\sigma]_{і.к}$) виконано.

Найбільші напруження в зубах колеса від вигину при короткочасній дії максимального навантаження:

$$\sigma_{и.к.max} = 1431 \cdot 1{,}62 = 2290 \text{ кгс/см}^2 = 225 \text{ МПа};$$

$$[\sigma]_{и.к.max} = 3600 \text{ кгс/см}^2 = 353 \text{ МПа}.$$

Отже, $\sigma_{и.к.max} < [\sigma]_{і.к.max}$ і умови міцності як для шестірні, так і для колеса дотримані.

Перевіряємо робочі поверхні зубів по контактних напруженнях стиску по формулі:

$$\sigma_{к.} = 0{,}74 \cdot \frac{i+1}{A} \cdot \sqrt{\frac{i+1}{i \cdot b \cdot k_{\alpha}} \cdot E \cdot M_{ш.р.}} \qquad (2.25)$$

$$\sigma_{к.} = 0{,}74 \cdot \frac{2{,}6+1}{216} \cdot \sqrt{\frac{2{,}6+1}{2{,}6 \cdot 30 \cdot 1{,}0} \cdot 1{,}76 \cdot 10^{6} \cdot 1625735} = 4393 \text{ кгс/см}^2 = 431 \text{МПа}$$

де $E = 1{,}7 \cdot 10^6$, а $[\sigma]_{к.ш} = 7866$ кгс/см^2 = 772 МПа.

Отже, $\sigma_{к.ш.} < [\sigma]_{к.ш.}$ і умова міцності виконана.

Перевіряємо поверхневий шар зубів шестірні на запобігання пластичної деформації й колеса на запобігання тендітного руйнування.

Найбільші напруження в поверхневому шарі зубів при короткочасній дії максимального навантаження:

$$\sigma_{к.max} = \sigma_{к} \cdot \sqrt{\frac{(M_{ш})_{max}}{M}} = 4394 \cdot \sqrt{1{,}6} = 5558 \text{ кгс/см}^2 = 545 \text{ МПа}. \qquad (2.26)$$

Отже для шестірні:

$$\sigma_{к.ш.max} = 5558 \text{ кгс/см}^2 = 545 \text{ МПа};$$

$$[\sigma]_{к.ш.max} = 9000 \text{ кгс/см}^2 = 883 \text{ МПа}.$$

Якщо $\sigma_{к.ш.max} < [\sigma]_{к.ш.max}$, то пластична деформація поверхонь зубів шестірні відбутися не повинна.

Для колеса:

$$\sigma_{к.к.max} = 5558 \text{ кгс/см}^2 = 545 \text{ МПа};$$

$$[\sigma]_{к.к.max} = 10800 \text{ кгс/см}^2 = 1059 \text{ МПа}.$$

Отже, так як $\sigma_{к.к.max} < [\sigma]_{к.к.max}$, та умова міцності дотримана.

2.2 Розрахунок приводу живильника

2.2.1 Розрахунок та вибір двигуна лопатево-барабанного живильника шихти

Статична потужність живильника згідно розрахункової схеми (рисунок 2.3) знаходимо за формулою [26]:

$$N = \frac{M \cdot n}{9550 \cdot \eta}, \tag{2.27}$$

де M – загальний момент тертя;

n = 2 об/хв – число обертів барабана;

Загальний момент тертя визначаємо за такою формулою:

$$M = M_1 + M_2, \tag{2.28}$$

де M_1 – момент від сил тертя барабана об сипкий матеріал;

M_2 – момент від сил тертя у вальницях.

Визначаємо момент від сил тертя барабана об сипкиий матеріал:

$$M_1 = \frac{Q \cdot f_1 \cdot D_б}{2}, \tag{2.29}$$

де Q – вага матеріалу;

f_1=1,732 – коефіцієнт тертя барабана про матеріал;

$D_б$= 1,2 м – діаметр барабана.

η=0,9 – коефіцієнт корисної дії приводу.

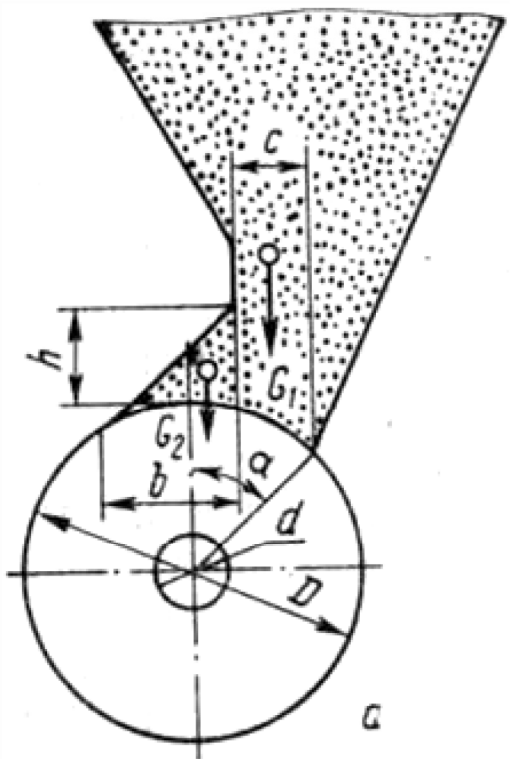


Рисунок 2.3 – Схема до розрахунку барабанного живильника

Вагу матеріалу визначаємо за формулою:

$$Q = Q_1 + Q_2, \tag{2.30}$$

де Q_1 – вага стовпа матеріалу;

Q_2 – вага призми матеріалу.

Вагу матеріалу знаходимо за формулою:

$$Q_1 = \sigma_{затв} \cdot F_{затв}, \tag{2.31}$$

де $\sigma_{затв}$ – тиск затвора;

$F_{затв}$ – площа затвора.

Тиск затвора знаходимо за формулою:

$$\sigma_{затв} = \frac{\gamma \cdot R}{m \cdot tg\varphi}, \tag{2.32}$$

де γ=1,8 т/м ^{3} – насипна вага матеріалу;

R – гідравлічний радіус;

m – коефіцієнт рухливості матеріалу;

φ=60˚ – кут природного укосу матеріалу.

Гідравлічний радіус визначаємо за формулою:

$$R = \frac{S}{P}, \tag{2.33}$$

де S – площа випускного отвору;

P – периметр випускного отвору.

Площа та периметр випускного отвору знаходимо за формулами:

$$S = b \cdot h, \tag{2.34}$$

$$P = 2 \cdot (b + h), \tag{2.35}$$

де b = 2400 мм – ширина випускного отвору;

h = 958 мм висота випускного отвору.

Підставивши чисельні значення (2.34) і (2.35), отримаємо

$$S = 2400 \cdot 958 = 2{,}2992 \text{ м}^2,$$

$$P = 2 \cdot (2400 + 958) = 6{,}716 \text{ м}.$$

Підставивши чисельні значення (2.64), визначимо гідравлічний радіус:

$$R = \frac{2{,}2992}{6{,}716} = 0{,}34235 \text{ м}$$

Визначимо коефіцієнт рухливості матеріалу:

$$m = \frac{1 - \sin \varphi}{1 + \sin \varphi}. \qquad (2.36)$$

Підставивши чисельні значення (2.36), отримаємо

$$m = \frac{1 - \sin 60°}{1 + \sin 60°} = 0{,}0893 .$$

Підставивши чисельні значення (2.32), знайдемо тиск затвора

$$\sigma_{затв} = \frac{1{,}8 \cdot 10^3 \cdot 0{,}342}{0{,}0893 \cdot tg\,60°} = 3980 \text{ Па}.$$

Площа затвора $F_{затв} = S = 2{,}2992$ м ^{2}

Підставивши чисельні значення (2.31), отримаємо

$$Q_1 = 2{,}2992 \cdot 3980 = 9151{,}157 \text{Н}.$$

Вагу призми матеріалу визначаємо за такою формулою:

$$Q_2 = \frac{1}{2} \cdot b \cdot h \cdot l \cdot \gamma, \qquad (2.37)$$

де b = 0,25 м, h = 0,27 м, l = 2,440 м – відповідно висота ширина розвантажувального отвору та довжина барабана.

Підставивши чисельні значення (2.37), отримаємо

$$Q_2 = \frac{1}{2} \cdot 0{,}25 \cdot 0{,}27 \cdot 2{,}440 \cdot 1{,}8 \cdot 10^3 = 1482{,}3 \text{ Н.}$$

Підставивши чисельні значення (2.30), отримаємо

$$Q = 9151{,}157 + 1482{,}3 = 10633{,}457 \text{ н.}$$

Підставивши чисельні значення, визначимо момент від сил тертя барабана об сипучий матеріал

$$M_1 = \frac{10633{,}457 \cdot 1{,}732 \cdot 1{,}2}{2} = 11050{,}289 \text{ Н·м .}$$

Момент від сил тертя у підшипниках знаходимо за формулою:

$$M_2 = (Q + G_б) \cdot \mu \cdot \frac{d}{2}, \qquad (2.38)$$

де $G_б$ = 2028 кг – вага барабана;

μ=0,02 – коефіцієнт тертя в опорах барабана;

d = 0,120 м – діаметр шийки.

Підставивши чисельні значення (, отримаємо

$$M_2 = (10633{,}457 + 2028) \cdot 0{,}02 \cdot \frac{0{,}120}{2} = 15193{,}748 \text{ Н·м .}$$

Підставивши чисельні значення (2.28), визначимо загальний момент тертя

$$M = 11050{,}289 + 15193{,}748 = 26244{,}037 \text{ Н·м}.$$

Підставивши чисельні значення (2.27), отримаємо:

$$N = \frac{26244{,}037 \cdot 2}{9550 \cdot 0{,}9} = 6{,}1 \text{ кВт}.$$

Вибираємо двигун 4ПНМ160М, у якого потужність N = 6,3 кВт; число обертів n = 1000 об/хв; ККД = 0,81; діаметр валу d = 38 мм; U = 440; I = 16,4 А; b_{31} = 160 мм; m = 146,5 кг [26, 27].

2.2.2 Розрахунок та вибір з'єднувальних муфт

Визначаємо розрахунковий крутний момент, що крутить:

$$T_P = k \cdot T_H, \qquad (2.39)$$

де T_H = 60,165 Н? м – номінальний момент;

k =1,75 – коефіцієнт режиму роботи приводу.

Підставивши чисельні значення (2.39), отримаємо

$$T_H = 1{,}75 \cdot 60{,}165 = 105{,}289 \text{ Н·м}.$$

Вибираємо муфту МУВП–28, що здатна передавати крутний момент Т=130 Н·м при частоті обертання n = 4750 об/хв; d = 28 мм; D = 120 мм; $L_{наб}$=125 мм; R = 40 мм; L_1 = 60 мм; b = 50мм [28].

2.2.3 Розрахунок та вибір опор

При проєктному розрахунку зазвичай визначають діаметр вихідного кінця валу з умови міцності на кручення без урахування впливу згину.

$$d_{X2} = \sqrt[3]{\frac{T_1}{0{,}2 \cdot [\tau_k]}}, \qquad (2.40)$$

де $[\tau_k] = 20$ МПа – допустиме напруження кручення.

Підставивши чисельні значення (2.40), отримаємо

$$d_{X2} = \sqrt[3]{\frac{60{,}165 \cdot 10^3}{0{,}2 \cdot 20}} = 24{,}68 \text{ мм}.$$

Отриманий діаметр валу округляємо до найближчого стандартного значення ряду нормальних лінійних розмірів $d_{X2} = 25$ мм.

На хвостовику швидкохідного валу встановлена напівмуфта пружної муфти МУВП, що передає від двигуна момент, що крутить, $T_1 = 60{,}165$ Н·м .

Муфта на хвостовику вала редуктора створює радіальну силу від неточностей центрування.

$$F_M = \frac{T_1}{0{,}5 \cdot D_1} \cdot 0{,}25 . \qquad (2.41)$$

Підставивши чисельні значення (2.41), отримаємо

$$F_M = \frac{60{,}165}{0{,}5 \cdot 0{,}05} \cdot 0{,}25 = 601{,}65 \text{ Н}.$$

Вважаємо, що сила F_M прикладена до хвостовика на відстані рівній 0,5 $l_{ст.}$ з його кінця. Сила F_M перпендикулярна осі валу і діє в площині окружної сили F_t і в напрямку, що посилює прогин валу (рис.2.4).

Довжину маточини визначаємо за формулою:

$$l_{ст.} = 2 \cdot d_{X2}. \qquad (2.42)$$

Підставивши чисельні значення (2.42), отримаємо

$$l_{ст.} = 2 \cdot 25 = 50 \text{ мм}.$$

При конструюванні валу-шестерні спочатку призначаємо діаметр валу-шестірні: $d_{X2} = 25$ мм; внутрішній діаметр під вальницю повинен забезпечувати можливість монтажу без знімання призматичної шпонки, розташованої на вихідному кінці валу, тобто необхідно враховувати розмір шпонки k = 3,3 мм. З урахуванням цього призначаємо конічну роликову вальницю №7207 з $d_П$=35 мм. Діаметр $d_Б$ – конструктивний розмір, величину якого знаходять із умови надійного контакту торців валу та внутрішнього кільця вальниці.

$$d_Б = d_П + 3 \cdot r. \qquad (2.43)$$

де r =2 мм – радіус закруглення кільця вальниці.

Підставивши чисельні значення (2.43), отримаємо

$$d_Б = 35 + 3 \cdot 2 = 41 \text{мм}.$$

Діаметр тривалого кола шестерні $d_1 = 54{,}54$ мм.

Призначаємо розміри валу-шестірні в осьовому напрямку: $l_{ст} = 50$ мм довжина маточини; Δ=14 мм – відстань від торців маточини до стінки корпусу редуктора; k – ширина фланця корпусу редуктора, що вибирається в залежності

від міжосьової відстані: при a_w = 200 мм, k = 40 мм; B = 17 мм – ширина вальниці № 7207; b_1 = 70 мм – ширина шестірні.

Сили, що діють на вал-шестірню, визначені нами вище:

$$F_{t1} = 231 \text{ Н};$$

$$F_{r1} = 84{,}93 \text{ Н};$$

$$F_{a1} = 228{,}69 \text{ Н}.$$

Визначаємо опорні реакції та згинальні моменти у вертикальній площині:

$$\sum M_{BX}(F) = 0, \qquad (2.44)$$

Виходячи з формули (2.44), отримаємо

$$F_{r1} \cdot 136 - F_{a1} \cdot \frac{d_1}{2} + R_{ay} \cdot 189{,}5 = 0. \qquad (2.45)$$

Виконавши необхідні перетворення (2.45), отримаємо

$$R_{ay} = \frac{F_{a1} \cdot 0{,}5 \cdot d_1 - F_{r1} \cdot 136}{189{,}5}. \qquad (2.46)$$

Підставивши чисельні значення (2.46), отримаємо

$$R_{ay} = \frac{228{,}69 \cdot 0{,}5 \cdot 54{,}54 - 84{,}93 \cdot 136}{189{,}5} = -28{,}04 \text{ Н}.$$

$$\sum M_{AX}(F) = 0, \qquad (2.47)$$

Виходячи з формули (2.47), отримаємо

$$-F_{r1}\cdot 53{,}5 - F_{a1}\cdot\frac{d_1}{2} + R_{by}\cdot 189{,}5 = 0\,. \qquad (2.48)$$

Виконавши необхідні перетворення (2.48), отримаємо

$$R_{ay} = \frac{F_{r1}\cdot 53{,}5 - F_{a1}\cdot 0{,}5\cdot d_1}{189{,}5}\,. \qquad (2.49)$$

Підставивши чисельні значення (2.50), отримаємо

$$R_{by} = \frac{84{,}93\cdot 53{,}5 - 228{,}69\cdot 0{,}5\cdot 54{,}54}{189{,}5} = 56{,}89 \text{ Н.}$$

$$M_{CX} = -R_{ay}\cdot 53{,}5\,. \qquad (2.50)$$

Підставивши чисельні значення (2.50), отримаємо

$$M_{CX} = -28{,}04\cdot 53{,}5 = 1500{,}14 \text{ Н·мм}\,.$$

$$M'_{CX} = -R_{by}\cdot 136\,. \qquad (2.51)$$

Підставивши чисельні значення (2.51), отримаємо

$$M'_{CX} = -56{,}89\cdot 136 = 7737{,}04 \text{ Н·мм}\,.$$

Визначаємо опорні реакції та згинальні моменти в горизонтальній площині:

$$\sum M_{BY}(F) = 0. \qquad (2.52)$$

Виходячи з формули (2.128), отримаємо

$$R_{AX} \cdot 189,5 + F_M \cdot 255,5 - F_{t1} \cdot 136 = 0. \qquad (2.53)$$

Виконавши необхідні перетворення (2.53), отримаємо

$$R_{AX} = \frac{-F_M \cdot 255,5 + F_{t1} \cdot 136}{189,5}. \qquad (2.54)$$

Підставивши чисельні значення (2.54), отримаємо

$$R_{AX} = \frac{-601,65 \cdot 255,5 + 231 \cdot 136}{189,5} = -645,4 \text{ н.}$$

$$\sum M_{AY}(F) = 0. \qquad (2.55)$$

Виходячи з формули (2.56), отримаємо

$$F_M \cdot 66 - R_{BX} \cdot 189,5 + F_{t1} \cdot 53,5 = 0. \qquad (2.57)$$

Виконавши необхідні перетворення (2.57), отримаємо

$$R_{BX} = \frac{F_M \cdot 66 + F_{t1} \cdot 53,5}{189,5}. \qquad (2.58)$$

Підставивши чисельні значення (2.58), отримаємо

$$R_{BX} = \frac{601,65 \cdot 66 + 231 \cdot 53,5}{189,5} = 274,8 \text{ Н.}$$

$$M_{DY} = F_M \cdot 25. \quad (2.59)$$

Підставивши чисельні значення (2.59), отримаємо

$$M_{DY} = 601{,}65 \cdot 25 = 15041{,}25 \text{ Н·мм}.$$

$$M_{AY} = F_M \cdot 66. \quad (2.60)$$

Підставивши чисельні значення (2.60), отримаємо

$$M_{AY} = 601{,}65 \cdot 66 = 39708{,}9 \text{ Н·мм}.$$

$$M_{CY} = F_M \cdot 119{,}5 + R_{AX} \cdot 53{,}5. \quad (2.61)$$

Підставивши чисельні значення (2.61), отримаємо

$$M_{CY} = 601{,}65 \cdot 119{,}5 + (-645{,}4) \cdot 53{,}5 = 37368{,}275 \text{ Н·мм}.$$

Визначаємо сумарні опорні реакції та згинальні моменти:

$$R_A = \sqrt{R_{AY}^2 + R_{AX}^2}; \quad (2.62)$$

$$R_B = \sqrt{R_{BY}^2 + R_{BX}^2}; \quad (2.63)$$

$$M'_C = \sqrt{M'^2_{CX} + \mathrm{M}^2_{\mathrm{CY}}}; \quad (2.64)$$

$$M_C = \sqrt{M_{CX}^2 + \mathrm{M}^2_{\mathrm{CY}}}; \quad (2.65)$$

$$M_A = M_{AY};\qquad (2.66)$$

$$M_D = M_{DY};\qquad (2.67)$$

Підставивши чисельні значення (2.62) – (2.67), отримаємо

$$R_A = \sqrt{(-28{,}04)^2 + (-645{,}4)^2} = 646\ \text{Н};$$

$$R_B = \sqrt{56{,}89^2 + 274{,}8^2} = 280{,}63\ \text{Н};$$

$$M'_C = \sqrt{7737{,}04^2 + 37368{,}275^2} = 38160{,}84\ \text{Н·мм};$$

$$M_C = \sqrt{1500{,}14^2 + 37368{,}275^2} = 37398{,}37\ \text{Н·мм};$$

$$M_A = 39708{,}9\ \text{Н·мм};$$

$$M_D = 15041{,}25\ \text{Н·мм}.$$

Знаходимо наведений (розрахунковий) момент:

$$M_{пр.C} = \sqrt{M_C^2 + T_1^2};\qquad (2.68)$$

$$M'_C = \sqrt{M'^2_{CX} + \mathrm{M}^2_{CY}};\qquad (2.69)$$

$$M_{пр.A} = \sqrt{M_A^2 + T_1^2};\qquad (2.70)$$

$$M_{пр.D} = \sqrt{M_D^2 + T_1^2}.\qquad (2.71)$$

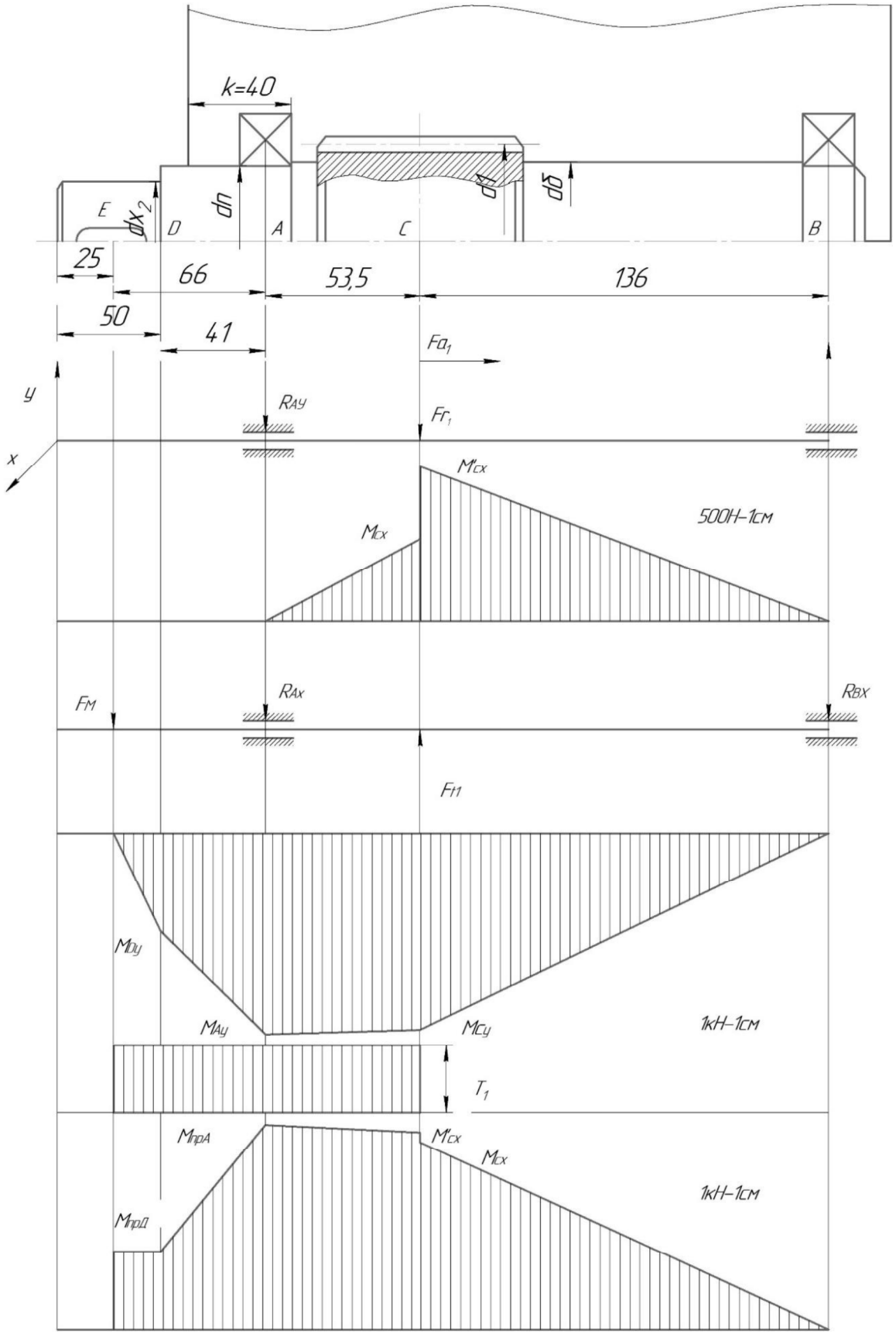


Рисунок 2.4 – Розрахункові схеми та епюри моментів швидкохідного валу

Підставивши чисельні значення (2.68) – (2.71), отримаємо

$$M_{пр.C} = \sqrt{37398{,}37^2 + 60{,}165^2} = 37398{,}42 \text{ Н·мм};$$

$$M'_{пр.C} = \sqrt{38160{,}84^2 + 60{,}165^2} = 38160{,}89 \text{ Н·мм};$$

$$M_{пр.A} = \sqrt{39708{,}9^2 + 60{,}165^2} = 39708{,}946 \text{ Н·мм};$$

$$M_{пр.D} = \sqrt{15041{,}25^2 + 60{,}165^2} = 15041{,}37 \text{ Н·мм}.$$

Будуємо епюру крутного моменту T_1, який вважаємо, що має постійне значення на ділянці від перерізу С до перерізу Е на його хвостовику.

Згідно епюр (рисунок 2.4) приймаємо зовнішні навантаження:

$$F_{ra} = Ra = 646 \text{ Н},$$

$$F_{rb} = R_b = 280{,}63 \text{ Н},$$

$$F_{a1} = 228{,}69 \text{ Н}.$$

Враховуючи зовнішнє навантаження та діаметр валу, вибираємо за каталогом роликову конічну вальницю легкої серії № 7207, що має такі дані: d = 35 мм; D = 72 мм; B = 17 мм; C = 15 мм; T = 18,0 ... 18,5 Н·м ; r =2; α =14˚; Cr = 35,2 кН; C0 = 25,8 кН ; e = 0,369 [29].

Згідно розрахункової схеми (рисунок 2.5) визначаємо осьові складові від дії радіальних навантажень в опорах А та В:

$$S_A = 0{,}83 \cdot e \cdot F_{ra}; \quad (2.72)$$

$$S_И = 0{,}83 \cdot e \cdot F_{ки}. \quad (2.73)$$

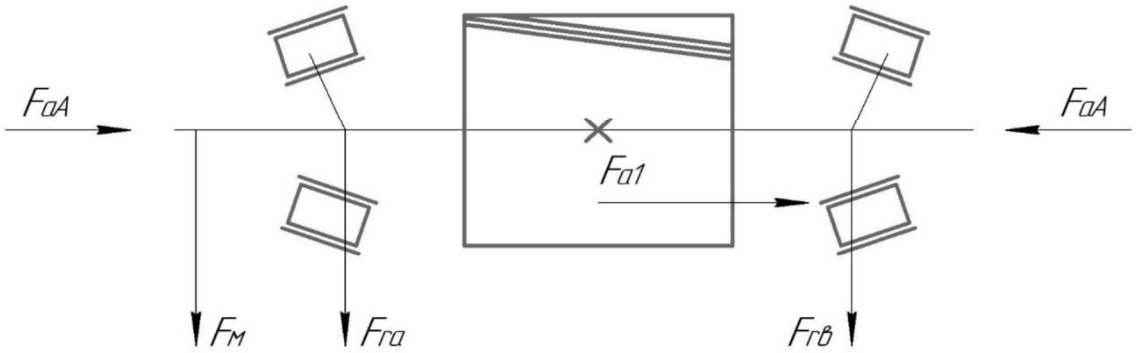


Рисунок 2.5 – Схема сил, які діють на вальниці швидкохідного валу

Підставивши чисельні значення (2.72) і (2.73), отримаємо

$$S_A = 0{,}83 \cdot 0{,}369 \cdot 646 = 197{,}85 \text{ Н};$$

$$S_B = 0{,}83 \cdot 0{,}369 \cdot 280{,}63 = 85{,}95 \text{ Н}.$$

При $S_A < S_B$ і $F_A > 0$, осьова реакція в опорі А дорівнюватиме:

$$F_{aA} = S_A, \qquad (2.74)$$

тоді на вальницю в опорі діє:

$$F_{aB} = S_A + F_A. \qquad (2.75)$$

Підставивши чисельні значення (2.74) і (2.75), отримаємо

$$F_{aA} = 197{,}85 \text{ Н};$$

$$F_{aB} = 197{,}85 + 228{,}69 = 426{,}54 \text{ н}.$$

Таким чином, вальниця в опорі знаходиться в більш важких умовах. Визначаємо еквівалентні навантаження для першої опори:

$$\frac{F_{aA}}{v \cdot F_{rA}}, \tag{2.76}$$

де v = 1 – коефіцієнт обертання.

Підставивши чисельні значення (2.76), отримаємо

$$\frac{197,85}{1 \cdot 646} = 0,306 \langle e,$$

отже, x = 1; y = 0.

Визначаємо еквівалентні навантаження для другої опори:

$$\frac{F_{aB}}{v \cdot F_{rB}}. \tag{2.77}$$

Підставивши чисельні значення (2.77), отримаємо

$$\frac{426,54}{1 \cdot 280,63} = 1,52 \rangle e,$$

отже, x = 0,4; y = 1,624.

Звідси

$$P_{rA} = F_{rA} \cdot v \cdot k_б \cdot k_t, \tag{2.78}$$

$$P_{rB} = (x \cdot v \cdot F_{rB} + y \cdot F_{aB}) \cdot v \cdot k_б \cdot k_t. \tag{2.79}$$

де $k_б$ = 1,3 – коефіцієнт безпеки;

k_t =1 – коефіцієнт температурний.

Підставивши чисельні значення (2.78) і (2.79), отримаємо

$$P_{rA} = 646 \cdot 1 \cdot 1{,}3 \cdot 1 = 839{,}8\,\text{Н};$$

$$P_{rB} = (0{,}4 \cdot 1 \cdot 280{,}63 + 1{,}624 \cdot 426{,}54) \cdot 1 \cdot 1{,}3 \cdot 1 = 1046{,}44\,\text{Н}.$$

Визначаємо ресурс прийнятих вальниць (розрахунок виконується за більш навантаженою опорою В), млн. оберт [30]:

$$L = \left(\frac{C_r}{P_{rB}} \right)^{3{,}33}; \qquad (2.80)$$

$$L_h = \frac{10^6 \cdot L}{60 \cdot n_1}. \qquad (2.81)$$

Підставивши чисельні значення (2.80) і (2.81), отримаємо:

$$L = \left(\frac{35200}{1046{,}44} \right)^{3{,}33} = 121433{,}45 \text{ млн. обертів};$$

$$L_h = \frac{10^6 \cdot 121433{,}45}{60 \cdot 1000} = 2{,}024 \cdot 10^6 \text{ год.}$$

Що цілком задовольняє вимоги виробничого процесу.

3 ЕКСПЛУАТАЦІЙНА ЧАСТИНА

3.1 Обслуговування та ремонт агломераційної машини

Сучасні тенденції в монтажі агрегатів і обладнання визначаються високим ступенем індустріалізації та механізації процесів, широким впровадженням великоблочного складання, підвищенням точності монтажу завдяки застосуванню лазерних технологій, удосконаленими методами кріплення устаткування до фундаментів і використанням ефективних збиральних рішень.

Експлуатація механічного обладнання включає три основні аспекти: виконання технологічної функції, зношування вузлів та їх відновлення. Темп зносу залежить від умов навантаження, якості монтажу, стану мастильних систем і дотримання графіка технічного обслуговування. Ефективність ремонтних заходів визначається знанням закономірностей відмов, організацією ремонтних процесів і професійним рівнем персоналу. Досягнення високої надійності обладнання ґрунтується на впровадженні сучасних методів діагностики, обслуговування та ремонту.

Монтаж агломераційної машини виконується поетапно:

установка каркасу (головної, середньої та розвантажувальної секцій) → монтаж приводу → встановлення основних напрямних і верхньої частини газовідвідної системи → монтаж розвантажувального сегменту та верхніх напрямних → вакуум-камери → система подачі шихти та гідроущільнення з охолодженням → запальний горн → спічні візки → система очищення колосників → централізоване змащення → електрообладнання → захисне укриття.

Каркас агрегату монтується укрупненими вузлами масою до 5 тонн за допомогою вантажопідіймального обладнання. Після встановлення перевіряють вертикальність стійок (рис. 3.1) за допомогою відвісу. Регулювання по висоті здійснюється встановленням і приварюванням підкладних пластин. Потім монтуються подовжні балки й одночасно укладаються рейкові шляхи.

При встановленні напрямних у зоні розвантаження забезпечується точне вертикальне положення їх торців і безступінчасте з'єднання головок рейок із зірочками та шинами. Напрямні середньої частини вирівнюються шаблоном із використанням відвісу. Відхилення в розмірах не повинні перевищувати 1 мм.

Після перевірки каркасу, затягування фундаментних болтів і твердіння розчину послідовно монтують вузли головної, середньої та хвостової частин машини.

Привод візків збирається в кілька етапів: установлюють опорні вальниці головного вала, зварюють тимчасові кронштейни, монтують напівзірочки в нижньому положенні, збирають половину барабана та з'єднують з напівзірочками. Допустимий перекіс вала на 1 м довжини – не більше 0,1 мм.

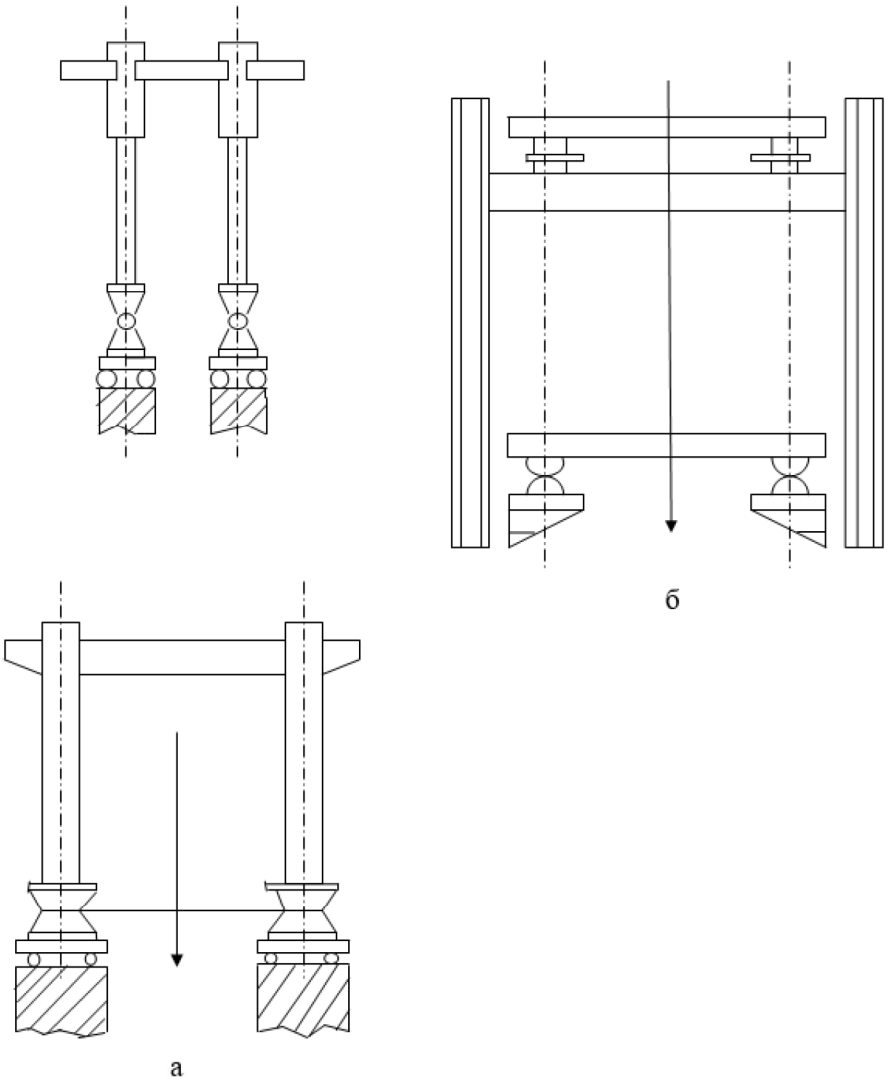


Рисунок 3.1 – Схема вивіряння конструкції каркасу агломашини : а – вивіряння стійок; б – вивіряння напрямних

Після монтажу обов’язково перевіряють:

– перпендикулярність головного вала відносно осі машини (рис. 3.2),
– паралельність між приводним і головним валами (допуск до 1 мм),
– горизонтальність (не більше 0,1 мм/м),
– синхронізацію приводних зірочок (водяним рівнем або рейкою з рівнем).

Регулювання випередження зірочок можливе лише при капітальному ремонті шляхом розсвердлювання отворів барабана. У разі невеликих відхилень використовують наплавлення зубів. За якісного монтажу додаткове регулювання під час експлуатації не потрібне.

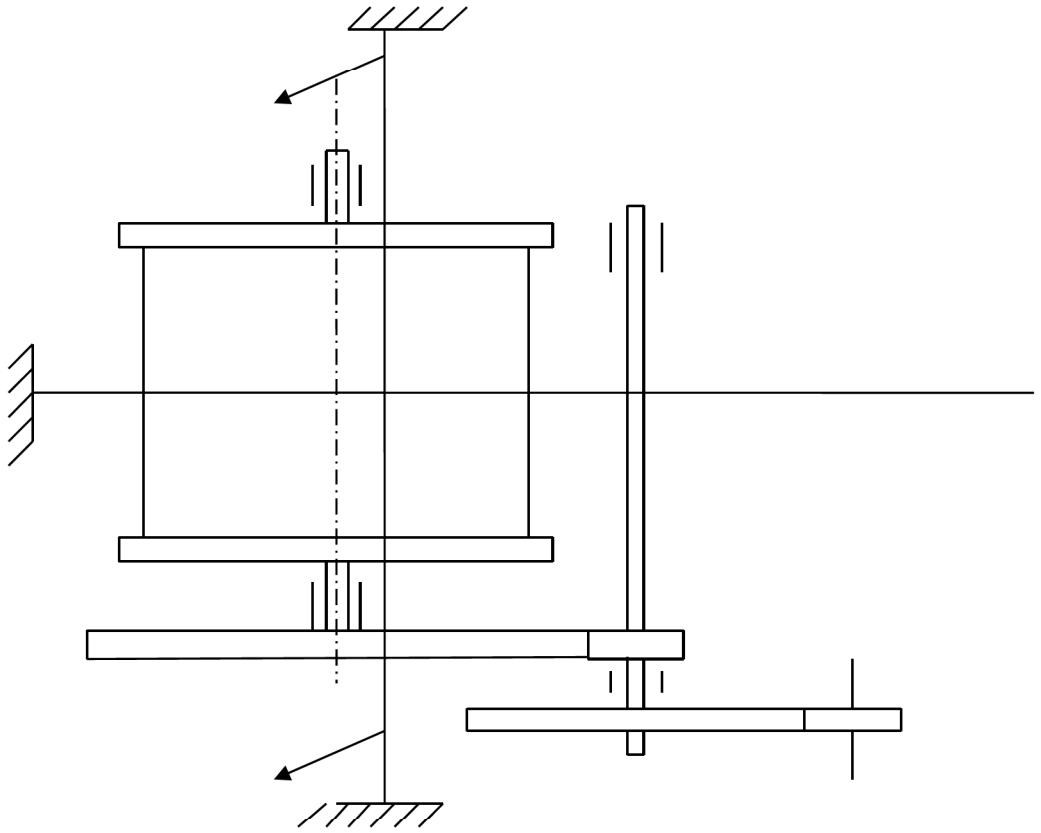


Рисунок 3.2 – Схема вивіряння приводу агломашини К-2-62.5

Монтаж вакуум-камер здійснюється з розташуванням їх горловин симетрично до осі верхніх напрямних. Вивірка здійснюється шаблоном (рис.

3.3), з перевіркою відстані між гідроущільненням та напрямними рейками. Допуски становлять:

– по висоті фланців верхніх камер – до 2 мм;

– фланців нижніх камер – до 1 мм.

Монтаж розвантажувальної частини виконується у вигляді блоку, з наступною установкою вала з зірочками, дотримуючись точних міжосьових розмірів.

Газопровід до запального горна перевіряється на герметичність під тиском 0,05 МПа. Зазор між нижньою частиною горна і візками – 25÷40 мм.

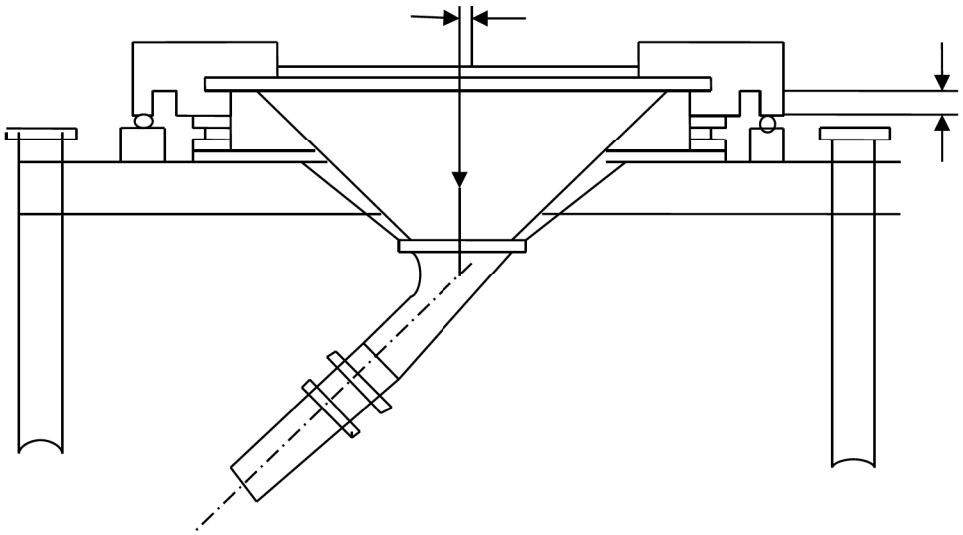


Рисунок 3.3 – Схема вивіряння вакуум-камер

Монтаж спічних візків включає: перевірку стану ущільнень, змащення поверхонь ковзання, установку роликів із осьовим зазором 0,05÷0,1 мм, заповнення вальниць змащуванням на 50 %. Ролики повинні вільно обертатися вручну.

Допуски при ремонті каркасу агломашини:

- міжцентрові відстані для вальниць – ±3 мм;
- відхилення горизонтальності балок – ±4 мм;
- вертикальність стійок – ±4 мм;
- відхилення осей симетрії – ±3 мм;
- похибка горизонтальності верхніх рейкових балок – ±3 мм.

– неспівпадіння поздовжньої осі симетрії хвостової частини каркаса з віссю головної частини не повинно перевищувати ± 3 мм ;
– відхилення від горизонталі поперечних балок, що несуть верхній горизонтальний рейковий шлях, допускається в межах ± 3 мм ;

Зірочки з часом зношуються через відсутність обробки візків і змащення зубів. Допустиме спрацювання робочої поверхні зуба – до 15÷18 мм. Після наплавлення зуби обробляють пневматичною шліфмашиною за шаблоном.

Приводні вали підлягають заміні, якщо знос шийки перевищує 10 % діаметра. Менший знос усувається поліруванням наждачним полотном. Вкладиші ремонтують або замінюють при збільшенні зазору понад утричі, а також за наявності тріщин або розшарувань.

Зубчасті колеса змінюють у разі:

- зносу зуба понад 30% по товщині,
- тріщин біля основи зубів,
- викришування понад 30% бічної поверхні або глибини вибоїн понад 10% товщини зуба [31-33].

3.2 Вибір та розрахунок системи мастила

Для змащування пластин гідроущільнення, вальниць, приводів агломашини, живильника та змішувача на позначці змішувачів встановлюють автоматичну мастильну станцію САГ–500. Одна така станція обслуговує шість агломашин з живильниками та шість змішувачів [35].

Практика експлуатації автоматичних станцій показала, що необхідно встановлювати дві блоковані станції, так як у разі виходу з ладу однієї мастильної станції в роботу включається інша [34]. На рис. 3.4 показана принципова схема змащування агломашини. По довжині агломашини змащування підводиться до пластин гідроущільнення у шести точках з кожного боку. Для змащування пластин ущільнювачів рекомендується застосувати консистентне мастило 1–13.

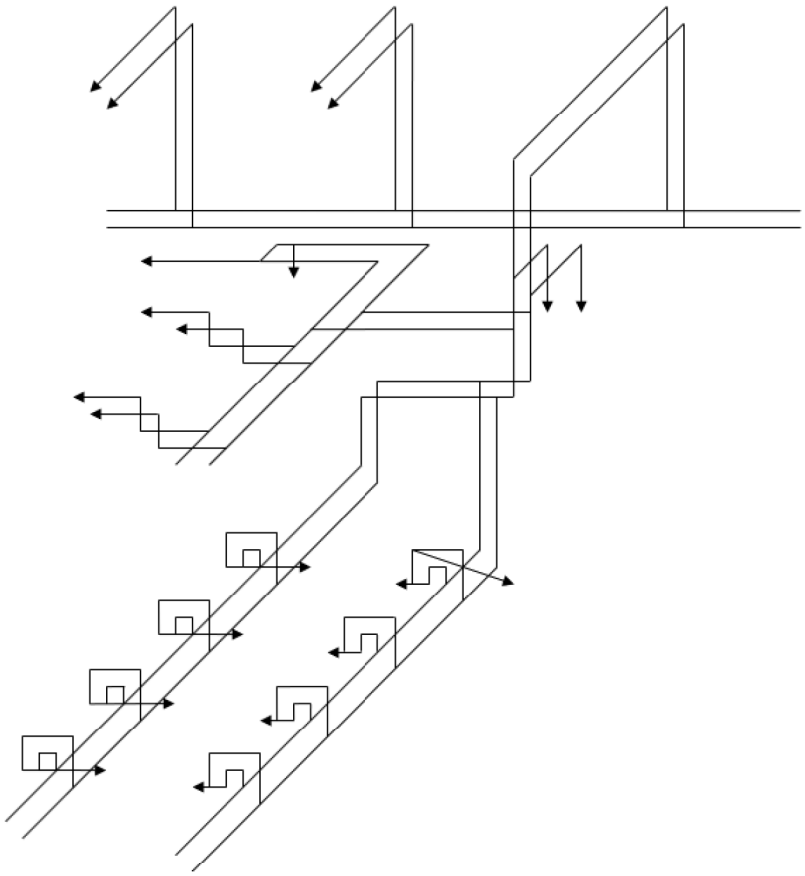


Рисунок 3.4 – Система автоматичного змащення агломашини

Норма витрати пластичного мастила в одиницю часу на одиницю площі поверхні, що змащується, визначається за формулою:

$$q=11\cdot k_1\cdot k_2\cdot k_3\cdot k_4\cdot k_5=11\cdot 1{,}8\cdot 1\cdot 1\cdot 1{,}2\cdot 1=23{,}76\ {}^{см^3}/_{м^2\cdot год}. \qquad (3.1)$$

де 11 – мінімальна норма витрати мастила;

k_1 – Коефіцієнт, що враховує залежність норми витрати мастила від діаметра вальниці;

$$k_1=1+4\cdot(d-100)\cdot 10^{-3}=1+4\cdot(300-100)\cdot 10^{-3}=1{,}8; \qquad (3.2)$$

k_2 – коефіцієнт, що характеризує залежність норми витрати мастила від частоти обертання;

$$k_2 = 1{,}0 + 4{,}0 \cdot (n - 100) \cdot 10^{-3} = 1{,}0 + 4{,}0 \cdot (100 - 100) \cdot 10^{-3} = 1; \qquad (3.3)$$

k_3 – коефіцієнт, що враховує вплив якості поверхонь, що труться на норму витрати мастила. При високій якості (сумарна площа дефектів не перевищує 5% контактної поверхні) $k_3 = 1{,}0$, а при задовільному $k_3 = 1{,}3$. Приймаємо $k_3 = 1{,}0$.

k_4 – Коефіцієнт, що залежить від робочої температури вальниці T_P. Якщо $T_P < 75$ °, то $k_4 = 1{,}0$, а якщо $T_P = (75 - 150)$ °С, то $k_4 = 1{,}2$. Приймаємо $k_4 = 1{,}2$.

k_5 – Коефіцієнт, що враховує вплив навантаження; $k_5 = 1{,}1$ та $k_5 = 1{,}0$, коли робоче навантаження відповідно перевищує і не перевищує проєктне значення. У нашому випадку навантаження не перевищує проєктне значення, тому приймаємо $k_5 = 1{,}0$.

Об'єм змащування, що періодично подається живильником у вальниці, можна визначити за формулою:

$$V = q \cdot F \cdot T = 23{,}76 \cdot 24 \cdot 0{,}5 = 285{,}12 \text{ см}^3. \qquad (3.4)$$

де F – площа контактної поверхні вальниці;

T – тривалість циклу змащування.

За отриманим значенням вибираємо живильник із найближчим більшиим значенням номінальної подачі. Ним є живильник 2-250-1-к.

3.3 Розрахунок стропування редуктора привода живильника

Основне завдання розрахунку полягає у виборі каната, а також визначенні довжин строп та висоти стропування.

Початковими даними для розрахунку стропу, що використвується при монтажі технологічного обладнання є його вагова характеристика ($G_Р$) і кут між горизонтом та площиною стропу (α) (рисунок 3.5).

Максимальний натяг у канаті визначається за виразом:

$$S_{max} = \frac{G}{n \cdot \sin \alpha} K_Н , \qquad (3.5)$$

де $G_Р$ =32,670 кН – вага устаткування, що монтується (редуктор);

n = 2 – число строп;

α =37 ^{0} – кут між площинами в якій лежить строп та горизонтом (рисунок 3.5);

$K_Н$ =1,4 – коефіцієнт нерівномірності розподілу навантаження.

$$S \frac{32,670}{2 \cdot \sin 37_{max}}$$

За знайденим зусилля визначаємо розривне зусилля каната:

$$P_Р = k \cdot S_{max} , \qquad (3.6)$$

де k = 6 – Коефіцієнт запасу міцності каната.

$$P_Р=6 \cdot 38=228 \text{ кН}$$

За знайденим розривним зусиллям визначаємо тип каната використовуваного в такелажній роботі, за довідником визначаємо, що для маркувальної групи 1568 МПа, при діаметрі каната $d_К$ =22,5 мм, розривне зусилля каната в цілому становить [$P_Р$]=251 кН (канат подвійної звивки типу ЛК–6 о.с .

$$[P_P] = 251 \text{ кН} > P_P = 228 \text{ кН}$$

Умова виконується.

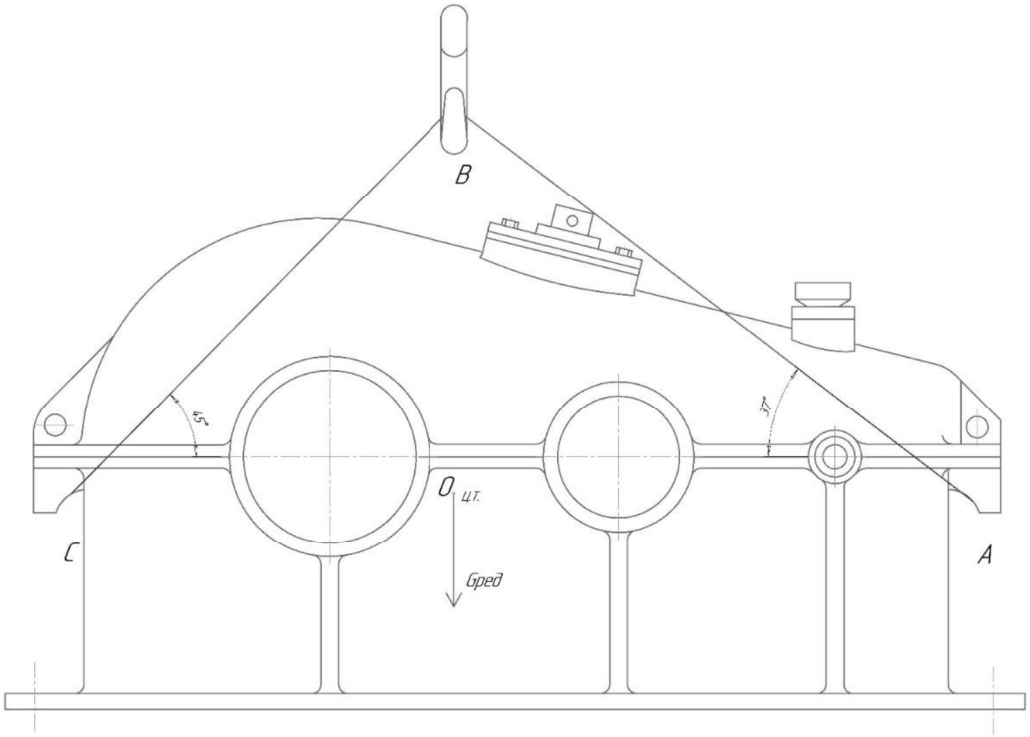


Рисунок 3.5 – Схема стропування редуктора

Як правило строп з обох кінців має петлі. Для утворення та утримання петель використовують заплітання або стискання.

Кількість стисків використовуваних під час виготовлення стропа залежить від вантажопідйомності і вибирається з довідкових величин за схемою зусиль у стисках (рисунок 3.6).

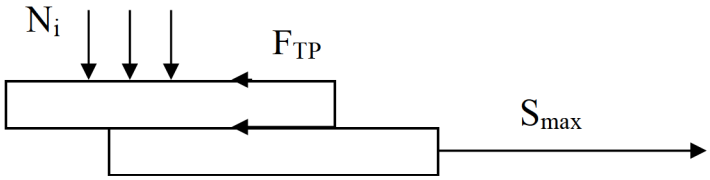


Рисунок 3.6 – До розрахунку зусилля у стиску

Кількість затискачів $z_{ст}$ визначаєтиься як:

$$z_{ст}=\frac{k\cdot F_{KP}}{2\cdot F_P\cdot f}\geq 3, \qquad (3.7)$$

де k – коефіцієнт, що характеризує надійність кріплення, k = 1,5;

$F_{кр}$ – зусилля, що виникає в місці кріплення каната, Н (рівне S_{MAX});

$F_р$ – зусилля, що діє вздовж осі різьбової скоби затиску, з урахуванням напружень, що виникають при затягуванні кріплення, Н.

$$F_P=\frac{\pi\cdot d_1^2}{4}\cdot\frac{[\sigma_P]}{1{,}3}, \qquad (3.8)$$

де d_1 = 25706 мм – внутрішній діаметр різьбової частини скоби М30;

$[\sigma_р]$ – допустиме напруження матеріалу скоби на розтяг, $[\sigma_р]=1{,}2\cdot 10^8$ Па;

f – Коефіцієнт тертя каната по канату, f = 0,15 ... 0,20.

$$F_P=\frac{3{,}14\cdot 0{,}025706^2}{4}\cdot\frac{1{,}2\cdot 10^8}{1{,}3}=47882\ \text{Н}$$

Підставивши отримані значення вираз (3.7), отримаємо:

$$z_{ст}=\frac{1{,}5\cdot 38000}{2\cdot 47882\cdot 0{,}2}=2{,}97$$

Приймаємо кількість затискачів $z_{сж}=3$.

Крок розташування затискачів:

$$t = 6 \cdot d = 6 \cdot 30 = 180 \text{ мм}.$$

Визначимо довжину заготовки каната, що використовується для виготовлення одного стропа:

$$L_{ЗАГ} = 2[L_1 + L_2(n_{СЖ} - 1) + L_3] + L_{СТР}, \qquad (3.9)$$

де L_1, L_2, L_3 – емпірично визначені частини стиску;

$L_{СТР}$ –довжина основної частини стропа.

Основна частина стропу визначається згідно схеми (рисунок 3.7):

$$L_{СТР\ ОС} = \frac{ОА}{\cos\alpha} = \frac{1135}{\cos 37^0} = 1421 \text{ мм};$$

$$L_{СТР\ ОА} = \frac{ОА}{\cos\alpha} = \frac{860}{\cos 4\,5^0} = 1216 \text{ мм}$$

$L_1 = 7 \cdot d_Б = 7 \cdot 30 = 210$ мм; $L_2 = 6 \cdot d_Б = 6 \cdot 30 = 180$ мм; $L_3 = 250$ мм;

$$L_{ЗАГ\ ОС} = 2 \cdot [210 + 180 \cdot (3 - 1) + 250] + 1421 = 3061 \text{ мм}$$

$$L_{ЗАГ\ ОА} = 2 \cdot [210 + 180 \cdot (3 - 1) + 250] + 1216 = 2856 \text{ мм}$$

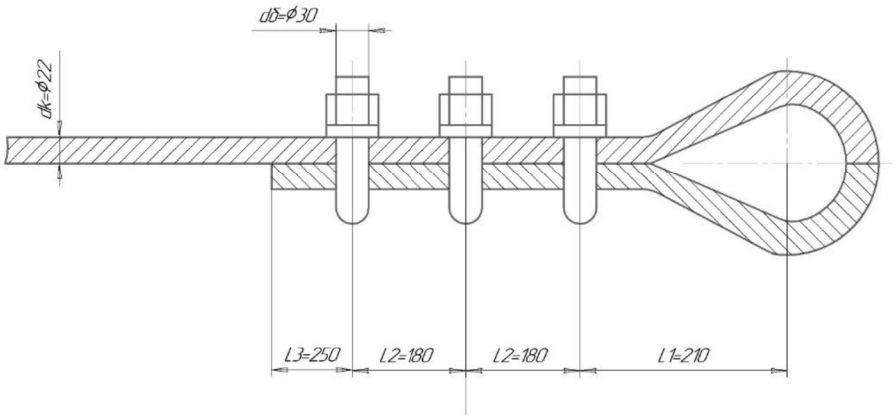


Рисунок 3.6 – Схема стисків стропа

Таким чином для виготовлення стропу для монтажу редуктора привода барабанно-лопатевого живильника обираємо заготовку з канату подвійної звивки типу ЛК–6 о.с діаметром 22,5 мм довжиною 3100 мм [36, 37].

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1. Аналіз та ідентифікація небезпечних і шкідливих чинників агломераційного виробництва

Аналіз наявності небезпечних і шкідливих чинників ділянках цеху підготовки складів показаний, що вони в основному пов'язані з деякими виділеннями пилу при грохоченні. Фактичний рівень запиленесті 7 мг/м^3 при ГДК 6,0 мг/м^3 (Таблиця 4.1).

Мікрокліматичні умови – допустимі по рівню температури 20°С (при зовнішній 20°С), швидкості руху повітря 0,33 м/с. Значення відносної вологості відповідає допустимим нормам в робочій зоні виробничих приміщень в холодний період року [38, 39].

Має місце загальна технологічна горизонтальна вібрація (при роботі аглострічки, гуркотів та живильників). Рівень вібрації не перевищує норм вібрації, що впливають на людину у виробничих умовах згідно ДСТУ [40].

При роботі гуркоту рівень постійного широкосмугового шуму рівний 103 дБ(А) (ДУ-80), що перевищує в 1,29 разу допустимий рівень звукового тиску в октавних смугах частот згідно ДСТУ. Для захисту органів слуху застосовуються ватяні вушні заглушки і спеціальні навушники [41].

Освітлення штучне загальне знаходиться в межах 200 лк. Це значення для даної операції є оптимальним.

На ділянці грохочення є шкідливий виробничий чинник – запилення, тобто дія силікатного пилу. Фактичний рівень запилення рівний 12,9 мг/м^3 при ГДК 6,0 мг/м^3 (перевищення на 6,9 мг/ м^3 або в 2,15 рази).

У таблиці 4.1 зведені чинники шкідливих та небезпечних умов виробничого середовища апгломераційного процесу, які мають місце на ділянці шихтопідготовки бункерної естакади.

Таблиця 4.1 – Карта умов праці шихтовщика агломераційного цеху

№ п/п	Чинники виробничого середовища і трудового процесу	Нормативні значення (ГДК, ГДУ)	Фактична величина	III клас– шкідливі небезпечні умови характер праці			Час дії %
				1 ступінь	2 ступінь	3 ступінь	
1	2	4	5	6	7	8	9
1	1 класс шкідливі хімічні речовини, мг/ м^3	0,01	0,012	1,2			91,3
	2 клас небезпеки – кислота сірчана	1,0	3,6		3,6		19,6
	3-4 класи безпеки перегони кам'яновугільних смол і пеків при вмісті в них бензапірену менше 0,075%	2,0	3,15	1,57			88,8
2	Пил переважно фіброгенного дії, мг/м^3	4,0	28,8			7,2	88,0
	Вуглецевий пил (кокс каменноугольний, пековий, нафтовий, сланцевий)	6	6,9	1,15			88,0
3	Шум, дБА	80	89	9			100
	- температура повітря, °С (теплий період)	13,19	30		4	11	88,0
	- швидкість руху повітря, м/с (теплий період)	0,5	0,3				88,0
	- відносна вологість повітря, % (теплий період)	75	79	5,3			88,0
	-інфрачервоне випромінювання,Вт/м^2	140	740		740		88,0

1. Гігієнічна характеристика умов праці:

Умови та специфіка виконуваних робіт класифікуються як такі, що належать до III класу за ступенем шкідливості — з наявністю суттєво виражених негативних впливів виробничого середовища на організм працівника.

2. Рівень техніко-організаційного забезпечення:

Робоче місце облаштоване відповідно до вимог чинної проєктної та технічної документації, що регламентує безпечні та ефективні умови праці.

3. Результати атестації робочого місця:

Умови праці визнані особливо шкідливими й важкими. Зафіксовано наявність одного виробничого чинника III ступеня, двох чинників II ступеня і ще двох — I ступеня. Такий рівень впливу відповідає показникам, визначеним у пункті 2, позиції №1 відповідного переліку.

4. Заходи щодо покращення умов праці:

Розроблено комплекс організаційно-технічних заходів, спрямованих на зниження рівня шкідливості виробничого середовища та поліпшення умов праці персоналу.

5. Пільги та компенсації, що діють і пропоновані – список №1 визначається колективним договором згідно із законом України «Про відпустки за результатами атестації робочих місць» в т.ч. видачею молочних продуктів.

4.2 Заходи захисту від впливу шкідливих і небезпечних чинників агломераційного виробництва

Агломераційний цех належить до категорії гарячих виробництв, тому для зменшення негативного впливу високих температур на організм працівників впроваджено комплекс заходів. Зокрема, персоналу надається підсолена вода (концентрація 0,5%) у кількості 4÷5 дм³ на особу за зміну для попередження зневоднення та підтримання водно-сольового балансу.

Враховуючи належність виявлених шкідливих та небезпечних чинників до фізичної групи згідно з класифікацією ДСТУ, усі працівники цеху безкоштовно забезпечуються спеціальним одягом, взуттям та засобами індивідуального захисту (ЗІЗ). Комплект ЗІЗ включає костюм з бавовняної тканини, захисне взуття (черевики), а в зимовий період утеплену куртку та ватяні брюки [42]. У таблиці 4.2 наведено основні шкідливі фактори виробничого середовища, характерні для ділянки шихтопідготовки, а також заходи технічно-організаційного характеру, щодо зменшення їнього впливу.

Таблиця 4.2 – Технічні заходи захисту від шкідливих чинників ділянки шихтопідготовки

№ п/п	Можливий чинник	Пристрій, що має забезпечувати захист	Модель пристрою	Технічна характеристика	Місце використання
1	Запилованість	Распіратор СІЗОД	"Пелюстка" 40	-	Індивід.
2	Шум	Навушники проти-шумові	-	Придатний до110дБА	Індивід.
3	Температура	Куртка тепла, ватні брюки	-	-	Індивід.
4	Температура в кабіні управління	Кондиціонер	-	У межах 20°±1° С	Усередині кабіни управління

4.3 Технічні рішення по гігієні праці

4.3.1 Створення мікроклімату на робочих місцях

Вентиляція – це комплекс технічних засобів і організаційних заходів, спрямованих на підтримання нормативних метеорологічних умов і забезпечення належної якості повітря у робочих та обслуговуваних зонах виробничих приміщень. Залежно від методу переміщення повітря розрізняють два основних типи вентиляції – природну та механічну.

З огляду на особливості виробничого процесу, у приміщеннях цеху застосовується переважно природна вентиляція, яка відбувається за рахунок теплового та вітрового напору. При цьому свіже повітря надходить і видаляється через технологічні прорізи, двері, ворота, вентиляційні ліхтарі та інші конструктивні елементи будівлі.

Виробничі приміщення не мають системи централізованого опалення, що зумовлено характером технологічних процесів. У свою чергу, побутові приміщення (душові, роздягальні, кімнати відпочинку тощо) обігріваються панельними (радіаторними) системами опалення. Як теплоносій використовується гаряча вода, що подається з теплоелектроцентралі підприємства.

Для забезпечення теплового комфорту працівників у холодний період року в неопалюваних виробничих і складських приміщеннях, а також на відкритих робочих майданчиках, передбачено обігрівальні приміщення. Їх площа визначається з розрахунку не менше ніж 0,1 м^2 на одного працівника найбільш чисельної зміни, але загалом не менше 12 м^2 [43].

4.3.2 Освітлення виробничого процесу

Раціонально організоване освітлення є важливою умовою створення безпечного та комфортного виробничого середовища. Недостатній рівень освітлення ускладнює виконання трудових операцій, знижує продуктивність праці, викликає перенапруження органів зору та підвищує ризик виробничого травматизму й професійних захворювань.

Характеристика умов зорової роботи в цеху [44]:

- Тип виконуваних робіт: середньої точності;
- Розмір об'єкта розпізнавання: від 0,5 до 1 мм;
- Клас зорової роботи: IV;
- Підклас зорової роботи: В;
- Контрастність об'єкта щодо фону: середня;
- Фон: середній;
- Нормоване значення освітленості (ЕН) для штучного освітлення: 300 лк.

Для забезпечення належних умов праці у приміщеннях, де відсутнє природне освітлення або виконуються ремонтні роботи, передбачено використання штучного освітлення.

На промислових підприємствах штучне освітлення поділяється на такі види:

- Робоче – забезпечує нормальні умови зору для виконання основних технологічних операцій у темний час доби або у приміщеннях без доступу денного світла;
- Аварійне – використовується у разі аварійного відключення основного освітлення для забезпечення мінімального рівня видимості;
- Евакуаційне – різновид аварійного освітлення, який призначений для безпечної евакуації персоналу у разі надзвичайних ситуацій;
- Охоронне – застосовується для освітлення периметрів і контрольованих зон у неробочий час;
- Чергове – реалізується на базі частини робочих або аварійних світильників, що залишаються увімкненими поза основним виробничим процесом.

На дільниці шихтопідготовки використовується комбіноване штучне освітлення з такими джерелами світла:

- Газорозрядні натрієві лампи низького тиску (ДНаТ);
- Сучасні світлодіодні (LED) лампи потужністю 250 Вт, які забезпечують енергоефективне освітлення з достатньою світловіддачею та довгим терміном експлуатації.

4.3.3 Шляхи мінімізації впливу виробничого шуму та вібрації

Тривалий вплив інтенсивного шуму, рівень якого перевищує 80 дБ, негативно впливає на слуховий апарат людини, що може призвести до пошкодження органів слуху, а з часом – до глухоти. Ступінь ушкодження залежить від інтенсивності та тривалості дії шуму. У легших випадках спостерігається тимчасове підвищення порогу чутності – зниження слухової чутливості, яке зникає після припинення шумового впливу. Проте за умов тривалої або надмірно інтенсивної дії можуть виникнути необоротні зміни,

зокрема стійка приглухуватість (тугоухість), яка проявляється постійним підвищенням порогу чутності.

Окрім прямого впливу на слух, інтенсивний шум суттєво підвищує фізичне та психоемоційне навантаження працівника. Для збереження попереднього рівня продуктивності в умовах шуму понад 80 дБ, людина витрачає на 10÷20% більше зусиль. Також встановлено, що загальна захворюваність серед працівників шумних виробництв зростає на 10÷15%, що безпосередньо позначається на зниженні працездатності, якості та безпеки праці.

Поняття емісії та імісії шуму:

- Імісія – це фактична дія шуму на людину, яка перебуває в зоні впливу джерел шуму. Вимірювання імісії здійснюється безпосередньо на робочому місці і є основою для порівняння з нормативними допустимими рівнями шуму.
- Емісія – характеристика джерела шуму, що описує його акустичні властивості та інтенсивність. При оцінці емісії враховуються закономірності розповсюдження шуму від джерела до точки впливу на людину.

Щоб мінімізувати шкідливий вплив шуму на працівників, необхідно впроваджувати комплекс інженерно-технічних заходів, серед яких:

- Звукоізоляція – зменшення проникнення звуку через будівельні конструкції (стіни, перегородки, двері);
- Звукопоглинання – використання матеріалів, що знижують відбиття звуку всередині приміщень;
- Віброізоляція – обмеження передачі коливань від джерел вібрації на конструкції будівель або робочі платформи.

Усі агрегати, які є потенційними джерелами вібрації (двигуни, вентиляційне обладнання, робочі машини тощо), встановлюються на індивідуальних фундаментах, ізольованих від основних несучих конструкцій будівлі. Такий підхід забезпечує зниження рівня як механічної вібрації, так і пов’язаного з нею шуму, сприяючи підвищенню безпеки і комфорту праці.

4.4 Електро- та пожежна безпека

Електротехнічне обладнання дільниці належить до установок напругою до 1000 В. Безпечна експлуатація таких систем значною мірою залежить від надійності застосованих засобів електрозахисту та дотримання технічних вимог.

Усі струмопровідні елементи надійно ізольовані. Як матеріали захисної ізоляції використовуються теплостійкі лаки, електроізоляційні плівки, а також емалеві та масляні фарби. Вимоги до ізоляційного покриття включають:

- швидке висихання;
- надійне зчеплення з основою;
- утворення електронепровідної, вологонепроникної, механічно стійкої плівки.

Для запобігання коротким замиканням передбачено застосування швидкодіючого релейного захисту, автоматичних вимикачів і плавких запобіжників, що спрацьовують при перевантаженнях або аварійних ситуаціях.

На всіх обертових вузлах обладнання встановлено захисні кожухи та огородження, які запобігають випадковому контакту з рухомими частинами.

Щодо вантажопідіймального обладнання, окрім вищеназваних заходів, передбачено додаткові системи безпеки:

- обмежувачі вантажопідіймальності, які виключають перевищення допустимого навантаження;
- механізми запобігання мимовільному опусканню вантажу, що забезпечують контрольованість руху;
- звукові попереджувальні сигнали, які подаються під час запуску вантажопідіймальних машин та транспортних пристроїв, інформуючи персонал про початок руху.

Суворе дотримання правил техніки безпеки, регламентів експлуатації та вимог охорони праці дозволяє істотно знизити ризики виробничого травматизму та сприяє підвищенню загального рівня безпеки на підприємстві.

Виробничі приміщення агломераційного цеху за класифікацією пожежної небезпеки належать переважно до категорії Д (цехи без виділення горючих речовин, "холодні" ділянки). Винятком є ділянка спікання агломерату, де ведуться операції з розжареним матеріалом, що відносить її до категорії Г (наявність твердих горючих речовин, включно з гарячими поверхнями та іскроутворенням).

Будівлі цеху за ступенем вогнестійкості належать до II класу - з несучими та захисними конструкціями з природного або штучного каменю, бетону чи залізобетону, з використанням листових або плитних матеріалів. У покриттях дозволяється застосовувати незахищені сталеві конструкції.

Всі будівлі та споруди повинні мати вільний і безперешкодний доступ для пожежної техніки та персоналу. Протипожежні розриви між об’єктами забороняється використовувати для зберігання матеріалів або устаткування. Територія цеху, а також приміщення побутового та виробничого призначення повинні утримуватись у чистоті, сміття та відходи - своєчасно видалятись відповідно до санітарно-протипожежних норм.

До засобів первинного пожежогасіння, що використовуються на підприємстві, належать:

- вогнегасники (порошкові);
- пожежний інвентар: негорюче покривало, ящики з піском, бочки з водою, пожежні відра, совкові лопати;
- штурмовий інвентар: багри, ломи, сокири тощо.

Усе обладнання розміщується на протипожежних щитах, які встановлені на основних дільницях цеху. Щити фарбуються у червоний колір та розташовуються у зонах із вільним доступом для оперативного застосування.

Для приміщень категорій Г і Д, площею до 1800 м², рекомендовано оснащення:

- двома переносними порошковими вогнегасниками місткістю по 5 л;
- одним порошковим вогнегасником місткістю 10 л.

Цех обладнано внутрішнім протипожежним водопроводом з пожежними кранами та рукавами. Всього встановлено 4 протипожежні щити, які містять:

- вогнегасники порошкові типу ВП – 33 шт.;
- ящики з піском – 4 шт.;
- ломи, багри, лопати – по 4 шт. кожного виду.

У складських приміщеннях встановлено бочки з водою об'ємом 0,2 м³, до яких додаються відра місткістю 0,008 м³ для ручного забору води.

4.5 Організація теплозахисту пульта управління агломераційним процесом

Умови праці і терморадіаційний режим в кабіні управління агломашини значно відрізняються по особливостях дії теплових потоків від умов праці на відкритих місцях [47].

Головними чинниками, що несприятливо впливають на організм операторів, є проникаюче випромінювання, висока температура обгороджувань повітря в кабінах.

Для розрахунку тепловідбивання кабіни стінок управління використаємо наступні вихідні дані:

T_A=200+273=473° К – температура пирога агломерату;

$T_П$=25+273=298 ° К – температура повітря;

T_E=30+273=303° К – температура стінки кабіни.

Визначаємо міру екранізації по формулі:

$$\mu=\frac{T_A}{T_E}=\frac{473}{303}\text{-}=1,56 \qquad (4.1)$$

Міра чорноти стінок кабіни управління, виготовленої з чорного металу складе: $\xi = 0,94$

Тоді приведена міра чорноти складе:

а) між спічним візком і кабіною:

$$E_{АД}=\frac{1}{\frac{1}{E_B}+\frac{1}{E_E}-1}=\frac{1}{\frac{1}{0,8}+\frac{1}{0,07}-1}=0,07, \qquad (4.2)$$

де E_B – чорнота джерела випромінювання;

E_E – чорнота стінок кабіни.

б) між спічним візком і повітрям, для якого можна прийняти $\xi_в = 0,82$, визначимо по формулі:

$$E_{АП}=\frac{1}{\frac{1}{E_B}+\frac{1}{E_П}-1}=\frac{1}{\frac{1}{0,8}+\frac{1}{0,82}-1}=0,75 \ , \qquad (4.3)$$

де E_B – чорнота джерела випромінювання;

$E_П$ – поглинаюча здатність повітря.

Визначаємо кількість екранів по формулі:

$$n=\frac{1-\left(\frac{T_П}{T_A}\right)^4}{\frac{1}{\mu^4}-\left(\frac{T_П}{T_A}\right)^4}\cdot\frac{E_{АД}}{E_{АП}}-1=\frac{1-\left(\frac{298}{473}\right)^4}{\frac{1}{\mu^4}-\left(\frac{298}{473}\right)^4}\cdot\frac{0,07}{0,75}-1=0,74; \qquad (4.4)$$

Отже, достатній одношаровий екран з листового металу, щоб забезпечити температуру на зовнішній поверхні в межах бажаної температури 30°С.

Скління кабіни виконане з двох паралельно вставлених скляних листів сталеніта, відстань між якими 60 мм. Опроміненість на першому склі з боку джерела тепла t_1 =150 °С, другого t_2 =45 °С, температура повітря усередині поста 20 °С.

Оскільки при зміні тепла конвективним потоком долається опір двох пограничних шарів на поверхнях, що обмежують прошарок, то тепловий потік через повітряний прошарок буде:

$$q=\left(\frac{\lambda_{пов}}{\delta_{пов}}+0,5\cdot\alpha_{конв}+\alpha_{пром}\right)\cdot\Delta t;Вт/м^2, \qquad (4.5)$$

де $\alpha_{конв}$ – коефіцієнт тепловіддачі конвекцією (при вільному русі дійсний для вертикальних прошарків);

$\delta_{пов}$– товщина повітряного прошарку (0,06 м).

$$\alpha_{конв}=2,56\cdot(t_1-t_n)^{\frac{1}{4}}=2,56\cdot(150-20)^{\frac{1}{4}}=8,64Вт/(м^2\cdot град)$$

Променистий тепловий потік між паралельним склом:

$$q_{пром}=1,025\cdot5,67\left[\left(\frac{403}{100}\right)^4-\left(\frac{313}{100}\right)^4\right]=852,5Вт/м^2,$$

де $\xi_{пр}=\frac{1}{\frac{1}{\xi_1}+\frac{1}{\xi_2}-1}=\frac{1}{\frac{1}{0,037}+\frac{1}{0,937}-1}=1,025$ – міра чорноти. (4.6)

Коефіцієнт теплопередачі випромінюванням:

$$\alpha_{пром}=\frac{q_{пром}}{\Delta t}=\frac{852,5}{150-45}=8,12Вт/(м^2\cdot град) \qquad (4.7)$$

тоді: $$q=\left(\frac{0,03}{0,06}+0,5\cdot8,64+8,12\right)\cdot(150-20)=1682,2Вт/м^2$$

Тепловий потік від внутрішнього скла в навколишній простір поста:

$$q_{пром}=0,88\cdot5,67\cdot\left[\left(\frac{273+45}{400}\right)^4-\left(\frac{273+20}{100}\right)^4\right]=116,5\frac{Вт}{м^2} \qquad (4.8)$$

де $$\xi_{пр}=\frac{1}{\frac{1}{\xi_1}+\frac{1}{\xi_2}-1}=\frac{1}{\frac{1}{0,937}+\frac{1}{0,3}-1}=0,88 \qquad (4.9)$$

$$\alpha_{пром}=\frac{q_{пром}}{\Delta t}=\frac{116,5}{45\text{-}20}=4,66Вт/(м^2\cdot г\cdot град) \quad (4.10)$$

Коефіцієнт теплопередачі конвекцією:

$$\alpha_{конв}=2,56\cdot(t_2-t_n)^{\frac{1}{4}}=2,56\cdot(45-20)^{\frac{1}{4}}=5,72\,Вт/(м^2\cdot град) \quad (4.11)$$

$$q_{конв}=\alpha_{конв}\cdot\Delta t=5,72\cdot(45-20)^{\frac{1}{4}}=12,81\,Вт/м^2$$

Загальний тепловий потік складе:

$$q=q_{пром}+q_{конв}=116,5+12,81=129,31Вт/м^2 \quad (4.12)$$

Максимальна швидкість вільного руху повітря між паралельним склом:

$$\omega\sqrt[3]{q_c\cdot z}_{max} \quad (4.13)$$

де q_c – тепловіддача з одиниці площі гріючої поверхні в 1 с

$$q_c=\frac{\alpha_{конв}\cdot V_{CT}}{3600}, \quad (4.14)$$

де $V_{ст}$ – різниця між температурою скла і температурою не нагрітого повітря

$V_{CT}=150-20=130\,°C$, z – висота середньої точки, м.

$$q_c=\frac{8,64\cdot 130}{3600}=0,312\,Вт/(м^2\cdot с) \quad (4.15)$$

$$\omega_{max} = 1{,}3 \cdot \sqrt[3]{q_c \cdot z} = 1{,}3 \cdot \sqrt[3]{0{,}312 \cdot 0{,}45} = 0{,}7 м/с \qquad (4.16)$$

Максимальна температура в поточній точці потоку, де швидкість має максимум: $t_z = V_z + t_n$

Надлишкова температура повітря в крапці де температура має максимум:

$$V_z = 103{,}8 \cdot \sqrt[3]{\frac{q_c^2}{z}} = 103{,}8 \cdot \sqrt[3]{\frac{0{,}312^{\,2}}{0{,}45}} = 70{,}2°C; \qquad (4.17)$$

$$t_z = 70{,}2 + 20 = 90{,}2°C$$

У секунду нагрівається кількість повітря:

$$q = \rho_в \cdot V \text{ , кг/с ,}$$

де ρ – щільність повітря, кг/м^3;

$V_в$ – об'єм повітря, м^3/с

По $t_m = \frac{t_1 + t_2}{2} = \frac{150 + 45}{2} = 52{,}5°C$ знаходимо:

$$\rho_в = 0{,}955 кг/м^3 \text{ , } V = f \cdot \omega_в \text{ ,}$$

де f – площа поперечного перетину між скляного простору при довжині стінки 1м;

$$f = 1 \cdot 0{,}06 = 0{,}06 м^2 \text{ ; } \omega_в = 0{,}35 м/с$$

$$V = 0{,}06 \cdot 0{,}35 = 0{,}021 м^3/с$$

Тепловий зміст повітря що нагрівається за одну 1 секунду:

$$Q = C_P \cdot V \cdot \Delta t = 0{,}28 \cdot 0{,}955 \cdot 0{,}021 \cdot (52{,}5 - 20) = 0{,}18 Вт / с$$

$$Q' = 3600 \cdot 0{,}18 = 648 Вт$$

З 1 м^2 першого ряду стінки за 1 годину передається 1682 Вт тепла; від другого ряду стінки в простір кабіни передається 129,31 Вт/м^2, а 648 Вт/м^2 передається повітрю, що проходить між стінками.

Отже, при природному просмоктуванні повітря 85% тепла виноситься повітрям, а 15% відсотків, що залишилися, витрачаються на нагрів другого ряду скла та передачу тепла у внутрішній простір кабіни.

При обдуванні між екранного простору на внутрішній стороні другого скла встановлюється температура 30 °С. При цьому тепловіддача через скло знижується з 129,31 до 105,8 Вт/м^2.

Таким чином при подвійному екрануванні склом з продувкою повітрям значно знижується теплоподача в кабіну управління.

Висновки

1. Аналіз технологічного процесу та устаткування агломераційного цеху ПАТ «Запоріжсталь» показав, що одним із ключових проблемних вузлів є недостатня якість укладання шихти на спічні візки, а також обмежена надійність завантажувального вузла агломераційної машини.
2. Огляд світового досвіду та технічної літератури засвідчив, що аналогічні проблеми спостерігаються і в інших типових рішеннях, які застосовуються в міжнародній практиці. Зокрема, електровіброживильники, що часто використовуються для подачі шихти, мають схильність до забивання вологим матеріалом, що призводить до неоднорідності завантаження та зниження ефективності процесу спікання.
3. Запропонована модернізація вузла завантаження шихти передбачає вдосконалення конструкції та оптимізацію роботи системи подачі, що дозволяє досягти збільшення продуктивності, підвищення довговічності вузлів, а також покращення якості агломерату завдяки рівномірнішому розподілу матеріалу на візку.
4. Розрахунки на міцність основних навантажених елементів конструкції підтвердили високий рівень надійності запропонованої модернізації.
5. Для забезпечення стабільної роботи агломераційної машини необхідно дотримуватись рекомендацій з монтажу та експлуатації, викладених у розділі 3. Заходи з техногенної безпеки наведені у розділі 4.
6. На основі аналізу умов експлуатації барабанно-лопатевого живильника виконано розрахунок необхідної потужності електродвигуна, а також підбір основних елементів приводу, що гарантує ефективну роботу вузла при змінному навантаженні.
7. Результати цієї роботи мають практичну цінність не лише для ПАТ «Запоріжсталь», а й можуть бути впроваджені для підвищення ефективності їх функціонування на інших металургійних підприємствах, де експлуатуються агломераційні машини стрічкового типу.

Список використаної літератури

1. Сировинні матеріали та їх підготовка до металургійних процесів / С. А. Воденніков та ін. Запоріжжя : ЗДІА, 2013. 408 с.
2. Теорія металургійних процесів/ Охотський В.Б. та ін. К.: ІЗМН, 1997. 512 с.
3. Мних А.С. Підвищення енергоефективності процесу агломерації: монографія. LAP Lambert Academic Publishing, 2018. 192 с.
4. Русанов І.Ф., Петрушов С.М. Конструкції і обладнання фабрик окускування. Алчевськ : ДонДТУ, 2010. 272 с.
5. Петрушов С.М. Формування шару шихти на агломашині: навч. посіб. Алчевськ: ДонДТУ, 2008. 182 с.
6. Gooch J. W. Agglomerate. *Encyclopedic Dictionary of Polymers*. New York, NY, 2011. P. 22. URL: https://doi.org/10.1007/978-1-4419-6247-8_322
7. §5. Підготовка залізняку до доменної плавки. *StudFiles*. URL: https://studfile.net/preview/9397828/page:5/ (дата звернення: 17.05.2025).
8. Задачник з теорії процесів підготовки сировини до доменної плавки. / Семакова В.Б. та ін. Маріуполь: ПДТУ, 2010. 105 с.
9. Руденко М.Р. Споруди та обладнання металургійних цехів. Модуль 1 Споруди та обладнання цехів підготовки сировини: конспект лекцій. Кам'янське: ДДТУ, 2019. 67 с.
10. Kirchhof M. J., Schmid H. J., Peukert W. Three-dimensional simulation of viscous-flow agglomerate sintering. Physical Review E. 2009. Vol. 80, no. 2. URL: https://doi.org/10.1103/physreve.80.026319
11. Wang C., Chen S.-H. The effect of agglomerate on micro-structural evolution in solid-state sintering. Acta Mechanica Sinica. 2012. Vol. 28, no. 5. P. 1323–1330. URL: https://doi.org/10.1007/s10409-012-0030-x
12. Смірнов В.М., Головань В.П., Корнійчук Б.В. Деталі машин і основи

конструювання: метод. вказівки. Київ: Київський національний університет будівництва і архітектури (КНУБА), 2013. 96 с.

13. Удосконалення технологій і обладнання агломераційного виробництва: монографія. / Учитель О.Д., Засельський В.Й., Пополов Д.В., Засельський І.В. Кривий Ріг: Літерія, 2018. 184 с.
14. Учасники проектів Вікімедіа. Живильник – Вікіпедія. *Вікіпедія*. URL: https://uk.wikipedia.org/wiki/Живильник (дата звернення: 19.05.2025).
15. Удосконалення обладнання та процесів вуглепідготовки і кососортування металургійного виробництва: монографія/ Засельський В. Й. та ін. Кривий Ріг: Р. А. Козлов, 2019. 203 с.
16. Технологічні машини: підручник для студентів спеціальностей механічної інженерії закладів вищої освіти./ Гнітько С.М та ін. Харків: НТМТ, 2020. 258 с.
17. Білодіденко С. В., Гануш В. І., Клименко Ю. М. Розрахунки металургійного обладнання аглодоменних та сталеплавильних цехів: навч. посіб. Дніпро: НМетАУ, 2016. 138 с.
18. Муфта пружна втулочно-пальцева МУВП в Дніпрі від компанії "ООО "НПП ДРМЗ"". "ООО "НПП ДРМЗ"" - контакти, товари, послуги, ціни. URL: https://drmz.prom.ua/ua/g22525938-mufta-uprugaya-vtulochno (дата звернення: 25.05.2025).
19. Марочник сталі і сплавів [Електронний ресурс]. URL: http://www.splav-kharkov.com/main.php.
20. Матеріалознавство : підручник / С. С. Дяченко, І. В. Дощечкіна, А. О. Мовлян, Е. І. Плешаков; за ред. проф. С. С. Дяченко. Харків : ХНАДУ, 2007. 440 с.
21. Металознавство: підручник / О. М. Бялік та ін.; - 2-ге вид., перероб. і доп. К. : ІВЦ Видавництво “Політехніка”, 2002. 384 с.
22. Колосов Д.Л., Кіба В.Я. Опір матеріалів у прикладах та завданнях: навч. посібник. Дніпро: Національний технічний університет

«Дніпровська Політехніка», 2021. 106 с.

23. 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.
24. Стрелец В. В. Деталі машин і основи конструювання. Суми : Сум. держ. ун–т, 2022. 150 с.
25. Мархель І. І. Деталі машин : навч. посіб. К. : Алерта, 2005. 368 с.
26. Півняк Г.Г., Бешта О.С., Фількін М.П. Автоматизований електропривод у прокатному виробництві. Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2008. 352с.
27. Жук А. Я., Желябіна Н. К. Основи розрахунків приводів машин: Навчальний посібник. Запоріжжя: ЗДІА, 1996. 145 с.
28. Муфти МУВП купити в Україна. Муфти МУВП замовити за найкращою ціною - ОЛ Насос. Фото, опису, характеристики, відгуки. Доставка по всій Україні. *ОЛ Насос, Харків, Україна*. URL: https://all-nasos.com.ua/uk/products/mufty-uprugie-vtulochno-palcevye-f774627/ (дата звернення: 25.05.2025).
29. Загальний каталог вальниць – представлений в інтернет-магазині tct-h.ua. *ТСТ-Н*. URL: https://tct-h.ua/ua/obshchiy-katalog-podshipnikov-osnovnye (дата звернення: 28.05.2025).
30. ДСТУ 9080:2021 Вальниці кочення. Вальниці кулькові та роликові. Система умовних позначень. БУДСТАНДАРТ Online - нормативні документи будівельної галузі України. URL: https://online.budstandart.com/ua/catalog/doc-page.html?id_doc=94541 (дата звернення: 30.05.2025).
31. Технічне обслуговування металургійного обладнання : навч. посіб. / А. Я. Жук та ін. Київ : Кондор, 2017. 288 с.
32. Ремонт металургійного обладнання : навч. посіб. / А. Я. Жук та ін. Київ : Кондор, 2017. 236 с.
33. Монтаж металургійного обладнання : навч. посіб. / А. Я. Жук та ін. Київ : Кондор, 2017. 374 с.

34. Закалов О.В., Закалов І.О. Основи тертя і зношування в машинах: навч. посіб. Тернопіль: Видавництво ТНТУ ім. І.Пулюя, 2011. 322 с.
35. 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.
36. Вимоги до стропів. *Онлайн-консультант інженера з охорони праці*. URL: https://ohoronapraci.com.ua/consultations/668438-vymohy-do-stropiv (дата звернення: 02.06.2025).
37. Види, призначення та норми бракування стропів. Правила вибору знімних вантажозахоплювальних пристроїв. *Освітній проект «На Урок» для вчителів*. URL: https://naurok.com.ua/vidi-priznachennya-ta-normi-brakuvannya-stropiv-pravila-viboru-znimnih-vantazhozahoplyuvalnih-pristro-v-392655.html (дата звернення: 02.06.2025).
38. ДСН 3.3.6.042–99 Санітарні норми мікроклімату виробничих приміщень
39. Охорона праці на гірничо–металургійному підприємстві: навч. посібник. Ч.І: Металургійний комплекс. / В.О.Шеремет та ін. Дніпропетровськ: Січ, 2002. 375 с.
40. ДСТУ EN 60068-2-65:2022 Випробування на вплив навколишнього середовища. Частина 2-65. Випробування. Випробування Fg. Вібрація. Акустичний метод (EN 60068-2-65:2013, IDT; IEC 60068-2-65:2013, IDT). БУДСТАНДАРТ Online - нормативні документи будівельної галузі України. URL: https://online.budstandart.com/ua/catalog/doc-page.html?id_doc=101438 (дата звернення: 10.06.2025).
41. ДСТУ ГОСТ 31301:2007 Шум. Планування заходів щодо керування шумом установок і підприємств, які працюють під відкритим небом (ИСО 15664:2001). *БУДСТАНДАРТ Online - нормативні документи будівельної галузі України*.

URL: https://online.budstandart.com/ua/catalog/doc-page.html?id_doc=25974 (дата звернення: 10.06.2025).

42. 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.
43. 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.
44. ДБН В.2.5–28–2006. Інженерне обладнання будинків і споруд. Природне і штучне освітлення [Електронний ресурс] // Мінбуд України. – 2006. – Режим доступу до ресурсу: http://www.gorsvet.kiev.ua/wp–content/uploads/2016/08/ДБН–В.2.5–28–2006.pdf.
45. 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. – Режим доступу до ресурсу: http://kbu.org.ua/assets/app/documents/dbn2/32.1.%20ДБН%20В.1.1–7~2016.%20Пожежна%20безпека%20об’єктів%20будівни.pdf.
46. НПАОП 27.0–1.01–08 Правила охорони праці в металургійній промисловості.
47. 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