Міністерство освіти та 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 МАГІСТРА

На тему: Аналіз ефективності роботи дробоструминної установки

Виконав: магістрант групи 8.1334

Починок А.Ю.
(ПІБ) (підпис)

спеціальності

133 Галузеве машинобудування
(шифр і назва)

спеціалізація

(шифр і назва)

Освітньо-професійна програма
133.00.12 Металургійне обладнання
(шифр і назва)

Керівник Власов А.О.
(прізвище та ініціали) (підпис)

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

Запоріжжя – 2025 року

Запорізький національний університет
(повне найменування вищого навчального закладу)

Факультет Інженерний навчально-науковий інститут .

Кафедра металургійного обладнання .

Рівень вищої освіти магістр .
(другий (магістерський) рівень)

Спеціальність 133 Галузеве машинобудування .
(шифр і назва)

Спеціалізація .
(шифр і назва)

Освітньо-професійна програма 133.00.12 Металургійне обладнання
(шифр і назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедрою А.О. Власов

_____

“____”_____20___ року

Завдання
до випускної кваліфікаційної роботи магістра

Починку Артему Юрійовичу
(прізвище, ім’я, по батькові)

1. Тема магістерської роботи: Аналіз ефективності роботи дробоструминної установки
керівник магістерської роботи к.т.н., доцент Власов А.О.,
затверджені наказом вищого навчального закладу від “27“ лютого 2025 року № 319-с.
2. Строк подання студентом магістерської роботи 10 грудня 2025 року.
3. Вихідні дані магістерської роботи показники роботи збагачення червоних шламів
4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): 1. Огляд і аналіз науково-технічних рішень підвищення ефективності збагачення червоних шламів та обґрунтування обраного напрямку роботи; 2. Розрахункова частина; 3. Дослідно-експериментальна частина; 4. Охорона праці та техногенна безпека в галузі. Загальні висновки та рекомендації .
5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов’язкових креслень): 1. Дробоструменна установка – 1А1; 2. Гвинтовий конвеєр – 1А1; 3. Дослідження руху частинок – 2А1; 4. Моделювання роботи дробоструменевої установки – 1А1.

6. Консультанти розділів магістерської роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		Завдання видав	Завдання прийняв
1	Власов А.О., к.т.н, доцент		
2	Власов А.О., к.т.н, доцент		
3	Власов А.О., к.т.н, доцент		
4	Власов А.О., к.т.н, доцент		

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів магістерської роботи	Строк виконання етапів магістерської роботи	Примітки
1	Збір матеріалу на проектування	01.05.25 – 27.05.25	
2	Групування та аналіз зібраного матеріалу. Уточнення завдань проектування	01.09.25 – 15.09.25	
3	Виконання теоретичної частини проекту	16.09.25 – 16.10.25	
4	Виконання графічної частини проекту	17.10.25 – 17.11.25	
5	Написання та оформлення пояснювальної записки	18.11.25 – 30.11.25	
6	Перевірка проекту консультантами	01.12.25 – 08.12.25	
7	Попередній захист проекту	08.12.2025	
8	Переплітання пояснювальної записки	Згідно з графіком	
9	Захист проекту у ЕК	Згідно з графіком	

Студент _____ А.Ю. Починок
(підпис) (прізвище та ініціали)

Керівник магістерської роботи _____ А.О. Власов
(підпис) (прізвище та ініціали)

АНОТАЦІЯ

Починок А. Ю. Аналіз ефективності роботи дробоструминної установки.

Кваліфікаційна випускна робота для здобуття ступеня вищої освіти магістра за спеціальність 133 – Галузеве машинобудування, науковий керівник А.О. Власов. Запорізький національний університет, інженерний навчально-науковий інститут, кафедра металургійного обладнання, 2025.

В роботі розкриті питання щодо ефективності дробоструминної установки, змодельовані процеси, які мають місце при роботі установки, проведені дослідження, на основі яких визначено вплив системи повернення і очищення дробу.

Ключові слова: ЧАСТИНКИ, КОЕФІЦІЄНТ ВІДНОВЛЕННЯ, МІКРОСТРУКТУРА, СПІВУДАРНА ПОВЕДІНКА, РІДИННІ СИЛИ, ВАКУУМНИЙ НАСОС, ДРОБЕСТРУМ.

ABSTRACT

Pochynok A. Yu. Analysis of the efficiency of the shot blasting installation.

Qualification final work for obtaining a master's degree in specialty 133 - Industrial mechanical engineering, scientific supervisor A.O. Vlasov. Zaporizhzhia National University, Engineering Educational and Scientific Institute, Department of Metallurgical Equipment, 2025.

The work reveals issues regarding the efficiency of the shot blasting installation, models the processes that occur during the operation of the installation, and conducts research on the basis of which the influence of the shot return and cleaning system is determined.

Keywords: PARTICLES, RECOVERY COEFFICIENT, MICROSTRUCTURE, IMPACT BEHAVIOR, LIQUID FORCES, VACUUM PUMP, SHOT SHOT.SLUDGE, IRON OXIDE.

Зміст

ПЕРЕЛІК УМОВНИХ ПОЗНАЧЕНЬ ТА СКОРОЧЕНЬ 7
Вступ 9
1 ОГЛЯД І АНАЛІЗ НАУКОВО-ТЕХНІЧНИХ РІШЕНЬ ТА ОБҐРУНТУВАННЯ ОБРАНОГО НАПРЯМКУ РОБОТИ 11
1.1 Ливарний цех 11
1.1.1 Загальні відомості про ливарний цех 11
1.1.2 Технологія виробництва виливків 11
1.1.3 Технологічний процес готування формувальних та стрижневих сумішей 13
1.1.4 Основне й допоміжне устаткування ливарного цеху 17
1.2 Технологія заливання, охолодження та вибивання форм 20
1.3 Устаткування для обрубання й очищення виливків 25
1.4 Універсальна дробометна камера періодичної дії моделі 42832, складові частини й аналіз їх роботи 30
1.5 Пропозиція по модернізації вузлів дробометної камери 38
2 2 РОЗРАХУНКОВА ЧАСТИНА 40
2.1 Розрахунок гвинтового конвеєра 40
2.1.1 Розрахунок параметрів привода гвинтового конвеєра 40
2.1.2 Розрахунок тіла валу гвинтового конвеєра на деформації 46
2.1.3 Розрахунок клинопасової передачі 49
2.1.4 Перевірочний розрахунок шпонки валу гвинтового конвеєра 57
2.2 Розрахунок параметрів привода елеватора 59
3 ДОСЛІДНО–ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНА ЧАСТИНА. 78
3.1 Обґрунтування обраного напрямку роботи 78
3.2 Теорія відскоку 78
3.3 Теорія зіткнення 82
3.3.1 Рух частинок в рідинах 82
3.3.2 Вільне падіння без опору повітря 88

3.3.3 Падіння з опором повітря 90
3.4 Моделювання роботи дробоструминної установки 93
3.5 Моделювання падіння дробинки з використанням EDEM 102
4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА В ГАЛУЗІ 107
4.1 Виявлення та оцінка шкідливих та небезпечних чинників 107
4.1.1 Характеристика ступеня безпеки технологічного процесу, рівня його механізації й автоматизації 107
4.1.2 Аналіз потенційно небезпечних і шкідливих факторів 108
4.2 Заходи щодо захисту від виявлених шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища 110
4.3 Технічні рішення по гігієні праці і виробничій санітарії 111
4.3.1 Мікроклімат 111
4.3.2 Освітлення виробничих приміщень 112
4.3.3 Виробничий шум 113
4.4 Засоби пожежної безпеки 114
4.5 Розрахунок захисного заземлення 115
ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ ТА РЕКОМЕНДАЦІЇ 120
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ЛІТЕРАТУРНИХ ДЖЕРЕЛ 121
СПИСОК ГРАФІЧНОГО МАТЕРІАЛУ **Помилка! Закладку не визначено.**
5 ДОДАТКИ 125

ПЕРЕЛІК УМОВНИХ ПОЗНАЧЕНЬ ТА СКОРОЧЕНЬ

v – швидкість, м/с;

E – енергія, Дж;

m – маса, кг;

e – кількість ударів о поверхню;

F – сила, Н;

V – об’єм, м^3;

ρ – щільність, кг/м^3;

g – сила тяжіння, м/с^2;

A – підйомна сила, Н;

d – діаметр частинки, мкм;

p – тиск, кг/мс^2;

a – прискорення, м/с^2;

c_W – коефіцієнт опору;

A_W – площа притоку, м^2;

η – динамічна в'язкість, кг/мс;

R_e – число Рейнольдса;

t – деформація;

v_0 – швидкість при t = 0, м/с;

R – конструктивний радіус дробометного колеса, м;

f – коефіцієнт тертя дробу про лопатки;

γ – насипна щільність дробу, кг/м^3;

n_0 – базова швидкість обертання ротора (колеса), хв$^{-1}$;

$\delta_л$ – висота лопатки імпелера, м;

Δ – радіальний зазор між імпелером і втулкою, м;
А – середній розмір використовуваної, м;

b – ширина лопатки імпелера, м;

i – кількість лопаток імпелера;

t – час, с;

α_0 – кут відхилення від дотичної вектору абсолютної швидкості викидання дробинки імпелером;

δ– кут між лінією зіткнення дробинок 1 та 2 у напрямку лопатки;

v_0 радіальна швидкість, м/с;

v_x – окружна швидкість, м/с;

k – коефіцієнт відновлення швидкості при зіткненні дробинок;

m_1та m_2– маси дробинок 1 та 2;

ω – кутова швидкість, рад/с.

СУБД – система управління базами даних.

Вступ

Актуальність роботи. Дробометна камера призначена для дробометної обробки деталей, які підвішені на гаку, встановлені в дзвоні аба на столі, що одночасно переміщюються та обертаються. При такому обертанні й переміщенні деталей знизу й зверху подаються абразиви. Такий метод дозволяє оптимально за один цикл обробити всю поверхню деталі. Завантаження деталей може здійснюватися в дробометну установку певними партіями або одинично. Якщо планується обробити партію деталей, тоді в дробометній камері використовується спеціальний пристрій, форма якого залежить від розмірів і ваги деталей, що завантажуються. При цьому в обов'язковому порядку враховується вантажопідйомність гака, а також максимальний ступінь використання робочого простору.

Матеріалом для виготовлення дробеметной камери є сталь, а її простір захищає обшивання з броневих листів. Відпрацьовані абразиви збираються в нижній частині камери, що має форму жолоба. Дробометне устаткування установлюється під таким кутом, щоб обробка деталей забезпечувала оптимальну й ефективну роботу. Цикл очищення має замкнуту систему, тому з відпрацьованих абразивів у дробометній камері віддаляються нечистоти, а абразиви знову йдуть у справу. За посередництвом повітропроводу установка підключається до фільтра з вентилятором, що дає можливість забезпечувати очищення абразивів і якісно очищати відводиме із дробометной камери повітря.

Для будь-якого підприємства, перед яким постає завдання очищення елементів сталевих конструкцій, профілів або сталевих листів, наявність дробометної камери просто необхідно. У цей час вибір апаратів для дробометної очистки характеризується різноманітними асортиментами й варіативністю. Дробометное устаткування можна вибрати як у стандартному виконанні, так і в індивідуальному наборі за бажанням замовника. Сучасні дробометні камери відрізняються довговічністю, надійністю й високою якістю виготовлення. Тому підприємства цієї сфери діяльності охоче встановлюють устаткування, завдяки якому ріст продуктивності є постійною складовою.

Мета і задачі дослідження. зниження витрати за рахунок модернізації діючого обладнання, збільшення межремонтного періоду, спрощення конструкції камери.

аналіз аналогічних конструкцій вітчизняних і закордонних підприємств.

Предмет дослідження – конструкція установки та процес очистки поверхонь.

Об'єкт дослідження – механізми дробометної камери переодичної дії моделі 42834.

Структура та обсяг роботи. Магістерська робота складається зі вступу, чотирьох розділів, висновків, списку використаних джерел, додатків. Загальний обсяг роботи включає 89 сторінок, у тому числі 80 сторінок основного тексту, 13 рисунків, 9 таблиць, 38 найменувань використаних джерел, 1 додаток.

Робота виконана на кафедрі металургійного обладнання, інженерного навчально-наукового інституту Запорізького національного університету.

1 ОГЛЯД І АНАЛІЗ НАУКОВО-ТЕХНІЧНИХ РІШЕНЬ ТА ОБҐРУНТУВАННЯ ОБРАНОГО НАПРЯМКУ РОБОТИ

1.1 Ливарний цех

1.1.1 Загальні відомості про ливарний цех

Ливарний цех призначений для виливки відливок, відновлення й ремонту відливок і деталей, які були у використанні, фасонного лиття..

Цех складається з :

- сумішоприготувальне відділення (СВ);
- фасонно-ливарного відділення (ФЛВ);
- допоміжних ділянок та служб.

У свою чергу СВ має у своєму складі:

- сумішоприготувальна ділянка;
- формовочна ділянка;
- заливна ділянка;
- відділення зачистки виливниць.

ФЛВ має у своєму складі:

- сталеливарний проліт;
- шихтовий проліт;
- ділянку обрубки;
- АБК.

Допоміжні ділянки й служби :

- модельне відділення (модельна ділянка, сушіння лісу, склад моделей);
- механічну майстерню;
- відділення скачування шлаків;
- адміністративно-побутовий корпус (АБК).

1.1.2 Технологія виробництва виливків

Технологічний процес виготовлення відливок починається з підготовки модельного комплекту: моделей або модельних плит, модельних щитків, стрижневих ящиків, сушильних плит, шаблонів для перевірки розмірів форми й

стрижнів, кондукторів до шаблонів для контролю правильності установки стрижнів у формі, опок, штирів і т.д.

Модельний комплект виготовляється у модельному цеху або модельному відділенні ливарного цеху. Не менш важливою ланкою технологічного ланцюга виявляється підготовка матеріалів для виготовлення ливарної форми. Формувальними матеріалами називають матеріали, які застосовані для виготовлення разових і напівпостійних форм. Це піски і спеціальні добавки. Вихідні формувальні матеріали зберігають на складі формувальних матеріалів у спеціальних ємностях і бункерах. При надходженні на склад обов'язково перевіряють відповідність їхньої якості сертифікату. Контроль якості формувальних матеріалів проводять у спеціальних лабораторіях.

Процес виготовлення ливарних форм називають формуванням. У ливарному виробництві використовують ручне й машинне формування: в одиничному й дрібносерійному виробництві - ручне формування (форми виготовляють звичайно по дерев'яних моделях), у поточно-масовому й серійному виробництві - машинну (форми виготовляють на машинах по металевих моделях).

Стрижні одержують за допомогою ящиків або шаблонів. Готові стрижні сушать у спеціальних печах (сушилах) для збільшення їхньої міцності, газопроникності, а також зменшення газотворної здатності. Стрижні перед установкою у форму офарблюють фарбами, що складаються з вогнетривких матеріалів: графіту, пилоподібного кварцу, циркону знезалізненого й ін., що необхідно для підвищення чистоти поверхні виливка. Перед складанням сирі напівформи запилюють (графітом, тальком, деревним вугіллям і ін.) і офарблюють для одержання чистої поверхні виливка. Якщо виливок має порожнину, то у форму перед складанням установлюють стрижень. Потім форму збирають, скріплюють опоки болтами або скобами й подають на заливання рідким металом.

Метал, залитий у форму, віддаючи теплоту формі, прохолоджується й затвердіє.

Після охолодження виливка форми руйнують (вибивають) і виливку витягають із форм. Вибивку форм роблять тільки після остигання виливка до певної температури, тому що при високих температурах сплави недостатньо міцні й виливок може зруйнуватися. Вибивку форм здійснюють на спеціальних установках, розташованих у відділенні або на вибивні ділянці.

Виливки мають літники, заусенці й затоки металу, їхня поверхня може бути забруднена пригорілою до неї формувальною сумішшю. Відрізку або обрубку літників, заусенців, очищення поверхні виливків роблять у відділенні очищення й обрубки виливків спеціальним інструментом, на дробе струменевих і дробометних установках, у гідравлічних, піскогідравлічних і очисних барабанах.

Після цього виливка надходять у відділ технічного контролю (ВТК). Тут проводять контроль виливків: перевіряють їхній розміри й герметичність, наявність внутрішніх і зовнішніх дефектів (усадочних раковин, газових раковин, тріщин і т.д.), механічні властивості й структуру металу. Виливка, що мають незначні дефекти, виправляють різними способами: газовою й електричною заваркою, просоченням різними смолами, нанесенням замазки й ін.

1.1.3 Технологічний процес готування формувальних та стрижневих сумішей

Готування формувальних сумішей складається із трьох етапів:

1 - підготовки свіжих формувальних матеріалів;

2 - підготовки відпрацьованих сумішей;

3 - готування суміші з попередньо підготовлених матеріалів.

Піски, що надходять на склад формувальних матеріалів, можуть мати всіляку вологість, тому вони піддаються сушінню при температурі ~250° С, що дає можливість забезпечити задану вологість формувальних сумішей. Піски сушать у печах барабанного типу, апаратах киплячого шару й в установках, що працюють за принципом пневмопотоку.

Після сушіння пісок прохолоджується до нормальної температури й просівається (з метою відділення грудок, гальки й різних сторонніх включень) через сита із плоским полотном або баралазневі й конічні сита з розміром осередків 3-5 мм.

Глину попередньо сушать і роздрібнюють. Монтморилонитові глини сушать при 120° С, а інші — при 200—250° С. Звичайно сушать у барабанних печах.

Висушену глину роздрібнюють у два прийоми: спочатку здійснюють грубе дроблення на шматки розміром 15-25 мм у щековых, вальцьових і молоткових дробарках, потім глину розмелюють до розміру менш 0,1 мм у кульових, молоткових, хрестових млинах, а також у млинах типу бігунів. Після цього глину просівають через сита, аналогічні ситам, використовуваним для просіву пісків.

Доцільно у формувальні суміші вводити не порошкову глину, а; суспензію. Суспензію готують змішуванням глини з водою в бігунах, лопатевих змішувачах і в кульових млинах. Готова суспензія подається по трубопроводу або в спеціальних баках до місць готування формувальних сумішей. У порівнянні зі способом, що передбачає використання порошкової глини, цей спосіб має наступні переваги:

1. Витрата глини зменшується приблизно на 30% внаслідок підвищення сполучної здатності глини.

2. Виключення дробильно-розмеленого, сушильного й устаткування, що просіває, і обслуговуючих їхніх транспортних засобів.

3. Не потрібне паливо для сушіння глини.

Застосування суспензії глини обмежується тим, що при введенні в суміш 1% глини одночасно вводиться 1,5% води. При підвищеній вологості інших компонентів суміші це може виявитися неприпустимим.

Вугільний порошок готують на тім же дробильно-розмеленому устаткуванні, що й порошкову глину.

Інші свіжі матеріали (сполучні, пилоподібний кварц і ін.) надходять у

ливарні цех у готовому виді й не вимагають спеціальної підготовки.

Відпрацьовану суміш, вибиту з опоки, попередньо переробляють і потім подають у сумішоприготувальне відділення. Відпрацьована суміш, одержувана після вибивки сухих форм, містить тверді грудки, які розминають у гладких валках. Відпрацьована суміш, одержувана після вибивки вологих форм, легко розсипається й обробки у валках не вимагає.

Для видалення із суміші металевих включень (бризів металу, каркасів стрижнів) застосовують магнітний сепаратор.

Після магнітної сепарації відпрацьована суміш провіюється через циліндричні або конічні сита з розмірами осередків 6—10 мм для відділення немагнітних включень. Суміш, охолоджена до 50° С, направляється в сумішоприготувальне відділення.

Відпрацьовані стрижневі суміші, що містять плівки затверділих сполучних, піддають спеціальній переробці, називаною регенерацією. Метою регенерації є одержання продукту (регенерату), що знову може бути використаний, як замінник свіжого формувального піску, що входить до складу стрижневих сумішей.

Відпрацьована стрижнева суміш розминається. Грудки розпадаються на окремі зерна піску й на пилоподібні частки, утворені розтрісканими зернами піску й залишками плівок сполучних. Після цього суміш класифікують і по розміру зерен або в повітряному потоці, що поступово змінює швидкість свого руху (суха регенерація або після змішання з водою - у спеціальних відстійних чанах (мокра регенерація).

Процес регенерації вимагає значних виробничих площ і пов’язана з великими витратами, тому він застосовується тільки на заводах, які перебувають на великій відстані від родовища високоякісного кварцового піску.

Готування формувальних сумішей включає наступні операції: перемішування раніше підготовленої складової суміші, зволоження, вилежування й розпушення суміші.

Сутність процесу перемішування полягає в тому, щоб з піску, що зв'язують і води одержати однорідну суміш, всі зерна піску які були б покриті тонкими, дорівнює мірним шаром зволоженої глини або іншого сполучного. Це забезпечує одержання високої міцності й газопроникності сумішей.

Формувальні й стрижневі суміші перемішують у спеціальних змішувачах. Найпоширеніші змішувачі типу бігунів. Бігуни роблять із вертикальними й горизонтальними катками.

Автоматичні бігуни можуть послідовно виконувати шість операцій: подачу в порожню чашу заданої кількості води, завантаження піску або відпрацьованої суміші, видалення пилу відсмоктуванням повітря із чаші бігунів, завантаження сполучних зі спеціального лотка, змішування суміші, вивантаження із чаші готової суміші. Кожна із шести операцій виконується протягом заданого проміжку часу.

Автоматизація роботи змішувачів забезпечує більш точне дозування складових суміші й виконання всіх операцій по заданому режиму. Якість і стабільність властивостей форм, виготовлених із цих сумішей і одержуваних виливків, значно вище, ніж при ручному (кнопковому) способу керування операціями. Після переробки в бігунах формувальної й стрижневої суміші надходять на 2 - 6 год у бункери-відстійники.

Цей час необхідний для утворення водних оболонок навколо глинистих часток і усунення нерівномірності розподілу вологи усередині окремих конгломератів зерен.

Для сумішей з відносно невисоким змістом глини (вологі форми) час вилежування становить 2 - 4 год. Для сумішей з високим змістом глини (сухі форми) цей час зростає до 5 год і більше. Після бункерів-відстійників суміш піддається розпушенню в розпушувачах, аераторах і дезінтеграторах, що забезпечує більшу однорідність ступеня ущільнення суміші при виготовленні форм і високу газопроникність.

Після розпушення формувальна суміш системою стрічкових конвеєрів подається в бункери над формувальними машинами. Звичайно один стрічковий

конвеєр встановлюють над декількома бункерами, розташованими над рядом формувальних машин. При ручному керуванні процесом робітник опускає на стрічку плужок, що згрібає, і формувальна суміш зсипається в бункер, після заповнення якого той же робітник піднімає плужок, і суміш транспортується до наступної машини. Звичайно один робітник обслуговує 6 - 8 формувальних машин.

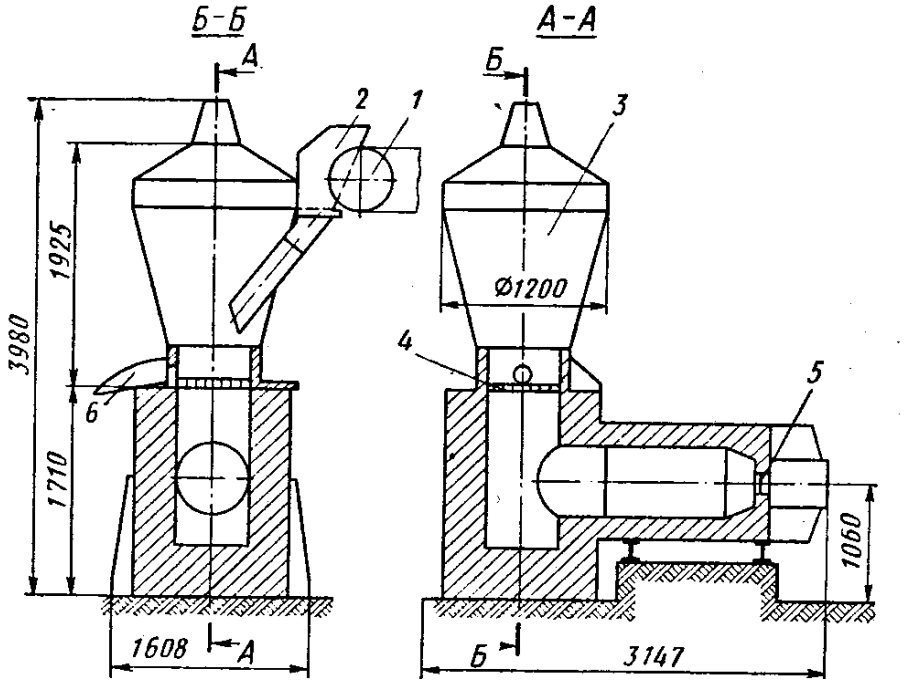
Автоматизація розподілу суміші по бункерах забезпечує безперебійне постачання машин сумішшю. При неавтоматизованому розподілі ємність бункерів повинна бути великий (до 10 $м^3$ і більше), щоб робітник устигав вчасно опускати й піднімати плужки. При автоматизації процесу ці операції здійснюються часто, тому ємність бункерів можна в не скільки разів зменшити (до 1 $м^3$), що значно поліпшує властивості сумішей.

Якщо суміш була попередньо аерирована, то у великому бункері вона злежується, спресовується й ефект аерації пропадає. При автоматизованій роздачі суміші у бункерах малого обсягу перебуває в розпушеному стані, легко висипається з бункера.

1.1.4 Основне й допоміжне устаткування ливарного цеху

Сумішоприготувальна ділянка: сушили барабанне; бігуни що змішують; конвеєр стрічковий, елеватор ковшовий, класифікатор; глиноріз.

Формовочна ділянка: камера оснащення; установка СПН-30; піскомети ПН-40; сушила прохідне; камера для фарбування опоки і стрижнів; ливарні конвеєри; змішувач фарби; установка по виготовленню зварених бандажів; візки передатні; установка для підриву залитих форм виливниць; установка для видалення просипу.

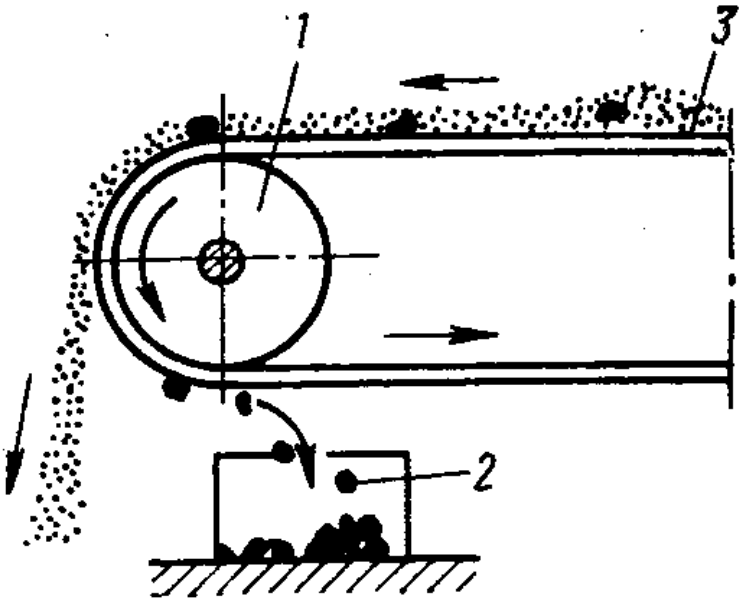


1 - транспортер для сирого піску; 2 – приймальний жолоб з рукавом; 3 - конічний резервуар; 4 - грати; 5 -топка; 6 - рукав для сухого піску

Рисунок 1.3 - Апарат киплячого шару

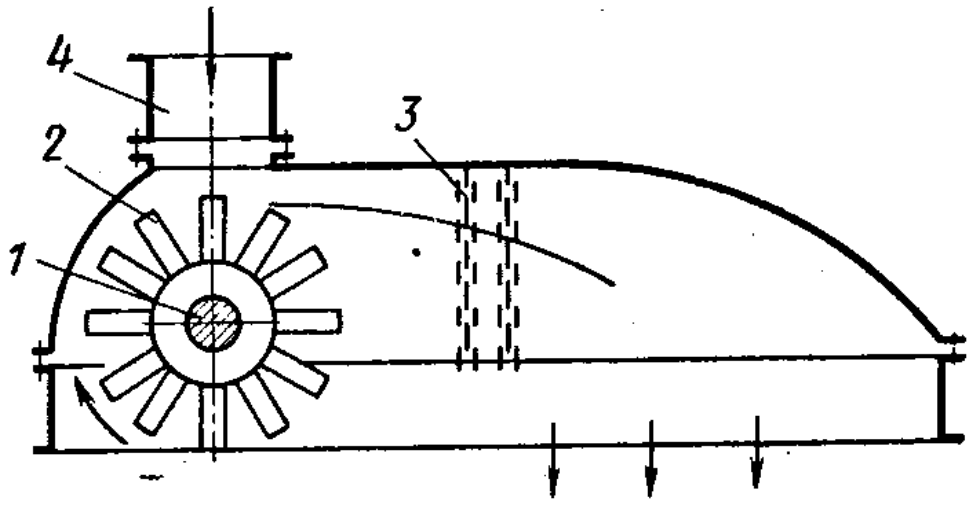
Заливна ділянка: стенд для набивання й футеровки; установка для готування розчинів; піскомет; механізм для набору стопорів; сушило стопорів; пальник для сушіння.

Обрубна ділянка: установка контактного зварювання; ваги ; верстати для обробки торців виливниць; камера гідровибивки виливниць; прес-ножиці для гнучкі й різання арматури; наждаковий верстат; камера охолодження; насоси високого тиску; установка для виправлення й різання арматури.



1 – приводний шків з багатополюсним магнітом; 2 – прийомний бункер; 3-стрічковий конвеєр

Рисунок 1.4 - Схема магнітного сепаратора



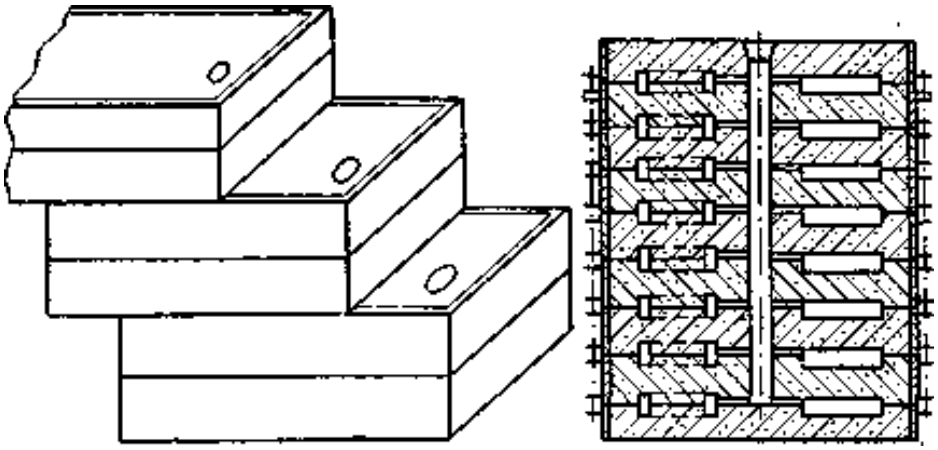
1 - вал; 2 - лопатки; 3 - грати; 4 - завантажувальна вирва

Рисунок 1.5 - Схема аератора

1.2 Технологія заливання, охолодження та вибивання форм

Заливання форм

Зібрану й скріплену форму подають на заливання в горизонтальному, вертикальному або похилому положенні. У механізованих ливарних цехах форми заливають на конвеєрах або рольгангах у більшості випадків у горизонтальному положенні. Заливання на конвеєрі виконується у форму, що рухається; ківш із металом рухається разом з формою.



а б

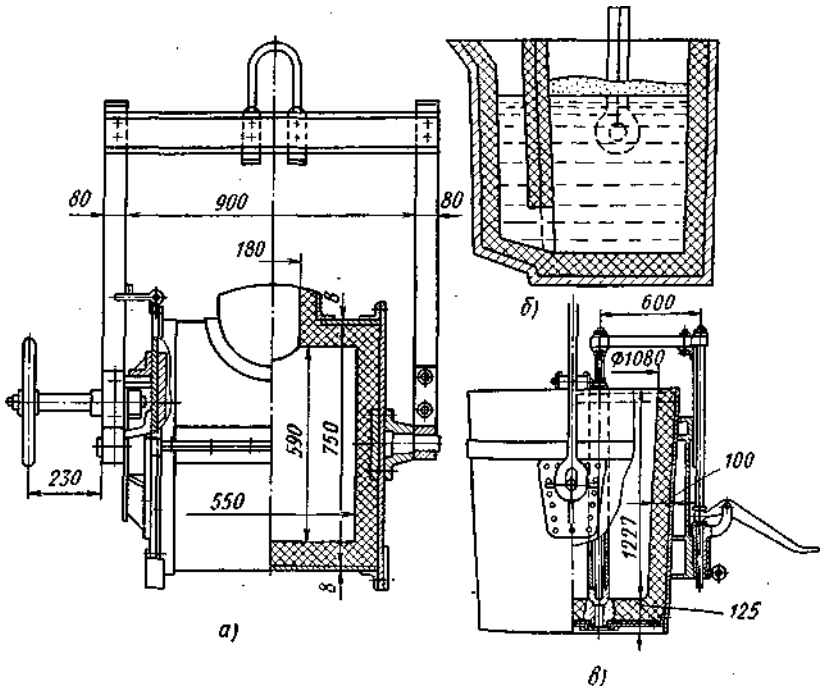
Рисунок 1.6 – Схеми розташування форм під заливання

У цехах з періодичним режимом роботи форми заливають на спеціальній площадці. Невеликі форми іноді встановлюють одну на іншу, залишаючи відкритої тільки ливникову чашу (рисунок 1.6, а). Форми для простих виливків (наприклад, поршневих кілець) збирають у стопку (рис. 1.6, б).

Форми заливають із ківшів, ручних або кранових, залежно від ваги виливка.

Кожух ковша з листової сталі футерують вогнетривкою цеглою; дрібні ківші обмазують вогнетривкою глиною (шаром 5-50 мм).

Невеликі форми заливають із ручних ківшів ємністю до 50 кг, які переносять один або два робітника. Ручні ківші застосовують у механізованих цехах для заливання дрібних форм із рухливого тротуару, що переміщається разом з ливарним конвеєром.



а - барабанний; б - чайниковий; в - зі стопором

Рисунок 1.7 – Ливарні ківші

Для розливання чавуну широко використовують барабанні ківші (рис. 1.7, а) різної ємності, яка може досягати 3-5 т. Внаслідок малих втрат на тепловипромінювання метал у таких ківшах охолоджується повільніше, ніж у ківшах з відкритою поверхнею. Значно менший вплив високої температури зазнає підвісний механізм, що забезпечує більшу надійність його в роботі. Перевага барабанних ківшів у порівнянні з іншими ківшами полягає в безпеці обслуговування (менше вірогідність виплеску металу) і в легкості повороту ківша.

Для заливання форм на конвеєрах або рольгангах використовують ківші з механічним підйомом і опусканням.

Щоб виключити можливість влучення шлаків або флюсу у форму, ківші часто обладнують спеціальними перегородками (рис. 1.7, б).

У сталеливарних цехах для заливання середніх і великих форм застосовують ківші зі стопорним пристроєм, що дозволяє заливати форми металом, що перебуває в нижній частині ківша. Завдяки цьому у форму не потрапляють шлаки (рис. 1.7, в).

Для одержання якісного лиття й запобігання викиду металу ківші перед заливанням ретельно сушать. Недостатньо просушена футеровка ківшів може бути причиною насичення металу воднем.

Для сушіння ківшів малої ємності використовують камерні або невеликі шахтні печі; ківші великої ємності сушать газовими або мазутними пальниками. Для повного видалення вільної й зв'язаної води футеровку прогрівають до червоності (750-800°С) і витримують при цій температурі 1,5-2 г.

Метал у форми необхідно заливати коротким і потужним струменем, не допускаючи його розриву. Ливникова чаша (вирва) при заливанні повинна бути заповнена.

Особливе значення має температура заливання металу, що повинна забезпечувати заповнення тонких порожнин форми й сприяти спрямованій кристалізації виливка.

Охолодження й вибивання форм

Тривалість охолодження виливків у формі визначається тепломісткістю металу, товщиною стінок виливка, теплофізичними властивостями формувальних матеріалів і схильністю сплаву до утворення тріщини. Для невеликих простих виливків зі стінками малої товщини тривалість охолодження у формі обчислюється хвилинами. Товстостінні масивні виливки вагою до 50-60 т охолоджуються у формі протягом декількох діб або навіть тижнів. Загальна тривалість охолодження виливка у формі включає час, необхідний для відводу теплоти перегріву розплаву, теплоти кристалізації, і тривалість охолодження виливка.

Тривале охолодження виливків у формі невигідно з економічної точки зору, тому що подовжує технологічний цикл. Для скорочення тривалості охолодження виливків іноді використовують методи примусового охолодження. Наприклад, форми, залиті на конвеєрі, охолоджують обдуванням їх повітрям у спеціальних тунелях; великі виливки охолоджують установкою у форму

змійовиків або труб, по яких пропускають повітря; у деяких випадках повітря пропускають через стінки форми.

Середня швидкість охолодження виливків в формах коливається від 2 до 150 град/хв. Швидкість охолодження вибирають із урахуванням товщини стінок виливка й міцнісних властивостей сплаву. Внаслідок різниці температур у товстих і тонких перетинах у зовнішніх і внутрішніх шарах масивних вузлів швидке охолодження виливків сприяє виникненню більших термічних напружень, жолобленню виливків і появі тріщини. З метою зменшення термічних напружень швидкості охолодження тонких і масивних вузлів, зовнішніх і внутрішніх шарів виливка вирівнюють спеціальними методами.

Досвід роботи ливарних цехів показує, що без шкоди для якості чавунні виливки можна витягати з форм при температурах: дрібні 700-800 °С, середні 400-500 °С; великі, масивні 300-400 °С. Виливки із бронзи вибивають із форм при 300-500 °С; алюмінієві - після охолодження до 200-300 °С; магнієві – при 100-150 °С. Завчасне вибивання через недостатню міцність може призвести до деформації або руйнування виливків під дією зовнішніх навантажень: занадто пізнє вибивання також небажане, оскільки у виливках у більшій мері проявляються дефекти, обумовлені усадочними напругами, величина яких зростає в міру охолодження виливків.

Вибивання ливарних форм у цехах серійного й масового виробництва здійснюється спеціальними механізмами.

Вибивання форм – одна з найважчих операцій у ливарному цеху. Вона супроводжується виділенням великої кількості тепла й пилу. Для створення нормальних умов праці ділянки вибивання форм повинні мати гарну витяжну вентиляцію й місцеві бортові відсмоктувачі запиленого повітря.

Для вибивання великих форм широко використовують підвісні траверси. Підвішені до них форми звільняються від формувальної суміші завдяки дії укріпленого на траверсі вібратора.

Форми в механізованих цехах найчастіше вибивають на різних ґратах (рис. 1.8), які після встановлення на них форми приводяться у зворотно-поступальний рух.

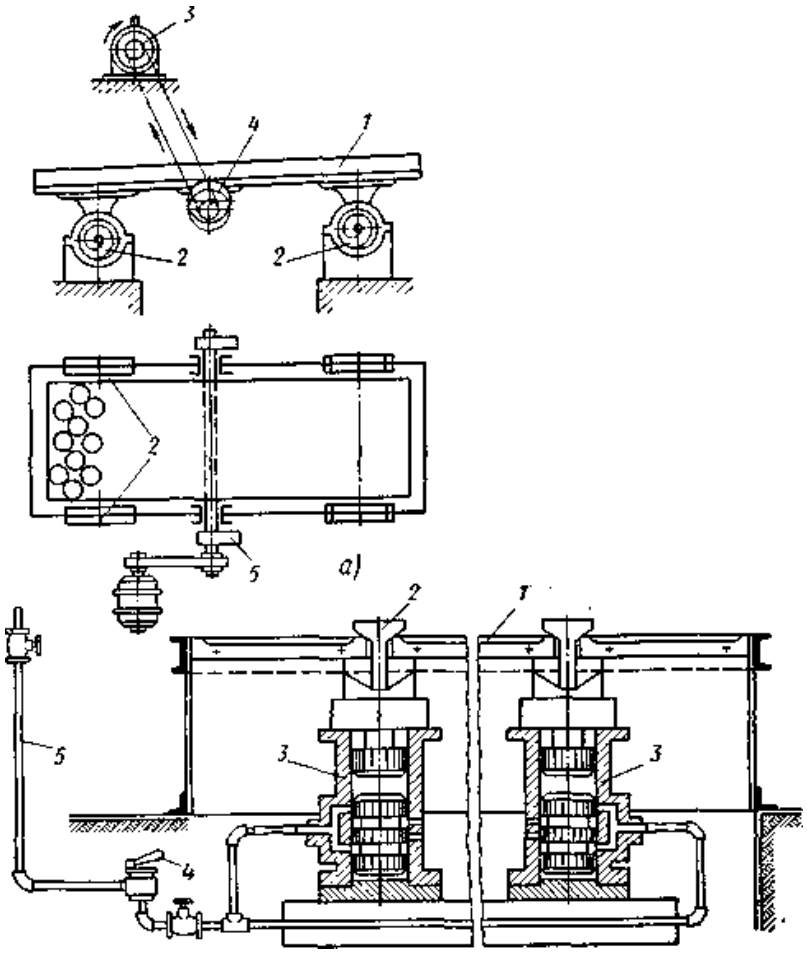
Формувальна суміш у процесі вибивання провалюється через ґрати й стрічковий конвеєр та передається до місця її переробки для повторного використання; опоки, що звільнилися, вертаються до місця формування.

На практиці застосовують автоматичні вибивні пристрої, які здійснюють не тільки вибивання, але й розпарування верхньої й нижньої опок, встановлення їх на рольганги або конвеєри, що повертають їх до формувальних машин і, крім того, збирання вибитих виливків.

Виливки, витягнуті з форм, залежно від температури піддають охолодженню або відразу ж направляють на вибивання стрижнів. Легше інших вибиваються стрижні, що містять органічні сполучні; важче – піщано-глинисті стрижні й стрижні, виготовлені із сумішей на рідкому склі. Стрижні видаляють за допомогою вібраційно-пневматичних і гідравлічних пристроїв.

Стрижні із дрібних виливків видаляють пневматичними зубилами; стрижні зі складних виливків середнього розважування – на стаціонарних пневматичних вібраційних машинах (рис. 1.8). В останньому випадку стрижень руйнується під дією вібрації.

Після вибивання стрижнів з виливків видаляють каркаси. Потім виливки піддають попередньому контролю – бракують виливки, що мають видимі дефекти (частково не заповнені металом стінки, виливки з явним порушенням геометричних форм, викликаним зрушенням стрижнів, зрушенням однієї опоки щодо інший та ін.).



а – механічні інерційні ґрати: 1 – ґрати; 2 – спіральні опори; 3 – двигун; 4 – вал; 5 – диски з неврівноваженими вантажами;

б – пневматичні вібраційні ґрати: 1 – поперечини нерухливі; 2 – вібруючий брусок; 3 – вібратор; 4 – педаль; 5 – труба для подачі стисненого повітря

Рисунок 1.8 – Машини для вибивання форм

1.3 Устаткування для обрубання й очищення виливків

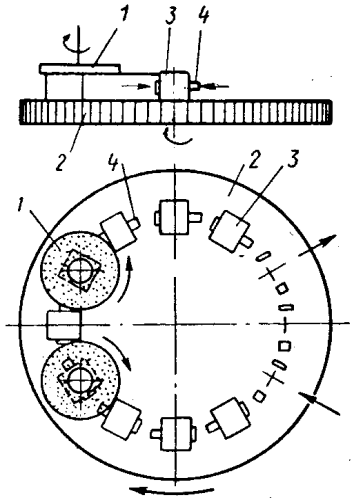
Після вибивання з форм виливки обрубують й очищують. Процес обрубання полягає у відділенні від виливка прибутків, літників, випинів й у видаленні заток (облоїв) по місцю сполучення напівформ або в області стрижневих знаків. Обрубання роблять вручну за допомогою пневматичних зубил, стрічкових і дискових пилок, пресів і газового різання. У деяких випадках прибутки відокремлюють на токарських верстатах.

Літники від чавунних виливків відокремлюють вручну, літники й прибутки від сталевих виливків – автогенним різанням. Стрічкові й дискові пилки широко використовують для обрубання виливків з алюмінієвих, магнієвих і мідних сплавів. У більшості випадків літники від чавунних виливків відокремлюють ручним молотком у період, коли виливок ще зберігає високу температуру, тобто відразу ж після вибивання виливків з форм до видалення стрижнів.

Обрубання є грубою обробкою. Після її всі виливки піддають зачищенню з метою видалення дрібних заток, залишків прибутків і літників. Зачищення роблять переносними, маятниковими й стаціонарними обдирними верстатами, шарошками, пневматичними зубилами, електроконтактним способом або газополум'яною обробкою.

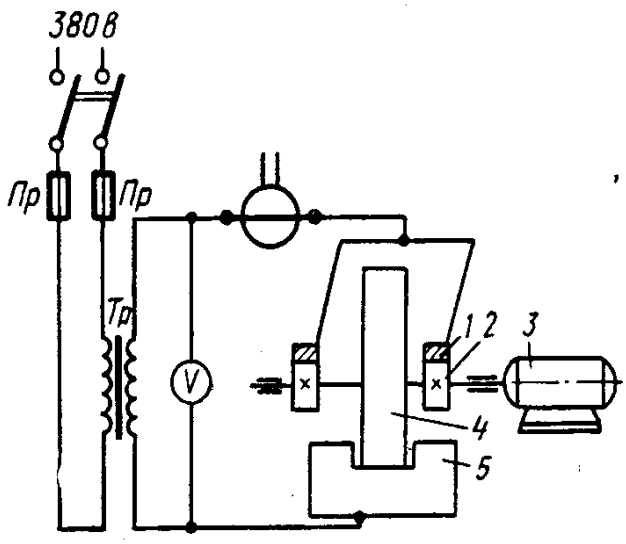
Залежно від твердості виливків для зачищення застосовують грубозернисті шліфувальні кола: корундові для грузлих сплавів (сталі, бронзи, алюмінієвих) і карборундові для твердих сплавів. У цехах масового виробництва операцію зачищення здійснюють на багатошпиндельних автоматах і напівавтоматах (рис. 1.9).

Зачищення електроконтактним способом (рис. 1.10) засноване на оплавленні задирок і заток при контакті поверхні виливків зі сталевим диском, що обертається зі швидкістю близько 40 м/с; до виливків і диска підводять електричний струм. Цей вид зачищення високо продуктивний, сприяє механізації й автоматизації процесу, поліпшує санітарно-гігієнічні умови праці.



1 – шліфувальне коло; 2 – обертове коло, 3 – виливка, 4 – затискний пристрій

Рисунок 1.9 – Схема напівавтомата для зачищення виливків



1 – мідно-графітові щітки; 2 – контактні кільця; 3 – двигун;

4 – диск сталевий; 5 – виливок

Рисунок 1.10 – Схема установки для електроконтактного зачищення виливків

При зачищенні газополум'яними пальниками відбувається оплавлення заток, задирок, жужільних включень і засмічень. Газополум'яні пальники, як уже вказувалося, використовуються також для видалення літників і прибутків. Таким способом, в основному, зачищають сталеві виливки.

Для видалення пригорілої суміші й поліпшення поверхні підрублені виливки піддають зачищенню галтовкою, піском, дробом, електрохімічній обробці.

Зачищення виливків галтовкою здійснюють у барабанах періодичної й безперервної дії. Барабани періодичної дії застосовують у цехах дрібносерійного виробництва; у масовому виробництві раціональніше застосовувати барабани безперервної дії.

Виливки, що підлягають очищенню, завантажують у барабан. При обертанні барабана виливки труться, піддаються струсам, перевертаються, у результаті чого віддаляється формувальна суміш, що пристала до поверхні виливків. Для прискорення очищення й поліпшення її якості разом з виливками в барабан завантажують зірочки з білого чавуну. Гострі грані зірочок скоблять поверхню виливків, сприяючи більше повному очищенню їх. Залежно від розмірів і товщини стінок виливків, а також від роду сплаву, тривалість очищення в барабанах становить 30-90 хв (найбільшу тривалість очищення в барабанах вимагають сталеві виливки).

Багато виливків очищають у барабанах круглого перетину, як більш місткі; тонкостінні виливки й виливки, що мають більшу довжину, доцільніше очищати в барабанах прямокутного перетину. У цих барабанах очищення виконується головним чином зірочками, тому що в них практично немає переміщення й тертя виливків.

Барабани безперервної дії мають два кожухи. Виливки й зірочки безупинно надходять у внутрішній кожух; за час переміщення виливків до іншого кінця барабана вони очищаються. Зірочки, не доходячи до кінця барабана, провалюються в зовнішній кожух і спіральними напрямними знову подаються до завантажувального вікна.

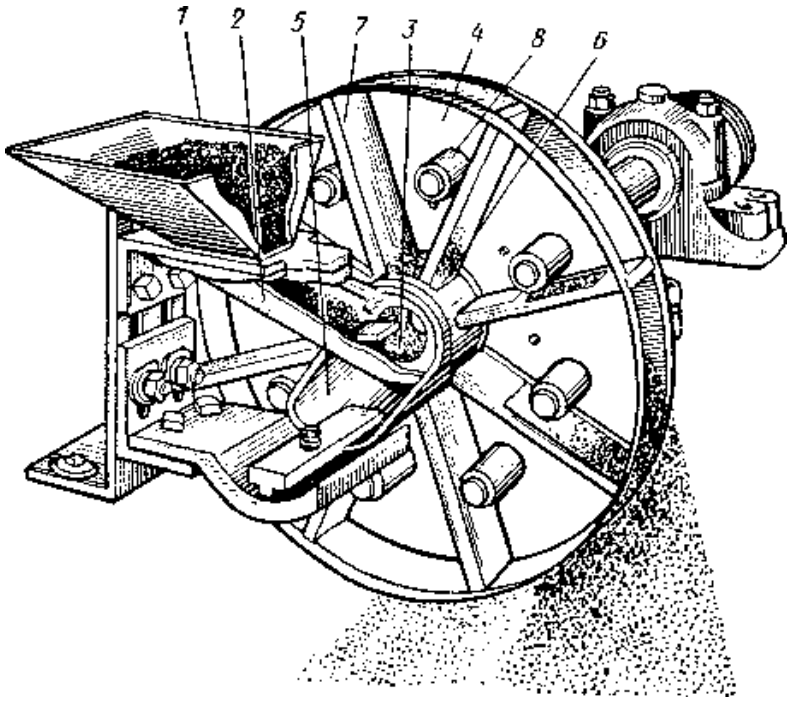
Для очищення виливків широко використовують гідропіскоструменеві й дробоструменеві апарати різної конструкції. У таких апаратах на поверхню виливка під тиском води або повітря, відповідно, подається пісок або дріб. Пісок і дріб мають велику швидкість переміщення й велику кінетичну енергію.

Вони очищають поверхню виливків тим швидше, ніж потужніше струмінь. Дробоструменеве й гідропіскоструменеве очищення здійснюють у барабанах, на поворотних столах, у спеціальних камерах. Вибір того або іншого устаткування залежить від номенклатури виливків і їхньої складності. Варто пам'ятати, що дробоструменевому очищенню не можна піддавати виливки з м'яких сплавів, тому що це погіршує якість їхньої поверхні. Для очищення виливків з алюмінієвих сплавів використовують шматочки алюмінієвого дроту.

Очищення чавунних і сталевих виливків прискорюється при використанні дробометного очищення замість дробоструменевого. Дія дробометів заснована на застосуванні дробометної голівки (рис. 1.11), що обертається зі швидкістю до 3000 об/хв. Дріб, що викидається великою відцентровою силою, направляється до поверхні виливка й очищує його.

Більш дорогу хімічну електрохімічну обробку застосовують для видалення залишків пригорілої формувальної суміші на внутрішніх поверхнях виливків, важкодоступних для дробометного або іншого способу очищення.

Перед хімічним очищенням сталеві виливки нагрівають до 150 °С впродовж 25 хв і поміщають у нагріту до 500 °С каустичну соду (NaOH) у спеціальних залізних кошиках. Витримка в каустичній соді становить 20-25 хв. Витягнуті з соди виливки встановлюють на 15-20 хв на ґратчасті підкладки для стоку води. Потім, протягом 10 хв виливки промивають у холодній воді й 15 хв – у гарячій (80 °С).



1 – вирва; 2 – труба; 3 – розподільне колесо; 4 – робоче колесо;
5 – нерухлива коробка; 6 – отвір; 7 – лопатки робочого колеса; 8 – болти

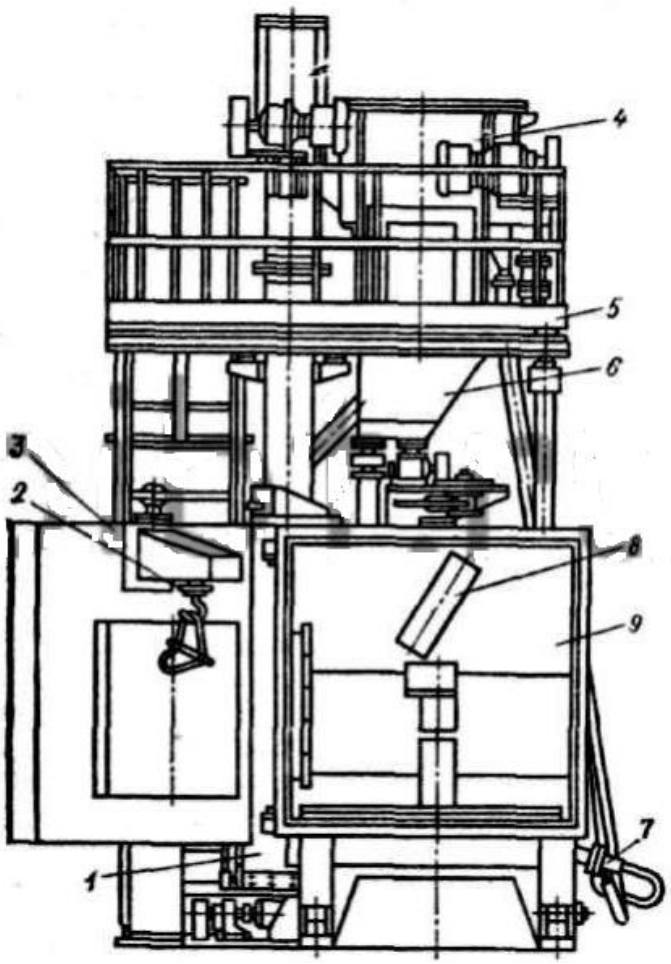
Рисунок 1.11 – Дробометна голівка

1.4 Універсальна дробометна камера періодичної дії моделі 42832, складові частини й аналіз їх роботи

Призначення камери

Камера дробометна періодичної дії універсальна моделі 42834 призначена для очищення чавунних і сталевих виливків, кувань, штампувань від пригар, окалини й залишків формувальної суміші в цехах і ділянках з одиничним, дрібносерійним і серійним виробництвом.

По технологічних можливостях у камері можна очищати тонкостінні вироби, що піддаються бою й деформації. Виливки, перед надходженням у камеру, повинні бути звільнені від землі й стрижнів.



1 – елеватор; 2 – підвіски; 3 – двері; 4 – повітряно-механічний сепаратор;
5 – площадка обслуговування; 6 – бункер; 7 – пристрій збору дробу;
8 – дробометний апарат; 9 – робоча камера

Рисунок 1.12 – Принципова схема камери очисної дробометної 42834

Камера може бути укомплектована однієї або двома дверима, на яких установлюються вантажонесучі механізми у вигляді підвіски, поворотного стола й дзвона. При необхідності можуть застосовуватися різні комбінації вантажонесучих пристроїв. Ці можливості вигідно реалізуються при великій розмаїтості номенклатури виробів, що підлягають очищенню.



Рисунок 1.13 – Зовнішній вигляд камери встановленої в цеху

Склад і особливості конструкції

Камера моделі 42834, в обсязі базового виробу, складається з наступних вузлів:

1. КАМЕРИ, що представляє собою збірно-зварену конструкцію, що обмежує робочу зону дробометної обробки.

Внутрішня поверхня камери захищена швидкозмінним металевим захистом. Шарнірно з камерою з'єднані одна або двоє дверей.

Камера встановлюється на "0" відмітці, що знижує витрати на виготовлення фундаменту й монтаж.

2. ДВЕРІ, що представляють собою збірно-зварену конструкцію, що виконує функції захисту від вильоту дробу з робочого простору й консольно-поворотного елемента вантажонесучих механізмів.

Двері можуть бути оснащені підвіскою, поворотним столом або дзвоном залежно від розмірів, форми й інших параметрів виробів, що підлягають очищенню.

Можливість використання камери із двома дверима й будь-яким з 3-х вантажонесучих механізмів (підвіска, стіл, дзвін) роблять камеру

універсальною й дають можливість максимально збільшити машинний час її роботи.

Пневмопритиски забезпечують надійне притиснення дверей до ущільнювального контуру дверного прорізу, що забезпечує щільне прилягання й виключає які-небудь втрати абразиву.

Привод обертання вантажонесучих механізмів розташований на стелі камери й входить у зачеплення із зірочкою механізму обертання при закритих дверях.

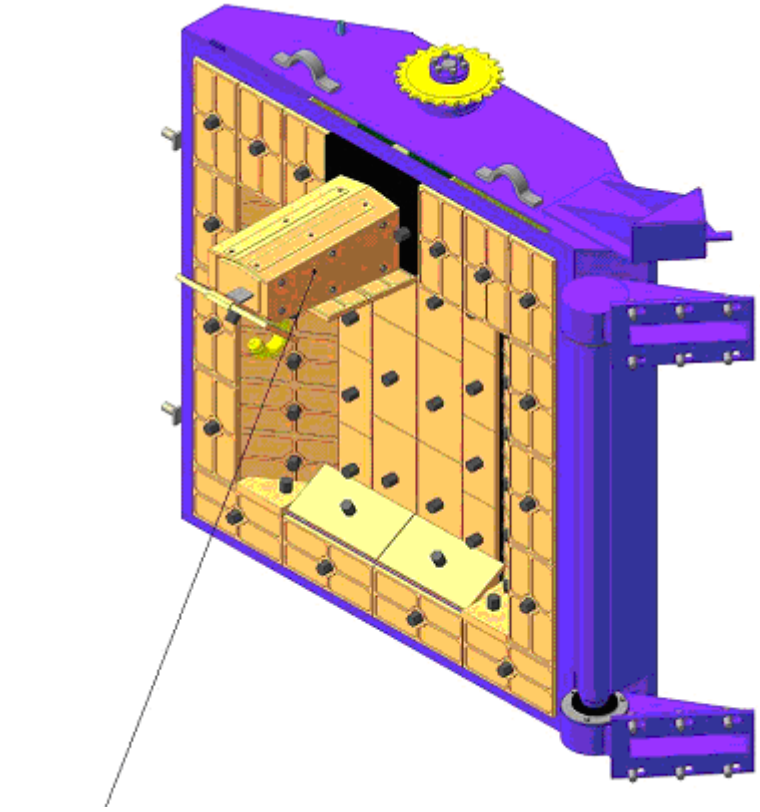


Рисунок 1.14 – Комплектація двері з підвіскою

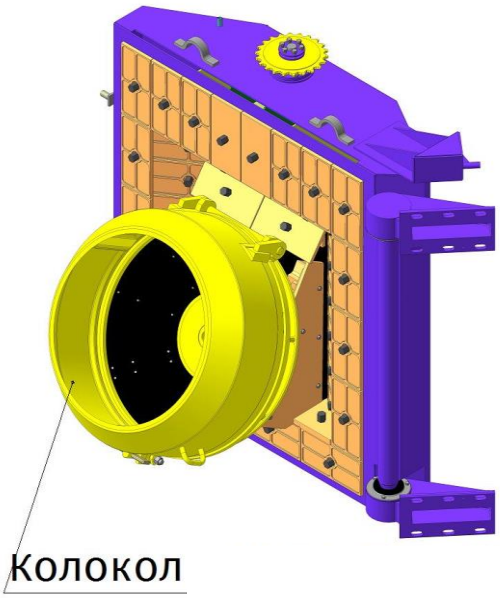


Рисунок 1.15 – Комплектація двері із дзвоном

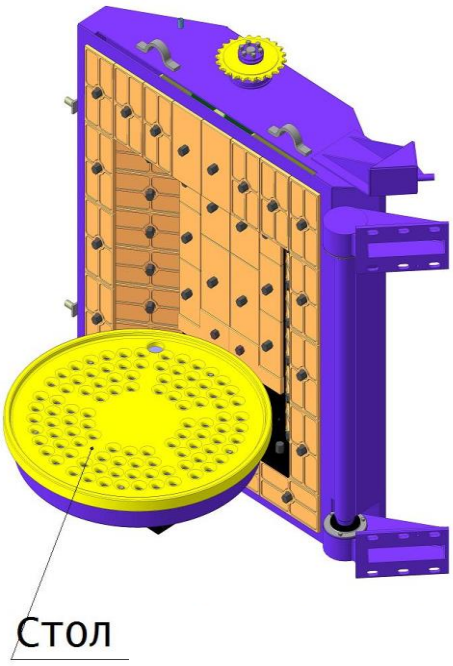


Рисунок 1.16 – Комплектація двері зі столом



Рисунок 1.17 – Різні схеми комплектації дробометних камер

3. АПАРАТІВ ДРОБОМЕТНИХ, призначених для формування потоку абразиву, що викидається на вироби, які очищуються, і додання цьому потоку високої кінетичної енергії.

Два дробометних апарати встановлені на похилих стінках так, що факели дробу, які викидаються ними, повністю охоплюють вироби.

4. СИСТЕМИ ДРОБООБЕРТАННЯ, призначеної для збору, сепарації й повернення на повторне використання відпрацьованого дробу.

Система складається із гвинтового конвеєра, розташованого в бункерній частині камери, елеватора, нижня частина якого виконана як єдине ціле з камерою, сепаратора, дробопроводів і електромагнітних затворів, що забезпечують дистанційне керування потоками дробу, що надходять до дробометним апаратів.

5. ПЛОЩАДОК ОБСЛУГОВУВАННЯ зі сходами й огородженнями, що забезпечують вільний і безпечний доступ до всіх механізмів і вузлів камери.

6. ВАНТАЖОНЕСУЧИХ МЕХАНІЗМІВ, що представляють собою пристрої для розміщення на них виробів, що очищаються, переміщення виробів у робочу зону очищення й додання виробам, які очищуються, відповідного руху під час очищення з метою найбільш повного охвату їхніми факелами дробу.

Вантажонесучі механізми встановлюються на двері камери й одержують обертовий рух через кінематичний ланцюг, змонтований у двері, від привода обертання, розташованого на стелі камери. На одній або двох дверях камери можуть бути встановлені, залежно від номенклатури виробів, що підлягають

очищенню, підвіска, стіл або дзвін. Використання вантажонесучих механізмів може бути в різних комбінаціях.

Основні технічні характеристики

1. Продуктивність при очищенні на підвісці виливків із сірого чавуну, т/год

- при роботі з одними дверима 3,8

2. Вантажопідйомність вантажонесучих пристроїв, кг

- підвіски 630
- стола 630
- дзвона 400

3. Габаритні розміри виливків, що очищаються, мм, не більше

на підвіску (діаметр х висоту) 800 х 1100

на столі (діаметр х висоту) 1200 х 650

у дзвоні (об'ємна діагональ) 400

4. Сумарна маса дробу, що викидається на виливок, кг/хв

- очищення на підвіску 500
- очищення на столі 250
- очищення в дзвоні 250

5. Необхідний обсяг повітря, що відсмоктується,

куб. м/година, не менш 12300

6. Установлена потужність споживання електроенергії, кВт 48,2

7. Габаритні розміри камери (з урахуванням траєкторії

руху дверей), мм

- довжина(з одними дверима) 3900
- ширина 4850
- висота загальна й над рівнем підлоги 5530

8. Маса камери, кг 13000

9. Марка й фракція дробу, ГОСТ 11967-81 1,8...5,45

Додаткове устаткування, яке бере участь в технологічному процесі роботи камери.

Завантаження (розвантаження) вантажонесучих пристроїв камери.

Дозволяє працювати автономно, без участі вантажопідйомних засобів цеху. Технічна характеристика

Вантажопідйомність, кг не більше - 630

Встановлена потужність, кВт - 1,1

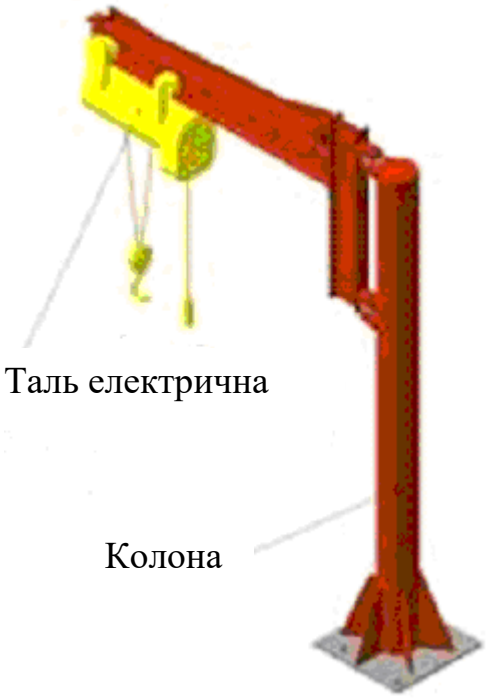


Рисунок 1.18 – Таль електрична

Відсос від камери забрудненого повітря і його очищення.

Технічна характеристика

Продуктивність по повітрю, що очищується, м³/ч - 12000

Ефективність уловлювання часток розміром більше 5 мкм, % не менш - 99,7

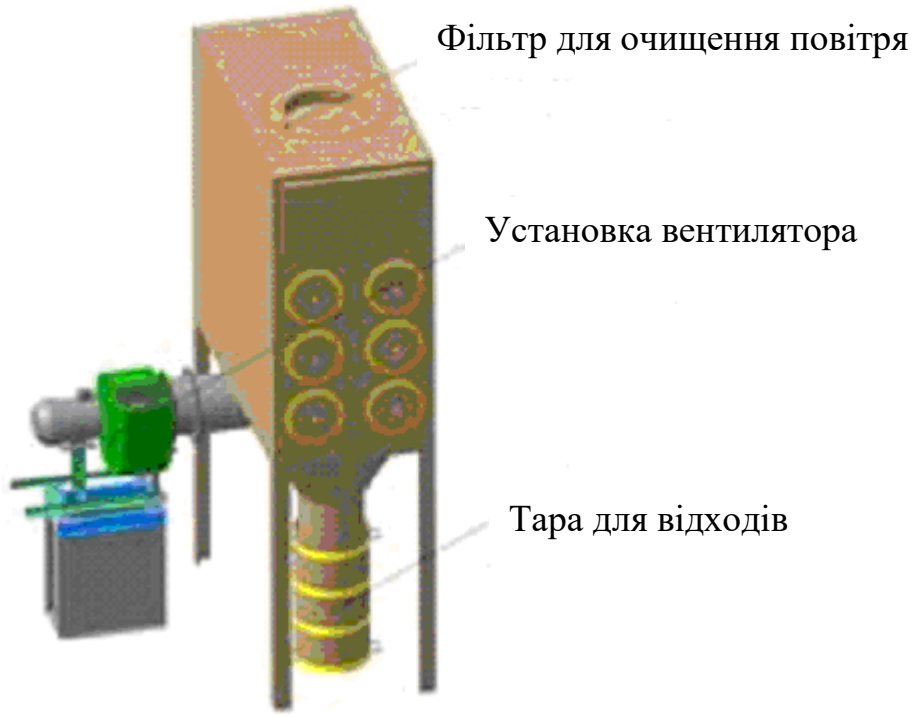


Рисунок 1.19 – Установка фільтровентиляційна

Основні вузли камери: робоча камера; установки дробометних апаратів; система дробообертання, що включає елеватори, гвинтовий конвеєр, повітряно-механічний сепаратор, бункери; двері із вантажонесучими пристроями; пристрої збору дробу; площадка обслуговування.

1.5 Пропозиція по модернізації вузлів дробометної камери

Для будь-якого підприємства, перед яким стоїть завдання очищення елементів сталевих конструкцій, профілів або сталевих аркушів, наявність дробометної камери просто необхідна. У цей же час вибір верстатів для дробоструменевої очистки характеризується різноманітним асортиментом й варіативністю. Дробометне устаткування можна вибрати як у стандартному виконанні, так і в індивідуальному наборі за бажанням замовника. Сучасні дробометні камери відрізняються довговічністю, надійністю й високою якістю виготовлення.

Установлена в ливарному цеху універсальна дробометна камера періодичної дії моделі 42832 є не останньої розробкою серед дробометних апаратів, тому дається взнаки моральне й фізичне спрацювання устаткування, а саме – часті зупинки камери на ремонт приводів гвинтового конвеєра й елеватора. У процесі ремонтів цих вузлів було встановлено, що горять обмотки електродвигунів мотор-редукторів, періодичність таких ремонтів - кожні 1,5-2 місяці.

Можливі причини поломок:

перевантаження робочих механізмів;

недотримання умов експлуатації устаткування;

недотримання режиму роботи устаткування.

Як вихід зі сформованої ситуації можна запропонувати встановлення роздільних приводів, а саме – електродвигун і редуктор, замість черв'ячних мотор-редукторів.

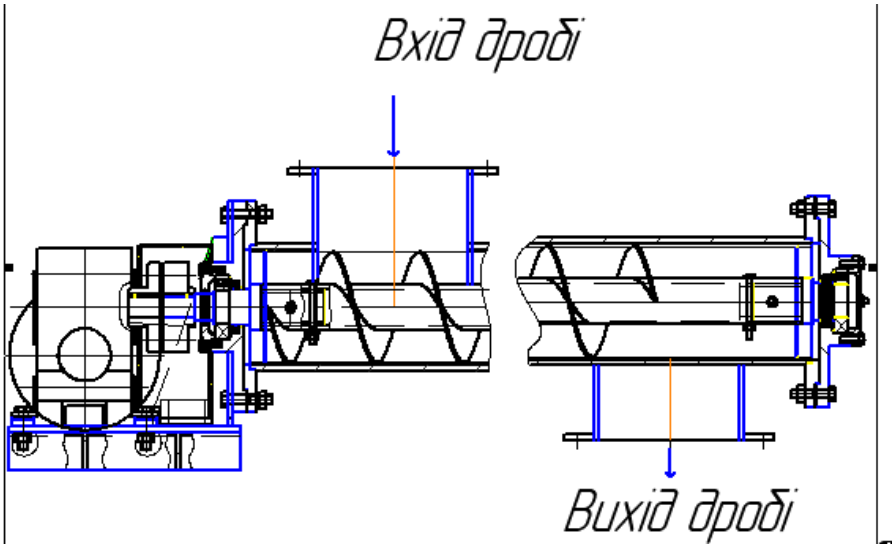


Рисунок 1.20 - Схема гвинтового конвеєра

2 2 РОЗРАХУНКОВА ЧАСТИНА

2.1 Розрахунок гвинтового конвеєра

2.1.1 Розрахунок параметрів привода гвинтового конвеєра

Вихідні дані:

довжина шнека l=2м;

вантаж, що транспортується - дріб; ρ=6,08 т/м^3.

Продуктивність 30 т/год.

Для транспортування дробу приймаємо гвинт із суцільною поверхнею, однозаходний.

Розрахунок гвинтового конвеєра зробимо згідно рекомендаціям [8].

Вихідні дані беремо з даних технічної характеристики на установку.

Необхідний діаметр гвинта

$$D = 0{,}275\sqrt{\frac{Q}{k_D n_в \psi \rho k_в}}, \qquad (2.1)$$

де Q – розрахункова продуктивність конвеєра (максимальна, при витраті дробу 500 кг/хв), Q=30т/год;

k_D – відношення кроку гвинта до його діаметра, k =0,9;

n – частота обертання гвинта, n =80 хв$^{-1}$;

ψ - коефіцієнт заповнення жолоба, ψ=0,125;

ρ - насипна щільність вантажу, ρ=6,08 т/м^3;

$k_В$ – коефіцієнт зменшення продуктивності залежно від кута нахилу конвеера, при куті нахилу $\beta=0^0$, $k_В=1$;

$$D = 0{,}275 \cdot \sqrt{\frac{30}{0{,}9 \cdot 80 \cdot 0{,}125 \cdot 6{,}08 \cdot 1}} = 0{,}203 \text{ м}.$$

Приймаємо діаметр гвинта 200 мм.

У якості жолоба приймаємо трубу 220х6мм.

Діаметр гвинта перевіряємо за умовою:

$$D_{MIN} \geq a_{MAX} \cdot k_K, \tag{2.2}$$

де a_{max} – максимальний розмір шматка вантажу, що транспортується, a_{max} =5,45 мм;

k_K – коефіцієнт для рядових вантажів, k_K=4.

$$200мм > 5,45 \cdot 4 = 21,8мм.$$

Умова виконана.

Необхідна потужність на валу гвинта:

$$P_0 = 0,0027 \cdot Q \cdot (L \cdot \omega + H), \tag{2.3}$$

де Q – фактична продуктивність, т/год/;

L- довжина горизонтальної проекції конвеєра, L =1,9 м;

ω - коефіцієнт опору переміщенню вантажу, ω =4;

H - висота підйому вантажу, H=0.

Підставивши чисельні значення в (2.3), одержимо:

$$P_0 = 0,0027 \cdot 30 \cdot (1,9 \cdot 4 + 0) = 0,62 \text{ кВт.}$$

Необхідна потужність двигуна:

$$P = \frac{P_0 \cdot k}{\eta}, \tag{2.4}$$

де k=1,35 – коефіцієнт запасу потужності;

η - КRД привода, η=0,85.

$$P = \frac{0,62 \cdot 1,35}{0,85} = 0,98 \text{ кВт}.$$

Приймаємо електродвигун типу 4А90LB8В3 з параметрами: Р=1,1 кВт; $n_{ДВ}$=700 хв$^{-1}$.

Визначимо необхідне передатне число привода:

$$u = \frac{n_{ДВ}}{n_{В}}, \qquad (2.5)$$

де $n_{ДВ}$- частота обертання двигуна, $n_{ДВ}$=700 хв$^{-1}$;

$n_{в}$- частота обертання гвинта, $n_{В}$=80 хв$^{-1}$.

Підставивши чисельні значення в (2.5), одержимо:

$$u = \frac{700}{80} = 8,75.$$

Як приводний редуктор приймаємо редуктор типу РЦ:

редуктор – РЦ 1-150А, з параметрами u=4,5; максимальна потужність на швидкохідному валу при середньому режимі роботи устаткування й частоті обертання вхідного вала 700 хв$^{-1}$, $P_{МАХ}$=10,9 кВт.

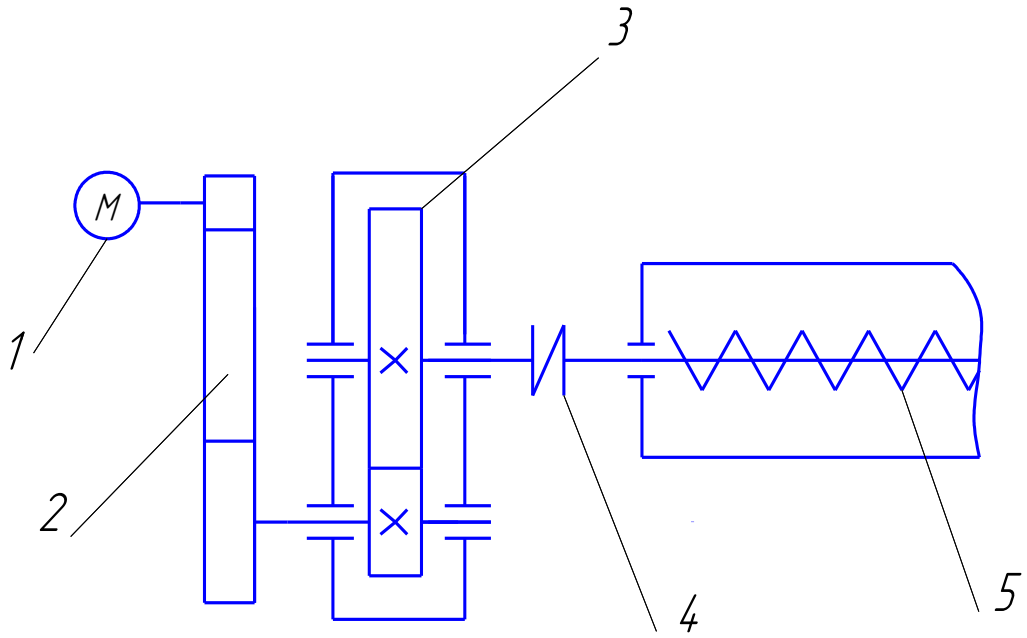
Як муфту приймаємо муфту типу МЗП-1 з параметрами: d=40 мм; d_1=60 мм; l=55 мм; максимальний переданий крутний момент [Т]=710 Нм.

Розрахункове передаточне число клинопасової передачі:

$$u_{КР} = \frac{u}{u_Р}, \quad (2.6)$$

де u – передаточне число редуктора, u=4,5;

$$u_{КР} = \frac{8,75}{4,5} = 1,8.$$



1 – електродвигун; 2 – клинопасова передача; 3 – редуктор;
4 – муфта; 5 – гвинтовий конвеєр

Рисунок 2.13 - Схема привода гвинтового конвеєра

Фактична частота обертання гвинта:

$$n_{ВФ} = \frac{n_{ДВ}}{u_Р \cdot u_{КР}}, \quad (2.7)$$

де $n_{ДВ}$- частота обертання двигуна, $n_{ДВ}$=700 хв$^{-1}$;

u – передаточне число редуктора, u=4,5;

$u_{КР}$ – передаточне число клинопасової передачі, $u_{КР}$=1,8;

$$n_{ВФ} = \frac{700}{4,5 \cdot 1,8} = 86,41 \text{хв}^{-1}.$$

Фактична продуктивність конвеєра:

$$Q_{Ф} = 47 \cdot D^2 \cdot S \cdot \psi \cdot n_{В}^{Ф} \cdot \rho \cdot k_{В}, \qquad (2.8)$$

де D – діаметр гвинта, D=0,2 м;

S - хід гвинта, м, при однозаходному гвинті S=0,17 м;

ψ - коефіцієнт заповнення жолоба, ψ=0,125;

$n_{ÂÔ}$ - фактична частота обертання гвинта, $n_{ÂÔ}$=86,41 $хв^{-1}$;

ρ – насипна щільність матеріалу, ρ =6,08 $т/м^3$;

$k_В$ - коефіцієнта зменшення продуктивності від кута нахилу валу гвинта, $k_В$=1.

$$Q_{Ф} = 47 \cdot 0,2^2 \cdot 0,23 \cdot 0,125 \cdot 86,41 \cdot 6,08 \cdot 1 = 28 \text{ т/год.}$$

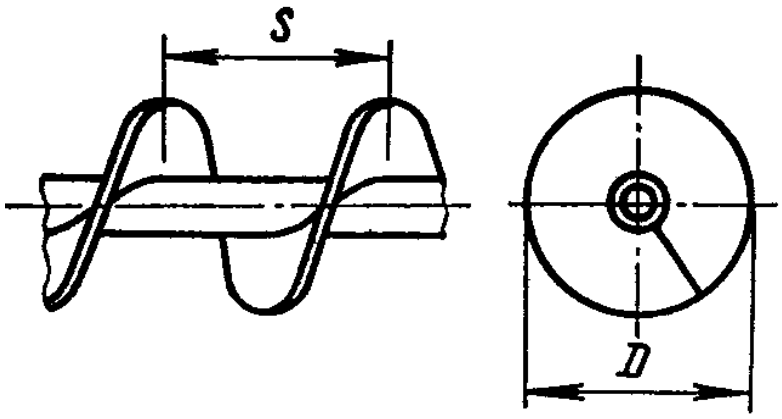


Рисунок 2.14 - Поперечний розріз гвинта

Тому що фактична продуктивність конвеєра відрізняється від номінальної $\frac{30-28}{30}\cdot 100\% = 6{,}6\%$, то перерахунок конвеєра робити немає необхідності.

Крутний момент на валу гвинта:

$$T = \frac{9550 \cdot P}{n_{ВФ}}, \qquad (2.9)$$

де P - потужність на валу гвинта, P=1,1 кВт;

$n_{ÂÔ}$ - фактична частота обертання гвинта, $n_{ВФ}$ =86,41 хв$^{-1}$;

$$T = \frac{9550 \cdot 1{,}1}{86{,}41} = 121 \text{Нм}.$$

Осьове зусилля на гвинті:

$$F_{ОС} = \frac{2 \cdot T}{k \cdot D \cdot tg(\alpha + \beta)}, \qquad (2.10)$$

де T – крутний момент на валу гвинта, T=121 Нм;

k - коефіцієнт, який враховує що сила прикладена на середньому діаметрі гвинта, k=0,8;

D - діаметр гвинта, D=0,2 м;

α - кут підйому гвинтової лінії гвинта, $\alpha = 20^0$;

β - кут тертя вантажу об гвинт, $\beta = 6^0$;

$$F_{ОС} = \frac{2 \cdot 121}{0{,}8 \cdot 0{,}2 \cdot tg(20^0 + 6^0)} = 3100 \text{ Н}.$$

Поперечне навантаження на ділянку гвинта між двома опорами:

$$F_{поп} = \frac{2 \cdot T \cdot l}{k \cdot D \cdot L}, \quad (2.11)$$

де l – відстань між опорами валу гвинта, l=2 м;

L - загальна довжина валу гвинта, L=1,9 м.

$$F_{поп} = \frac{2 \cdot 121 \cdot 2}{0{,}8 \cdot 0{,}2 \cdot 1{,}9} = 1590 \text{ Н}.$$

2.1.2 Розрахунок тіла валу гвинтового конвеєра на деформації

Параметри вала гвинтового конвеєра:

діаметр труби D_1 = 220 мм;

товщина стінки труби S=6 мм.

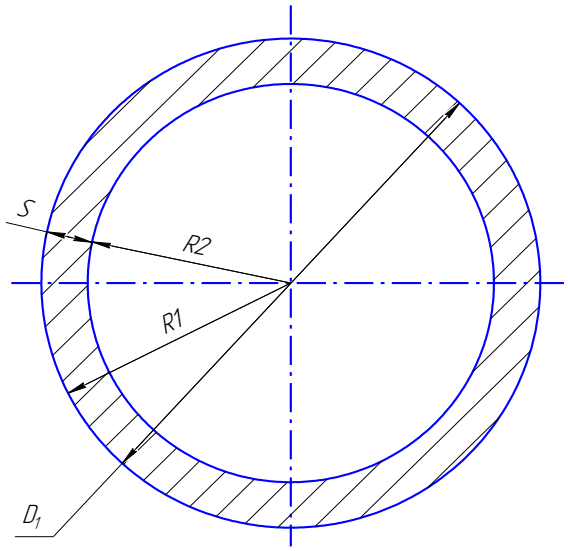


Рисунок 2.15 - Перетин трубчастого валу гвинтового конвеєра

Визначимо прогин гвинта від прикладеного навантаження $F_{їїї}$:

$$f = \frac{F_{поп} \cdot l^3}{48 \cdot E \cdot I_X}, \qquad (2.12)$$

де $F_{їїї}$ - поперечне навантаження на ділянку гвинта між двома опорами, $F_{їїї}$ =1590 Н;

l - відстань між опорами валу гвинта, l=2 м;

Е – модуль пружності матеріалу, $E = 2{,}1 \cdot 10^{11}$ Їà ;

I_X – момент інерції труби конвеєра щодо осі Х,

$$I_x = \pi \cdot R^3 \cdot S, \qquad (2.13)$$

де R – радіус труби конвеєра, R=0,110 м;

S - товщина стінки труби, S=0,006м;

$$I_x = 3{,}14 \cdot 0{,}110^3 \cdot 0{,}006 = 25 \cdot 10^{-6} \text{м}^4.$$

Підставивши значення в (2.12), одержимо:

$$f = \frac{1{,}590 \cdot 2^3}{48 \cdot 2{,}1 \cdot 10^{11} \cdot 25 \cdot 10^{-6}} = 0{,}00005\text{м} = 0{,}05\text{мм}.$$

Малюнок 2.15 - Схема сил і епюри від зосередженого навантаження

Припустимий прогин становить не більше 40% зазору між гвинтом і жолобом.

При діаметрі жолоба 208 мм і діаметрі гвинта 200 мм припустимий прогин складе:

$$[f] = \frac{208 - 200}{2} \cdot 0{,}4 = 1{,}6\,\text{мм}.$$

За результатами розрахунків видно, що

$$f = 0{,}05\,\text{мм} < [f] = 1{,}6\,\text{мм}.$$

Умова виконана.

Визначення прогину гвинта під дією власної ваги G_B:

$$f = \frac{5}{384}\frac{q \cdot l^4}{E \cdot I_X}, \qquad (2.14)$$

де q – погонне навантаження від власної ваги гвинта, q=102 кг/м=510Н/м;

Підставивши чисельні значення в (2.14), одержимо:

$$f = \frac{5}{384}\frac{510 \cdot 2^4}{2{,}1 \cdot 10^{11} \cdot 25 \cdot 10^{-6}} = 0{,}00002\,\text{м} = 0{,}02\,\text{мм}.$$

Зрівняємо отримане значення із припустимим:

$$f = 0{,}02\,\text{мм} < [f] = 1{,}6\,\text{мм}.$$

Умова виконана.

Малюнок 2.15 - Схема сил і епюри від розподіленого навантаження

Перевірочний розрахунок тіла гвинта на скручування:

$$\tau_{КР} = \frac{T}{W_К} \le [\tau_{КР}], \qquad (2.15)$$

де T - крутний момент на валу гвинта, T=121 Нм;

$W_К$ – момент опору перетину на крутіння;

$[\tau_{êÐ}]$ - допустиме напруження на крутіння валу гвинта, для сталі ст10, $[\tau_{êÐ}]$=60 МПа;

$$W_К = \frac{\pi \cdot D^2 \cdot S}{2}, \qquad (2.16)$$

де D – діаметр труби конвеєра, D =0,220 м;

S - товщина стінки труби, S=0,006м;

$$W_К = \frac{3{,}14 \cdot 0{,}22^2 \cdot 0{,}006}{2} = 0{,}0021 м^3.$$

$$\tau_{КР} = \frac{121}{0{,}0021} = 57620 \frac{Н}{м^2} = 0{,}57 МПа < [\tau_{КР}] = 60 МПа .$$

Умова виконана.

2.1.3 Розрахунок клинопасової передачі

Вихідні значення:

потужність на валу електродвигуна P_1=1,1 кВт;

частота обертання вхідного валу $n_1 = 700 хв^{-1}$;

передаточне число пасової передачі u_1=1,8;

крутний момент на валу електродвигуна T_1=15 Н·м;

робота в 1 зміну, навантаження спокійне.

Вибираємо [3] при T_1= 15 Н·м пас перетином А, площа поперечного перерізу $A = 81\,мм^2$, базова довжина l_0= 1700 мм.

Діаметр малого шківа:

d_1=90 мм [3]

Діаметр веденого шківа:

$$d_2 = d_1 \cdot u_1 = 90 \cdot 1{,}8 = 162 \text{ мм.}$$

приймаємо $d_2 = 160\,мм$ [3].

Фактичне передаточне число:

$$u_{1ф} = d_2 / d_1, \qquad (2.17)$$

де d_1 - діаметр малого шківа, d_1=90 мм;

d_2- діаметр веденого шківа, d_2=160 мм;

$$u_{1Ф}=160/90=1{,}77.$$

Швидкість паска:

$$V = \frac{\pi \cdot d_1 \cdot n_1}{60 \cdot 10^3}, \qquad (2.18)$$

де d_1 - діаметр малого шківа, d_1=90мм;

n_1-частота обертання вхідного валу, n_1=700 хв$^{-1}$;

$$V = \frac{3{,}14 \cdot 90 \cdot 700}{60 \cdot 10^3} = 3{,}3 \text{ м/с.}$$

що менше [V]=15 м/с, умова виконана.

Орієнтовна міжосьова відстань:

$$a' = (1\ldots 2)(d_1 + d_2) = (1...2\ldots 2)(90+160) = 250\ldots 500 \text{мм}$$

приймаємо a'=250 мм.

Розрахункова довжина паска:

$$l' = 2 \cdot a' + \frac{\pi \cdot (d_1 + d_2)}{2} + \frac{(d_1 + d_2)^2}{4 \cdot a'}, \qquad (2.19)$$

де a' - орієнтовна міжосьова відстань, a'=250 мм.

Підставивши чисельні значення, одержимо:

$$l' = 2 \cdot 250 + \frac{3{,}14 \cdot (90 + 160)}{2} + \frac{(90 + 160)^2}{4 \cdot 250} = 955 \text{мм}.$$

приймаємо [3] l=900 мм.

Дійсна міжосьова відстань:

$$a = 0{,}125[2l - \pi \cdot (d_1 + d_2) + \sqrt{[2l - \pi \cdot (d_1 + d_2)]^2 - 8(d_2 - d_1)^2}], \qquad (2.20)$$

Підставивши чисельні значення у вираз, одержимо:

$$a = 0{,}125 \cdot [2 \cdot 900 - 3{,}14 \cdot (90 + 160) + \sqrt{[2 \cdot 900 - 3{,}14 \cdot (90 + 160)]^2 - 8 \cdot (160 - 90)^2}] =$$
$$= 251\text{мм}$$

Число пробігів паска:

$$i = V \cdot 10^3 / l,$$

де V - швидкість паска, V=3,3 м/с;

l - довжина паска, l=900 мм.

$$i = 3{,}3 \cdot 10^3 / 900 = 3{,}6.$$

Що відповідає рекомендаціям [2].

Кут обхвату малого шківа:

$$\alpha_1 = 180^0 - 57{,}3\frac{d_2 - d_1}{a}, \qquad (2.21)$$

$$\alpha_1 = 180^0 - 57{,}3\frac{160 - 90}{250} = 164^0.$$

Коефіцієнт кута обхвату:

$$C_\alpha = 1 - 0{,}003(180 - \alpha_1), \qquad (2.22)$$

1- $C_\alpha = 0{,}003 \cdot (1800\text{-}1640) = 0{,}952.$

Швидкісний коефіцієнт:

$$C_V = 1{,}05 - 0{,}0005 \cdot V^2, \qquad (2.23)$$

C_V= 1, 05-0,0005·3,3^2 =1,04.

Коефіцієнт довжини:

$$C_l = \frac{l}{l_0}, \tag{2.24}$$

де l – довжина паска, l=900 мм;

l_0- базова довжина паска, l_0= 1700 мм.

$$C_l = \frac{900}{1700} = 0{,}53.$$

Колова сила:

$$F_t = \frac{2 \cdot 10^3 \cdot T}{d_1}, \tag{2.25}$$

де T_1- крутний момент на валу електродвигуна, T_1=15 Н·м;

d_1 - діаметр малого шківа, d_1=90 мм.

Підставивши числові значення, одержимо:

$$F_t = \frac{2 \cdot 10^3 \cdot 15}{90} = 330\,\text{Н}$$

Потужність, що допускається, для одного паска:

$$[P] = P_0 \cdot C_\alpha \cdot C_V \cdot C'_p \cdot C_l, \tag{2.26}$$

де P_0 – потужність, що допускається для одного паска типової передачі, приймаємо $V =$ при 3,3 м/с і $d_1 = 90$ мм, $P_0 = 0{,}84$ кВт [3];

C_α - коефіцієнт кута обхвату, C_α=0,952:

C_V - швидкісний коефіцієнт, C_V=1,04;

C'_p – коефіцієнт режиму роботи, при спокійному навантаженні й роботі в 1 зміну $C'_p = 1$;

C_l - коефіцієнт довжини, C_l=0,53.

$[P]$ = 0,84·0,952·1,04·1·0,53=0,44 кВт.

Розрахункове число пасків:

$$Z' = \frac{P_1}{[P]}, \tag{2.27}$$

де P_1 - потужність на валу електродвигуна, P_1=1,1 кВт;

[P] - допустима потужність для одного паска, [P]=0,44 кВт.

$$Z' = \frac{1{,}1}{0{,}44} 2{,}5.$$

приймаємо Z =3.

Початковий натяг паска:

$$F_0 = 0{,}85 \cdot 10^3 \cdot P_1 / \left(V \cdot C_\alpha \cdot C'_p\right), \tag{2.28}$$

Підставив значення, одержимо:

$$F_0 = 0{,}85 \cdot 10^3 \cdot P_1 / \left(V \cdot C_\alpha \cdot C'_p\right) = 0{,}85 \cdot 10^3 \cdot 1{,}1/(3{,}3 \cdot 0{,}952 \cdot 1) = 300 \text{ Н}$$

Навантаження на вали:

$$R = 2F_0 \cdot \sin(\alpha_1/2), \qquad (2.29)$$

α_1 -кут обхвату малого шківа, α_1 =164^0.

R =2·300·sin (164^0/2)=600 Н.

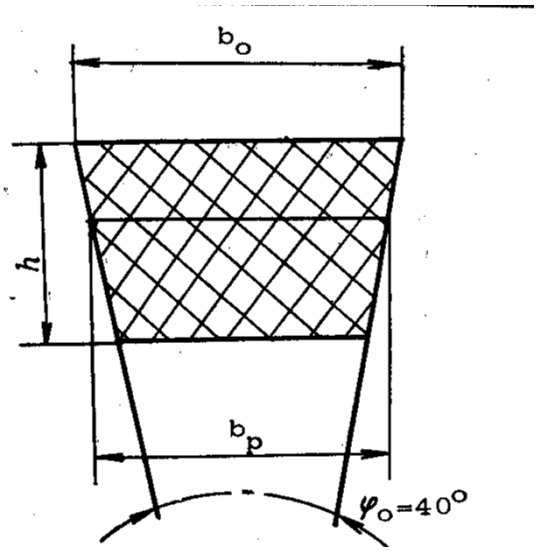


Рисунок 2.16 - Перетин клинового паска

Довговічність паска:

$$L_h = \left(\frac{\sigma_y}{\sigma_{max}}\right)^m \cdot \frac{10^7 \cdot C_u \cdot C_H}{3600 \cdot i}, \qquad (2.30)$$

де σ_y - границя витривалості паска, для клинових пасків σ_y =9 МПа;

m- показник ступеня, клинових пасків m=8;

C_u-коефіцієнт, що враховує вплив передаточного числа, C_u =1,7;

$C_н$ – коефіцієнт мінливості навантаження, $C_н$=2;

i – число пробігів пасків, i=3,6 с$^{-1}$.

σ_{max} - найбільша напруга в провідній галузі в місці набігання на малий шків;

$$\sigma_{max} = \sigma_0 + \frac{\sigma_t}{2} + \sigma_F + \sigma_V , \qquad (2.31)$$

де σ_0 - напруга від попередньої напруги, σ_0=1,2 МПа;

σ_t - корисна напруга;

σ_F - напруга вигину в паску на малому шківі;

σ_V - напруга від доцентрової сили.

Невідомі напруги визначимо відповідно до методики представленої в [3].

Корисна напруга:

$$\frac{\sigma_t}{2} = \frac{F_t}{Z \cdot 2 \cdot A}, \qquad (2.32)$$

де F_t - колова сила, F_t=330 Н;

Z - число пасків, Z=3;

A – площа перетину паска, A=81 мм^2;

$$\frac{\sigma_t}{2} = \frac{330}{3 \cdot 2 \cdot 81} = 0{,}67 \text{ МПа} .$$

Напруга вигину в паску на малому шківі:

$$\sigma_F = \frac{E \cdot h}{d_1}, \qquad (2.33)$$

де E – модуль поздовжньої пружності паска, E=100 МПа;

h - товщина паска, h=8 мм [3];

d_1 - діаметр малого шківа, d_1=90 мм.

$$\sigma_F = \frac{100 \cdot 8}{90} = 8{,}9\,\text{МПа}.$$

Напруга від доцентрової сили:

$$\sigma_V = \rho \cdot V^2 \cdot 10^{-6}, \qquad (2.34)$$

де ρ - щільність паска, ρ=1200 кг/м^3;

V - швидкість паска, V=3,3 м/с.

$$\sigma_V = 1200 \cdot 3{,}3^2 \cdot 10^{-6} = 0{,}013\,\text{МПа}.$$

Підставивши раніш розраховані значення, одержимо найбільшу напругу в провідній галузі:

$$\sigma_{max} = 1{,}2 + 0{,}67 + 8{,}9 + 0{,}013 = 10{,}8\,\text{МПа}.$$

Довговічність паска дорівнює:

$$L_h = \left(\frac{8}{10{,}8}\right)^8 \cdot \frac{10^7 \cdot 1{,}7 \cdot 2}{2 \cdot 3600 \cdot 3{,}6} \approx 120\,\text{г}.$$

При розрахунку клинопасової передачі визначили, що для передачі потужності в 1,1 кВт необхідна кількість пасків повинно бути не менш 3, що й відповідає робочій установці, термін служби пасків 120 годин.

2.1.4 Перевірочний розрахунок шпонки валу гвинтового конвеєра

На валу гвинтового конвеєра встановлена шпонка призматична 8х7х32 мм виконання В ГОСТ 8789-68.

Перевіримо робочі грані шпонки на зминання й зріз.

Таблиця 2.1 - Параметри шпонкових з'єднань

Вал	Ділянка	Діаметр, мм	Крутний момент, Н·м	Розміри шпонки, мм		
				b×h×l	t_1	t_2
Гвинтового конвеєра	Хвостовик	d=28	T_1 =115	8×7×32	4	3,3

Перевірка шпонки на зминання:

$$\sigma_{см} = \frac{2 \cdot T_1 \cdot 10^3}{d \cdot t_2 \cdot l_р} < [\sigma_{см}], \qquad (2.35)$$

де $[\sigma_{см}] = 120\ МПа$ - допустиме напруження, на зминання [3];

l=32 мм - робоча довжина шпонки.

$$\sigma_{см} = \frac{2 \cdot 115 \cdot 10^3}{28 \cdot 3{,}3 \cdot 32} = 78\ МПа < [\sigma_{см}] = 120\ МПа.$$

Перевірка шпонки на зріз:

$$\tau_{ср} = \frac{2 \cdot T_1 \cdot 10^3}{d \cdot b \cdot l_р} \le [\tau_{ср}], \qquad (2.36)$$

де $[\tau_{ср}] = 90\ МПа$ - допустиме напруження, на зріз [3].

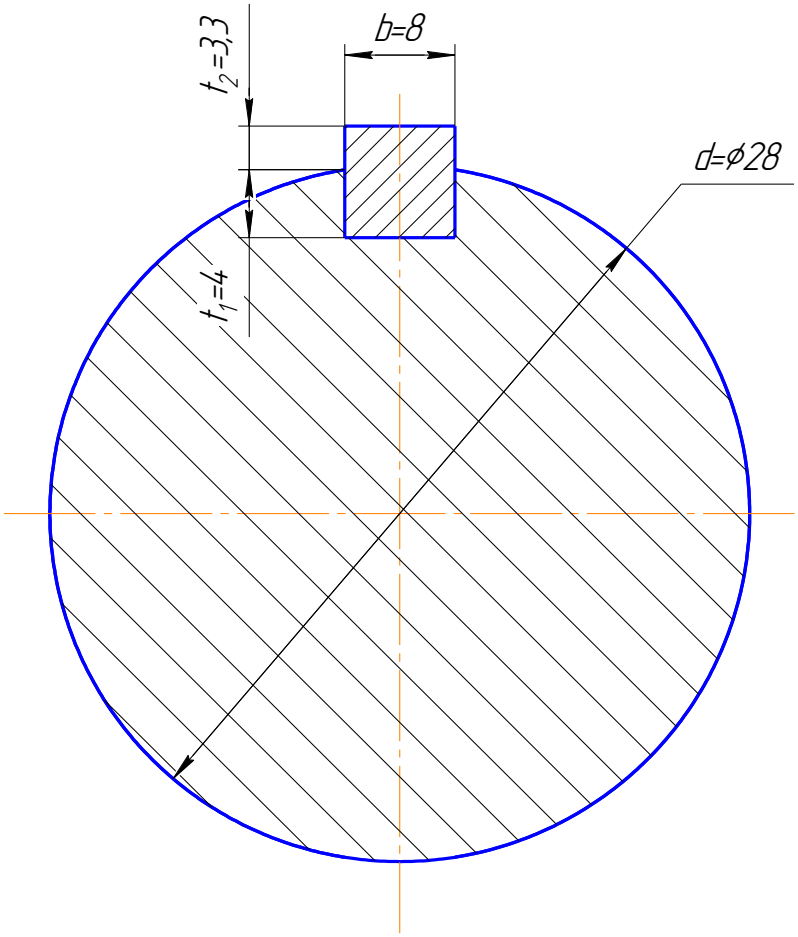


Рисунок 2.17 - Схема до розрахунку шпонки валу гвинтового конвеєра

$$\tau_{ср} = \frac{2 \cdot 115 \cdot 10^3}{28 \cdot 8 \cdot 32} = 32 \text{ МПа} < [\tau_{ср}] = 90 \text{ МПа}$$

Умови на зминання й зрізу виконуються.

2.2 Розрахунок параметрів привода елеватора

Вихідні дані:

Висота підйому вантажу H=5,2 м;

вантаж, що транспортується - дріб, ρ=6,08 т/м^3.

Продуктивність 30т/год.

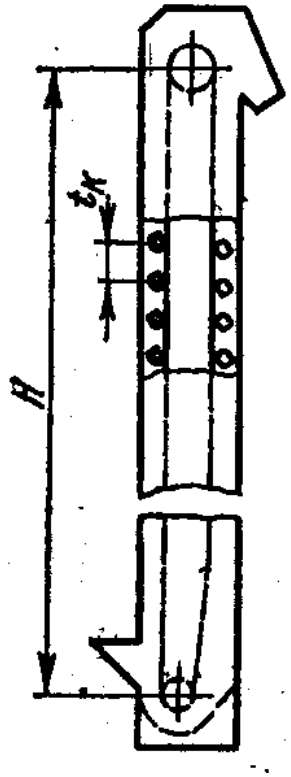


Рисунок 2.18 - Принципова схема ковшового елеватора

Для транспортування дробу приймаємо стрічковий ковшовий елеватор.

Розрахунок ковшового елеватора зробимо відповідно до рекомендацій [8].

Проведемо попередній розрахунок елеватора.

Необхідна погонна місткість ківшів:

$$i_{П} = \frac{Q}{3{,}6 \cdot V \cdot \psi \cdot \rho}, \qquad (2.37)$$

де Q – продуктивність елеватора, Q=30 т/год.;

V - швидкість руху ківшів, V=1,5 м/с;

ψ - коефіцієнт заповнення ківшів, ψ =0,8 [8]

ρ - насипна щільність вантажу, ρ=6,08 т/м^3;

$$i_{П} = \frac{30}{3,6 \cdot 2 \cdot 0,8 \cdot 6,08} = 1,14 л/м.$$

Необхідна місткість ковша:

$$i_{О} = i_{П} \cdot t_{К}, \quad (2.38)$$

де $i_{П}$ - погонна місткість ковшів, $i_{П}$=1,3 л/м;

$t_{К}$- крок ківшів, $t_{К}$=0,32 м [8].

$$i_{О} = 1,3 \cdot 0,32 = 0,416 л.$$

З [8] вибираємо глибокий ківш місткістю i_{0}=0,4 л при кроці ківшів 320 мм.

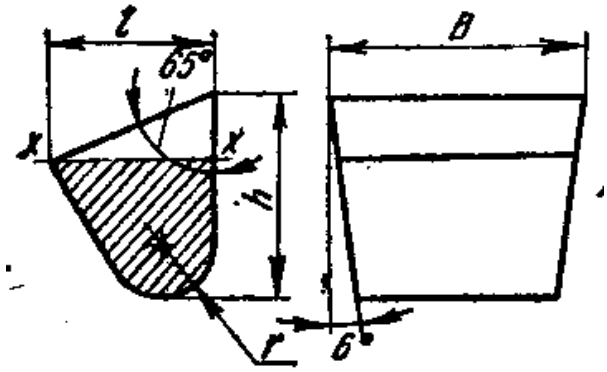


Рисунок 2.19 - Ківшів елеваторний типу Г

При об'ємній продуктивності елеватора $V = Q/\rho = 30/6,08 = 4,93 м^3/год$ й відповідно до кроку ківшів за [8] вибираємо ширину ківшів $B_{К}$=160 мм і ширину стрічки $B_{Л}$=200 мм.

З [8] вибираємо конвеєрну стрічку загального призначення типу 3 із трьома тяговими прокладками міцністю 200 Н/мм із тканини ТК-200 [8], що допускають робоче навантаження [8] $K_р = 25$ Н/мм, з товщиною гумової обкладки класу міцності - С [8] робочої поверхні $\delta_р = 3$ мм, неробочої поверхні $\delta_н = 1$ мм [8].

Позначення обраної стрічки: Стрічка 1-С ГОСТ 20-76

Приймаємо $D_{п.б} = 650$ мм із номінального ряду за ГОСТ 22644-77.

Погонна маса вантажу:

$$q = \frac{Q}{3{,}6 \cdot V} = \frac{30}{3{,}6 \cdot 1{,}5} = 4{,}16 \text{кг/м}.$$

Товщина стрічки без захисної прокладки ($\delta_{п.з} = 0$)

$$\delta = Z \cdot \delta_{п.Т} + \delta_{п.з} + \delta_р + \delta_н, \qquad (2.39)$$

де $Z = 3$- кількість тягових тканевих прокладок [8];

$\delta_{п.Т} = 1{,}4$ мм- товщина тягової прокладки без гумового прошарку [8];

$\delta_р = 3$ мм - товщина гумової обкладки робочої поверхні конвеєрної стрічки [8];

$\delta_н = 1$мм - товщина гумової обкладки неробочої поверхні конвеєрної стрічки [8].

$$\delta = 3 \cdot 1{,}4 + 0 + 3 + 1 = 8{,}2 \text{ мм}.$$

Погонна маса стрічки:

$$q_л = \rho_1 B \cdot \delta, \qquad (2.40)$$

де $\rho_1 = 1100$ кг/м³ - щільність стрічки;

B, δ - відповідно ширина й товщина стрічки, B=0,2 м, δ=0,0082м.

$$q_л = \rho_1 B \cdot \delta = 1100 \cdot 0,2 \cdot 0,0082 = 1,8 \text{ кг/м.}$$

Погонна маса ківшів:

$$q_{ков} = \frac{m_{ков}}{t_к} \cdot k_к, \quad (2.41)$$

де $m_{КОВ}$ - маса одного ковша, $m_{КОВ}$ =0,9 кг [8];

$t_К$- крок ківшів, $t_К$=0,32 м [8];

$k_К$ - коефіцієнт, що враховує масу кріпильних деталей, $k_К$ =1,4.

$$q_{ков} = \frac{0,9}{0,32} \cdot 1,4 = 3,94 \text{ кг/м.}$$

Погонна маса ходової частини конвеєра:

$$q_к = q_л + q_{ков}, \quad (2.42)$$

де $q_л$ - погонна маса стрічки, $q_{Ë}$ =1,8 кг/м;

$q_{ков}$ - погонна маса ківшів, $q_{ÊÎÂ}$ =3,94 кг/м.

$$q_к = 1,8 + 3,94 = 5,74 \text{ кг/м.}$$

Опір зачерпуванню вантажу:

$$F_{зач} = q \cdot g \cdot k_{зач}, \quad (2.43)$$

де q - погонна маса вантажу, q=4,16 кг/м;

$k_{ЗАЧ}$ – коефіцієнт зачерпування, $k_{ЗАЧ}$=3;

$$F_{ЗАЧ} = 4{,}16 \cdot g9{,}81 \cdot 3 = 122\,Н.$$

Необхідна потужність на приводному валу для роботи елеватора:

$$P_0 = 0{,}0027 \cdot Q \cdot H \cdot (1 + \frac{k_{ЗАЧ}}{H}), \qquad (2.44)$$

де Q – фактична продуктивність, т/год.;

H- висота підйому вантажу, H=5,2 м;

$k_{ЗАЧ}$ – коефіцієнт зачерпування, $k_{ЗАЧ}$=3;

Підставивши чисельні значення, одержимо:

$$P_0 = 0{,}0027 \cdot 30 \cdot 5{,}2 \cdot (1 + \frac{3}{5{,}2}) = 0{,}66\,кВт.$$

Окружне зусилля на приводному барабані:

$$F = \frac{10^3 \cdot P}{V}, \qquad (2.45)$$

$$F = \frac{10^3 \cdot 0{,}66}{2} = 440\,Н.$$

Зусилля для попереднього вибору стрічки:

$$F_{МАХ} = F \cdot \frac{e^{f\alpha}}{e^{f\alpha} - 1}, \qquad (2.46)$$

де $e^{f\alpha}$ - тяговий фактор;

f – коефіцієнт зчеплення між стрічкою й барабаном, f=0,12 [8];

α - кут обхвату барабана стрічкою, α=180^0.

При α=180^0 і f=0,12 тяговий фактор рівняється $e^{f\alpha}=1{,}46$ [8];

$$F_{MAX}=330\cdot\frac{1{,}46}{1{,}46-1}=1396\,\text{Н}.$$

Необхідне число прокладок у стрічці:

$$z\geq\frac{F_{MAX}}{k_P\cdot B\cdot k_0}, \qquad (2.47)$$

де k_P – максимальне припустиме робоче навантаження прокладок,

k_P=25Н/мм [8];

В - ширина стрічки, В=200 мм;

k_0 – коефіцієнт, що враховує ослаблення стрічки в місцях кріплення ківшів, k_0 =0,9 [8].

$$z>\frac{1396}{25\cdot 200\cdot 0{,}9}=0{,}31.$$

За умови $z\leq 10\cdot D_{ПБ}$, підставивши раніше прийняті значення, одержимо $z=3<10\cdot 0{,}650=6{,}5$.

Що відповідає раніше прийнятим значенням, z=3, $D_{ПБ}$=650 мм. Умова виконана.

Проведемо уточнюючий тяговий розрахунок елеватора методом обходу по контурі (рис. 2.20).

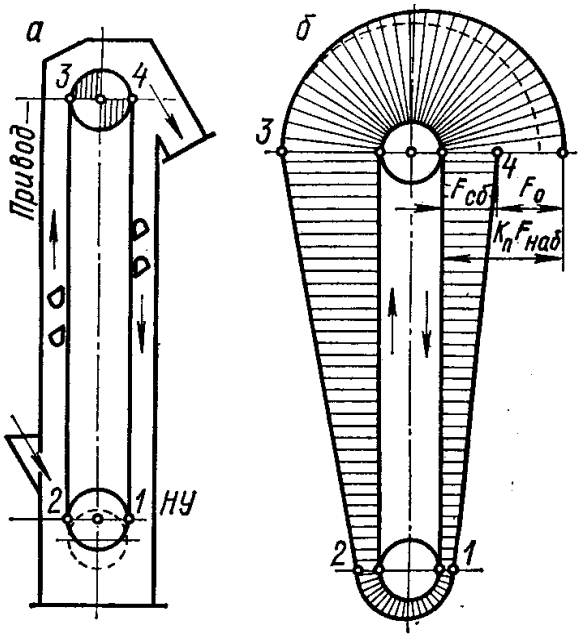


Рисунок 2.20 - Розрахункова схема (а) і діаграма натягів (б) тягового органу вертикального елеватора

Ці крапки нумеруються починаючи від крапки збігання тягового органу із приводного барабана в напрямку його руху. Визначимо натяг стрічки в окремих крапках траси конвеєра.

Обхід починаємо із крапки 1, натяг стрічки в якій позначимо $F_1 = F_{min}$.

Натяг стрічки в крапці 2:

$$F_2 = k_П F_1 + F_{ЗАЧ}, \qquad (2.48)$$

де $k_П$ – коефіцієнт збільшення натягу тягового органу від опору на поворотному пункті, $k_П$ =1,05;

$F_{ЗАЧ}$ - опір зачерпуванню вантажу, $F_{ЗАЧ}$=122 Н;

$$F_2 = 1{,}05 \cdot F_1 + 122\,Н.$$

Натяг стрічки в крапці 3:

$$F_3 = F_2 + (q + q_к) \cdot g \cdot H, \qquad (2.49)$$

де q - погонна маса вантажу $q = 4{,}16 кг/м$;

$q_к$ - погонна маса ходової частини, $q_к$=5,74 кг/м;

Н- висота підйому вантажу, Н=5,2 м.

$$F_3 = 1{,}05 \cdot F_1 + 122 + (4{,}16 + 5{,}74) \cdot 9{,}81 \cdot 5{,}2 = 1{,}05 \cdot F_1 + 627 Н.$$

Натяг стрічки в крапці 4:

$$F_4 = F_{сб} = F_1 + q_к \cdot g \cdot H, \qquad (2.50)$$

де $F_{сб}$ - зусилля в галузі, що збігає, у крапці 4.

$$F_4 = F_1 + 5{,}74 \cdot 9{,}81 \cdot 5{,}2 = F_1 + 293 Н.$$

Вирішуючи спільно рівняння для F_3 і F_4, з рівняння $F_3 = 1{,}46 \cdot F_4$, одержимо [8]:

$$1{,}05 \cdot F_1 + 627 \le 1{,}46(F_1 + 293);$$

$$1{,}05 \cdot F_1 + 627 \le 1{,}46 \cdot F_1 + 428;$$

$$1{,}05 \cdot F_1 - 1{,}46 \cdot F_1 \le 428 - 627;$$

$$-0{,}41 \cdot F_1 \le -199;$$

$$F_1 = 485 Н.$$

Приймаючи у уваги рекомендації [8], приймаємо $F_1 = F_{min}$=1000 Н.

При цьому

$$F_2 = 1{,}05 \cdot F_1 + 122 Н = 1{,}05 \cdot 1000 + 122 = 1172 Н;$$

$$F_3 = 1{,}05 \cdot 1000 + 627 = 1677 Н;$$

$$F_4 = 1000 + 293 = 1293 Н.$$

Найбільший натяг у стрічці в крапці 3 F_3=1677 Н, що більше попередньо повного значення $F_{МАХ} = 1396 Н$.

Уточнюємо необхідна кількість прокладок:

$$z > \frac{1677}{25 \cdot 200 \cdot 0{,}9} = 0{,}37.$$

Тягова сила на приводному барабані:

$$F_0 = k_П \cdot F_З - F_4, \qquad (2.51)$$

$$F_0 = 1{,}05 \cdot 1677 - 1293 = 468 Н.$$

Потужність на приводному валу конвеєра:

$$P_0 = \frac{F_0 \cdot V}{10^3 \cdot \eta_{ПР}}, \qquad (2.52)$$

де $\eta_{їЮ}$ - ККД привода, $\eta_{ПР}$ =0,94;

$$P_0 = \frac{468 \cdot 1{,}5}{10^3 \cdot 0{,}94} = 0{,}75 \text{ кВт.}$$

Необхідна потужність двигуна:

$$P = K \cdot P_0, \qquad (2.53)$$

де K -коефіцієнт запасу; $K = 1{,}35$;

$$P = K \cdot P_0 = 1{,}35 \cdot 0{,}75 = 1{,}01 кВт.$$

З [8] вибираємо електродвигун типу 4А100L8В3 номінальною потужністю $P_{дв}$ = 1,5 кВт при частоті обертання n = 750 хв$^{-1}$.

Момент інерції ротора $I_Р$ = 0,013 кг·м^2. Кратність максимального моменту ψ_{max}=1,7. Кратність пускового моменту $\psi_п$=1,6.

Частота обертання валу приводного барабана [8]:

$$n_{п.б} = \frac{60 \cdot V}{\pi \cdot D_{п.б}}, \quad (2.54)$$

$$n_{п.б} = \frac{60 \cdot 1{,}5}{3{,}14 \cdot 0{,}650} = 44\,хв^{-1}.$$

Необхідне передаточне число привода [8]:

$$u = \frac{n}{n_{ПБ}}, \quad (2.54)$$

де n - частота обертання валу двигуна, n =750 хв$^{-1}$.

$$u = \frac{n}{n_{ПБ}} = \frac{750}{44} = 17.$$

Вибираємо редуктор типорозміру 1Ц2В-160 [8] з передаточним числом $U_р$=20, що має при частоті обертання швидкохідного валу n=750 хв$^{-1}$, ККД редуктора η=0,94.

Для вибору сполучної муфти між двигуном і редуктором визначаємо номінальний крутний момент двигуна:

$$T_{ном} = 9550 \cdot \frac{P_{пв}}{n}, \quad (2.55)$$

$$T_{ном} = 9550 \cdot \frac{1,5}{750} = 19 \text{ Н·м.}$$

З урахуванням коефіцієнта кратності максимального моменту двигуна приймемо розрахунковий момент муфти:

$$T_р^м = \psi_{max} \cdot T_{ном}, \quad (2.56)$$

$$T_р^м = 1,7 \cdot 19 = 32,3 \text{ Н·м}$$

Припускаючи, що для запобігання зворотного руху завантаженого конвеєра необхідно гальмо, передбачаємо пружну втулочно-пальцеву муфту з гальмовим шківом. Вибираємо муфту № 1 [8] з найбільшим переданим моментом $T_м$=500 $Н \cdot м$, більшим $T^р_м$=364 $Н \cdot м$, з діаметром гальмового шківа D=200 мм.

Момент інерції муфти $I_м$=0,1 $кг \cdot м^2$.

Час пуску конвеєра, с:

$$t_п = \frac{\delta \cdot I \cdot n}{9,55 \cdot (T_{ср.п} - T_с)} + \frac{C}{n \cdot (T_{ср.п} - T_с) \cdot \eta} < 3...6 \quad (2.56)$$

Момент інерції обертових мас на валу двигуна:

$$I = I_р + I_м = 0,013 + 0,1 = 0,113 \text{ , кг·м}^2 \quad (2.57)$$

$$C = 9,55 \cdot k_у \cdot \left[(q + q_л) \cdot L^г + q_л (L^г + L^х) + (q_р^р \cdot L^р + q_р^х \cdot L^х + m_v) \cdot k_с\right] \cdot V^2, \quad (2.58)$$

де δ - коефіцієнт враховуючий вплив обертових мас привода механізму (крім ротора двигуна й муфти), δ = 1,1...1,25;

I - момент інерції ротора двигуна й муфти, кг·м^2 ;

n - частота обертання привода;

V - швидкість переміщення вантажу, м/с;

η - ККД механізму;

q,$q_л$ - див. раніше;

$q^p_р$=0, $q^x_р$=0;

$L^г$,$L^п$ -довжина відповідно навантаженої й порожньої ділянок робочої гілки, м;

L^x, L^p - відповідно до холостій і робочій гілки конвеєра, м,

$K_у$ - коефіцієнт, що враховує пружність тягового органу, завдяки якому не всі елементи конвеєра починають рухатися одночасно: для гумовотканинних стрічок $к_у$ =0,5…0,7;

m_v -маса обертових барабанів конвеєра , кг;

k_c – коефіцієнт, що враховує зменшення швидкості обертових частин конвеєра щодо швидкості тягового органу: для стрічкових конвеєрів $к_с$ = 0,7...0,9;

Середній пусковий момент двигуна:

$$T_{ср.п} = 0{,}85^2 \cdot \frac{\psi^п + \psi_{max}}{2} \cdot T_{ном}, \qquad (2.59)$$

де $T_{ном}$ =19 Н·м.

$$T_{ср.п} = 0{,}85^2 \cdot \frac{1{,}6 + 1{,}7}{2} \cdot 19 = 22{,}6 \text{ Н·м.}$$

Момент статичних опорів на валу двигуна:

$$T_c = T_{С.В} \cdot \frac{1}{u \cdot \eta}, \qquad (2.60)$$

де u - передаточне число привода, u=20;

$\eta = 0{,}94$ – ККД механізму привода тягового органу;

$T_{С.В}$ – момент статистичних опорів на приводному валу конвеєра.

$$T_{С.В} = 0{,}5F_0 D_{П.Б}, \quad (2.61)$$

$$T_{С.В} = 0{,}5 \cdot 468 \cdot 0{,}65 = 152\,Нм;$$

$$T_с = 152\frac{1}{20 \cdot 0{,}94} = 8\,Нм.$$

Момент інерції на валу двигуна при пуску конвеєра:

$$T_{ин} = T_{ср.п} - T_с, \quad (2.62)$$

$$T_{ин} = 22{,}6 - 8 = 14{,}6\ Нм.$$

Момент на приводному валу при пуску конвеєра:

$$T_{пуск} = T_{ин} \cdot U \cdot \eta + 0{,}5F_0 \cdot D_{н.б} \quad (2.63)$$

$$T_{ПУСК} = 14{,}6 \cdot 20 \cdot 0{,}96 + 0{,}5 \cdot 468 \cdot 0{,}65 = 432\,Нм \cdot$$

Уточнюємо швидкість стрічки [8]:

$$V_ф = \frac{\pi \cdot D_{пб} \cdot n_б}{60 \cdot U_ф}\ ,м/с \quad (2.64)$$

$U_ф$ - фактичне загальне передаточне число привода конвеєра (передаточне число редуктора), $U_ф = U_р = 20$:

$$V_ф = \frac{3,14 \cdot 0,65 \cdot 750}{60 \cdot 20} = 1,27 \text{ м/с}$$

Фактична продуктивність конвеєра [3]:

$$Q_Ф = \frac{3,6 \cdot i_0 \cdot V_Ф \cdot \psi \cdot \rho}{t_К}, \quad (2.65)$$

где Q – продуктивність елеватора, Q=30 т/год;

V –швидкість переміщення ківшів, $V_Ф$=1,27 м/с;

ψ - коефіцієнт заповнення ківшів, ψ =0,8 [8]

ρ - насипна щільність , ρ=6,08 т/м^3;

i_0 – місткість ківша, i_0=0,4 л;

t_K- крок ківшів, t_K=0,32 м [8].

$$Q_Ф = \frac{3,6 \cdot 0,4 \cdot 1,27 \cdot 0,8 \cdot 6,08}{0,32} = 34,7 \text{ т/год}.$$

$L^г$ = 5,2 , мм; $L^п$ = 0 , мм; $L^р = L^х = L^г$ = 5,2 , мм.

$$C = 9,55 \cdot 0,6 \cdot [(4,16 + 1,8) \cdot 5,2 + 1,8 \cdot (5,2 + 5,2) + (0 \cdot 5,2 + 0 \cdot 5,2 + 180) \cdot 0,8] \cdot 1,27^2 = 1790$$

Маса обертових частин барабанів конвеєра $m_б$=180 кг, прийнята орієнтовно.

$$t_п = \frac{1,2 \cdot 0,113 \cdot 750}{9,55 \cdot (22,6 - 8)} + \frac{1790}{750 \cdot (22,6 - 8) \cdot 0,94} = 0,9 \text{с} < 3 \text{с}$$

Умову виконано.

Окружне зусилля на приводному барабані (Н) при пуску конвеєра:

$$F_{пуск} = \frac{2 \cdot T_{пуск}}{D}, \quad (2.66)$$

$$F_{пуск} = \frac{2 \cdot T_{пуск}}{D} = \frac{2 \cdot 432}{0,65} = 1330 \text{ Н}.$$

Зусилля в стрічці, що набігає на приводний барабан конвеєра (Н) при пуску [8]:

$$F_{наб}^{пуск} = k_S \cdot F_{пуск}, \quad (2.67)$$

де коефіцієнт k_s:

$$k_s = \frac{e^{f \cdot \alpha}}{e^{f \cdot \alpha} - 1}, \quad (2.68)$$

де $e^{f\alpha}$ - тяговий фактор;

f – коефіцієнт зчеплення між стрічкою й барабаном, f=0,12 [8];

α - кут охоплення барабана стрічкою, α =180^0.

При α =180^0 и f=0,12 тяговий фактор дорівнює $e^{f\alpha} = 1,46$ [8];

$$k_s = \frac{1,46}{1,46 - 1} = 3,17;$$

$$F_{наб}^{пуск} = 3,17 \cdot 1330 = 4216 \text{ Н}.$$

Коефіцієнт перевантаження конвеєрної стрічки при пуску [8]:

$$k_{пер} = \frac{F_{наб}^{пуск}}{F_{доп}} < 1,5, \quad (2.69)$$

де $F_{доп}$ - допустим навантаження на тяговий орган:

$$F_{äîï} = k_p \cdot B \cdot z, \quad (2.70)$$

де k_p – максимально припустиме робоче навантаження прокладок [8], k_p=25 Н/мм;

B – ширина стрічки, B=200 мм;

z – кількість прокладок, z=3;

$$F_{доп} = k_p \cdot B \cdot z = 25 \cdot 200 \cdot 3 = 15000 \text{ Н};$$

$$k_{пер} = \frac{4216}{15000} = 0{,}28 < 1{,}5.$$

Умову виконано.

Момент сил інерції на валу двигуна при гальмуванні:

$$T_{ин} = \frac{\delta \cdot I \cdot n}{9{,}55 \cdot t_T} + \frac{C \cdot \eta}{n \cdot t_T}, \quad (2.71)$$

де t_T – час гальмування, с:

$$t_T = \frac{2 \cdot l_T}{v}, \quad (2.72)$$

де l_T – максимальний шлях гальмування конвеєра, приймається рівним 2…3 м.

$$t_т = \frac{2 \cdot 3}{1{,}27} = 4{,}7 \text{ с;}$$

$$T_{ин} = \frac{\delta \cdot l_k}{9.55 \cdot t_т} + \frac{C \cdot \eta}{n \cdot t_т} = \frac{1{,}2 \cdot 0{,}113 \cdot 750}{9{,}55 \cdot 4{,}7} + \frac{1790 \cdot 0{,}94}{750 \cdot 4{,}7} = 2{,}75 \text{ Нм.}$$

Момент сил інерції на приводному валу при гальмуванні конвеєра:

$$T_{ин.в} = T^{т}_{ин.в} \cdot \eta \cdot U, \tag{2.73}$$

$$T_{ин.в} = 2{,}75 \cdot 0{,}94 \cdot 20 = 51{,}7 \text{ Нм.}$$

Момент статичних опорів на валу двигуна при гальмуванні:

$$T^{т}_{с} = T^{т}_{св} \cdot \frac{\eta}{U}, \tag{2.74}$$

де $T^{т}_{св}$ – момент статичних опорів (Н·м) на приводному валу конвеєра при гальмуванні, необхідний для запобігання його зворотного руху:

$$T^{т}_{св} = \eta_{бар}\left(q \cdot H - k\left(\frac{F_0}{g} - q \cdot H\right)\right) \cdot g \cdot \frac{D}{2}, \tag{2.75}$$

де $\eta_{бар}$ – ККД барабана, ($\eta_{бар}$ = 0,96...0…0,98),з огляду на те що тягова сила визначена приблизно;

k - коефіцієнт можливого зменшення опору конвеєра: для стрічкового конвеєра: k = 0,55...0,6.

Тоді:

$$T^{т}_{св} = 0{,}97 \cdot \left(4{,}16 \cdot 5{,}2 - 0{,}6\left(\frac{468}{9{,}81} - 4{,}16 \cdot 5{,}2\right)\right) \cdot 9{,}81 \cdot \frac{0{,}65}{2} = 18{,}5 \text{ Нм.}$$

$$T_C^T = 18{,}5 \cdot \frac{0{,}94}{20} = 0{,}87 \text{ Нм.}$$

Розрахунковий гальмовий момент на валу двигуна, необхідний для запобігання засипання вузла перевантаження:

$$T_P^T = T_{ИН}^T + T_C^T, \tag{2.76}$$

$$T_P^T = T_{ИН}^T + T_C^T = 2{,}75 + 0{,}87 = 3{,}62 \text{ Н·м.}$$

Таким чином, для запобігання мимовільного зворотного руху ходової частини конвеєра при випадковому вимиканні двигуна потрібно гальмо, тому що $T^T_C > 0$, також гальмо потрібно для запобігання засипання вузла перевантаження. Приймаємо гальмо з таблиці [8] вибираємо гальмо ТКТ-200/100 з найбільшим гальмовим моментом 40 Н·м, яке варто відрегулювати на потрібний гальмовий момент. Вибір цього типорозміру гальма обумовлено вибором муфти даного діаметра.

3 ДОСЛІДНО–ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНА ЧАСТИНА.

3.1 Обґрунтування обраного напрямку роботи

Оскільки досліджуємо зіткнення частинка – частинка, а також частинка – стінка інтерес представляє вивчення фізичних процесів. Щоб дослідити удари частинок, необхідно знати, як визначається удар і які параметри можуть описати удар. У наступному розділі буде створено огляд теоретичних передумов, для кращого розуміння. У роботі проводимо огляд технічних передумов та вводимо припущення, що частинка не руйнується та не прилипає в результаті контакту з поверхнею.

3.2 Теорія відскоку

Удар описує зіткнення двох або декількох тіл. На рисунку 3.1 зображено удар частинок по нахиленій стіні. При цьому частинка спочатку вдаряється об стіну зі швидкістю *V*. Оскільки це нахиленій удар, при якому вектор швидкості частинки не паралельний нормалі поверхні, швидкість удару може бути розділена на дві компоненти.

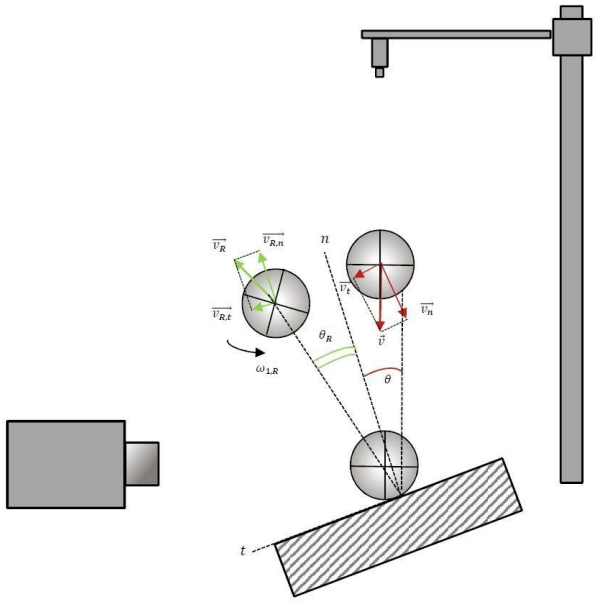


Рисунок 3.1 – Ескіз косого удару

Тангенціальний компонент проходить горизонтально до стіни (v_t), нормальний компонент (v_n) перпендикулярний поверхні. Це відноситься

аналогічно для швидкості частинок після зіткнення, крім того, необхідно враховувати обертання частинки.

Для опису реального удару потрібно ударне число e, яке визначається як міра опису дисипації енергії в процесі удару [7]. Тому вона визначається як:

$$e = \frac{|v_R|}{|v|} = \sqrt{\frac{E_{kin,R}}{E_{kin}}} = \sqrt{1 - \frac{E_{diss}}{E_{kin}}} \tag{3.1}$$

де v – швидкість, м/с;

E – енергія, Дж.

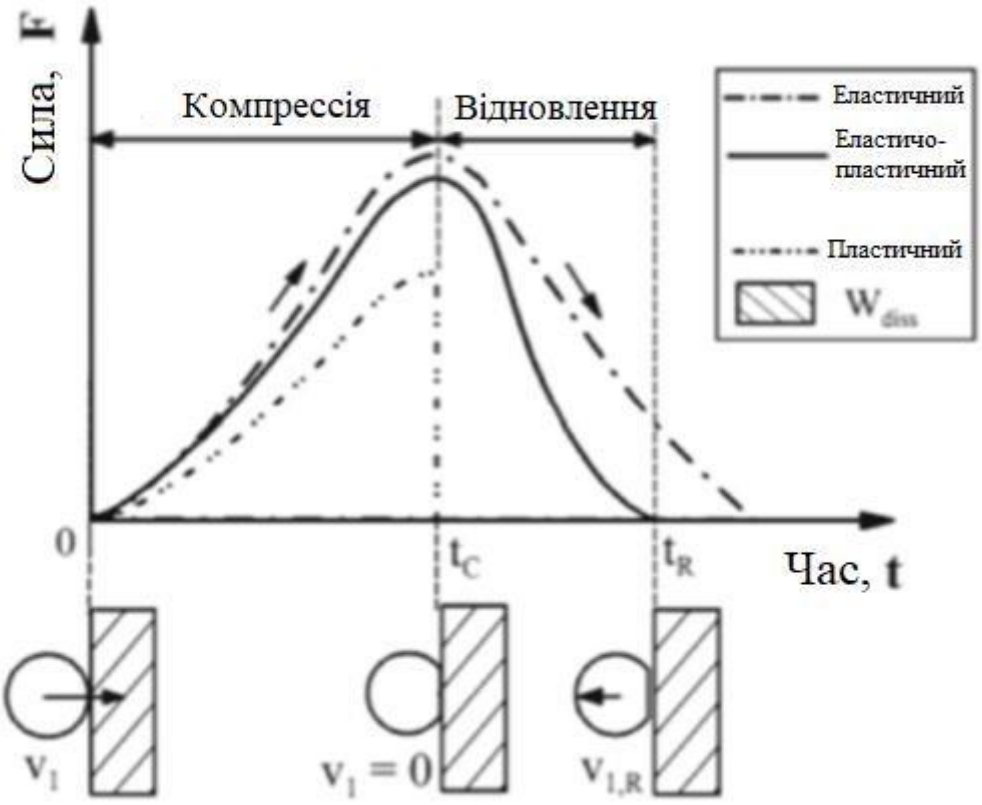


Рисунок 3.2 – Схематичне представлення контактних сил з плином часу

Якщо частка потрапляє на поверхню, вона деформується локально (рис. 3.2). Ця фаза удару називається фазою стиснення. У момент максимальної деформації t_c, максимальна сила F_{max} діє на частинки. За фазою стиснення

слідує фаза реституції (відновлення), в якій тіло повністю або частково повертається у свою первісну форму [6]. Вона закінчується відділенням обох тіл один від одного.

Щоб зробити заяви про деформацію частинки під час удару, необхідно розрізняти три різних типи удару:

1. Ідеальний еластичний удар, $e = 1$.

2. Ідеальний пластичний удар, $e = 0$.

3. Частково – еластичний удар, $0 < e < 1$.

Ідеальний еластичний удар (тип 1) характеризується тим, що суми кінетичної енергії ударної хвилі до і після зіткнення рівні. Це означає, що E_{diss}=0. Тобто кінетична енергія не перетворюється на внутрішню енергію, таку як тепло або деформацію. Для наступних рівнянь передбачається нормальний удар. Тіло приймається за точку маси, а обертанням нехтують. Таким чином, удар може бути повністю описаний за допомогою набору імпульсного і енергетичного збереження.

Імпульс тіла – це векторний розмір і описаний через добуток маси і швидкості, див. рівняння 3.2 [8]. Таким чином, імпульс першого тіла перед ударом – m_1v_1, а другого тіла – m_2v_2. За умови наявності нормального поштовху можливе просте додавання імпульсів, так як напрямок руху тіл збігається. При цьому v_1’ і v_2’ являють собою швидкості після удару.

$$p = mv \tag{3.2}$$

де m – маса, кг.

$$m_1v_1 + m_2v_2 = m_1v_1' + m_2v_2' \tag{3.3}$$

Набір збереження енергії може бути застосований для плавних систем і говорить про те, що в такій системі зберігається вся механічна енергія.

Для ідеального еластичного удару застосовується:

$$\frac{1}{2}m_1 \cdot v_1^2 + \frac{1}{2}m_2 \cdot v_2^2 = \frac{1}{2}m_1 \cdot v_1^{2\prime} + \frac{1}{2}m_2 \cdot v_2^{2\prime} \quad (3.4)$$

При ідеально пружному ударі частинки стіною швидкість стіни може бути прийнята з $v = 0$, а вся енергія руху зберігається, тому ударне число $e = 1$.

Для спрощення 3.3:

$$m_1 v_1 e_1 = m_1 v_1{}' \quad (3.5)$$

де e – кількість ударів о поверхню.

Ідеал пластичний удар (тип 2) характеризується тим, що при ударі частинки зі стіною ніякого руху енергії не зберігається. При цьому ударне число становить $e = 0$, і частка більше не відскакує від поверхні. Таким чином:

$$m_1 v_1 e_1 = m_1 v_1{}' = 0 \quad (3.6)$$

та

$$\frac{1}{2}m_1 \cdot v_1^2 + \frac{1}{2}m_2 \cdot v_2^2 = \frac{1}{2}(m_1 + m_2) \cdot v^{2\prime} + \Delta E \quad (3.7)$$

Тут ΔE являє собою дисиповану енергію, а $v^{2\prime}$ йде до нуля.

Це відповідає удару, який найбільш часто відбувається в реальності і який математично складніше описати:

$$\frac{1}{2}m_1 \cdot v_1^2 + \frac{1}{2}m_2 \cdot v_2^2 = \frac{1}{2}m_1 \cdot v_1^{2\prime} + \frac{1}{2}m_2 \cdot v_2^{2\prime} + \Delta E \quad (3.8)$$

У разі частково – еластичного удару (тип 3) частина кінетичної енергії перейде в інші види енергії, такі як тепло, тертя, обертання і пластичну енергію деформації перетворення.

3.3 Теорія зіткнення

Адгезійні сили діють між поверхнями, такими як частинки і стіна. Розрізняють поверхневі і польові сили і «матеріальні Мости». Прикладами поверхневих і польових сил є сили Ван-дер-Ваальса, магнітні сили або електростатичні сили, «матеріальні Мости» відносяться до рідких і твердотільних «мостів». У цій розробці розглядаються тільки сили Ван дер Ваальса, оскільки інші сили не відіграють істотної ролі для розглянутих впливів.

Сили Ван дер Ваальса можна розрахувати для частинок з шорсткою поверхнею по фюзеляжу за допомогою наступного рівняння [15]:

$$F_{ad} = \frac{A}{6H_0^2}\left[\frac{rR}{r+R} + \frac{R}{\left(1+\frac{r}{H_0}\right)^2}\right] \tag{3.9}$$

Для опису результуючої сили зчеплення при виміряних значеннях шорсткості, виходить наступне рівняння [15]:

$$F_{ad} = \frac{A}{6H_0^2}\left[\frac{rR}{r+\frac{R}{1{,}48rms}} + \frac{R}{\left(1+\frac{1{,}48rms}{H_0}\right)^2}\right] \tag{3.10}$$

За рівняннями видно, що сили зчеплення зменшуються зі збільшенням шорсткості.

3.3.1 Рух частинок в рідинах

При ударі об поверхню частинка майже завжди оточена рідиною. Ці сили діють на частинки і, таким чином, може змінити їх ударну поведінку. Діють поверхневі сили, такі як сили тиску і тертя, і сили маси, що протистоять їм. Вагова сила V і інерційна сила W відносяться до масових сил. Вони атакують частинку через її маси X. Їм протидіють поверхневі сили плавучості Y і сили опору.

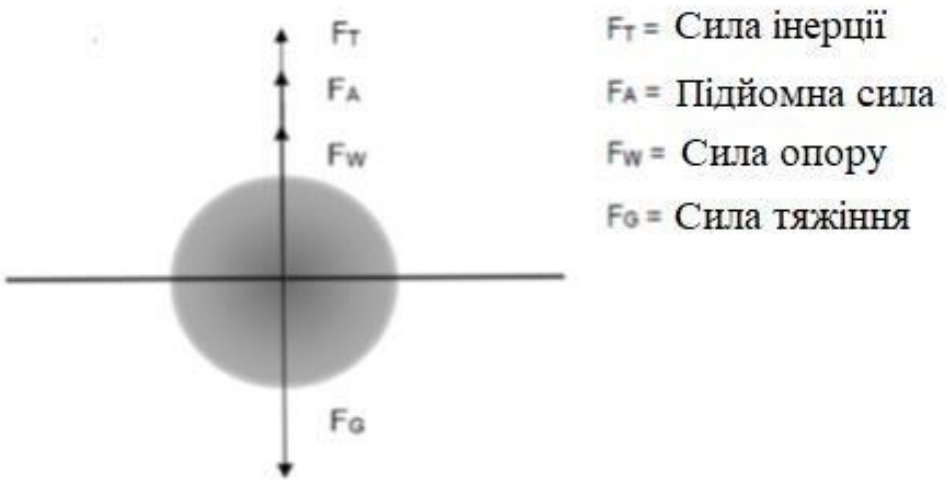


Рисунок 3.3 – Баланс сил для частинок у навколишній рідині

Рівняння 3.11 схематично описує на рис. 3.3 баланс сил частинки в навколишній рідині і служить основою для розрахунку швидкості, з якою частинка рухається в рідині.

$$F_G - F_A - F_T - F_W = 0 \tag{3.11}$$

де F – сила, Н.

Підйомна сила F_A

Прискорення тіла в рідині викликає градієнт тиску. Це протидіє статичній плавучості в полі тяжіння. Плавучість у виходить шляхом інтеграції діючих сил тиску над поверхнею тіла.

$$F_A = V_p grad(p) = V_p \rho_F g \tag{3.12}$$

де V – об’єм, м^3;

ρ – щільність, кг/м^3;

g – сила тяжіння, м/с^2.

Крім того, якщо частинка протікає незбалансована, виникає незбалансоване розподіл тиску, в результаті якого виникає сила, що діє перпендикулярно напрямку потоку.

Вона називається – динамічна підйомна сила і може бути представлена рівнянням 3.13.

$$F_D = C_D A \frac{\rho_F}{2} v^2 \tag{3.13}$$

де A – підйомна сила, Н.

Вагова сила F_G

Вагова сила описує силу, з якою тіло притягується до землі. Вона викликана дією поля тяжкості на тіло і залежить від ваги тіла і місця, де знаходиться тіло.

$$F_G = V_p g = V_p \rho_S g = \frac{\pi d_p^3 p_s g}{6} \tag{3.14}$$

де d – діаметр частинки, мкм.

Символ p_s символізує щільності в рівняння 3.14 частинки, ρ_F в 3.12 і 3.13 щільність рідини, A коефіцієнт підйомної сили і C_D діаметр частинок.

Сила інерції F_T

При розгляді прямолінійного прискорення частинки, протилежно цьому руху діє сила інерції. Вона приймається як допоміжна величина до подальших сил, що діють на тіло, щоб мати можливість розрахувати тимчасова зміна прискорення.

$$F_T = m_p a = \rho_S V_P a = \frac{\pi d_p^3 p_s v}{6} \tag{3.15}$$

де p – тиск, кг/мс^2;

a – прискорення, м/с^2.

Сила опору F_W

Після удару [9] в механіці рідини підсумовуються сили тиску і тертя, що надаються рідиною на поверхню циркулюючого тіла, і розглядаються їх компоненти в напрямку потоку (сила опору) і перпендикулярно йому (динамічна плавучість). Сила опору діє на тіло в напрямку потоку, так що, при розгляді частинок в якості поверхні потоку кулі можна прирівняти з $^{\pi}/_{4}\, d_p^2$. Таким чином, сила опору в залежності від діапазону потоку може бути представлена як [10]:

$$F_W = \frac{1}{2} c_W A_W \rho_F v^2 \tag{3.16}$$

де c_W – коефіцієнт опору;

A_W – площа притоку, м^2.

Сила опору залежить від коефіцієнта опору. Це залежить від числа Рейнольдса або типу потоку частинок.

Число Рейнольдса є безрозмірною мірою потоку і розраховується з відношення сил інерції і міцності [11]:

$$R_e = \frac{v d_P \rho_F}{\eta} \tag{3.17}$$

де η – динамічна в'язкість, кг/мс.

Вона залежить від витрати потоку, діаметра частинок , щільності рідини і динамічної в'язкості рідини. Якщо число Рейнольдса менше 0,25, сили міцності послаблюють можливу турбулентність в потоці.

При дуже великих числах Рейнольдса (> 10) сили інерції знаходяться на передньому плані, і це призводить до турбулентності в потоці [12].

Це призводить до різних діапазонів потоку:

1. Область в'язкого обтікання Стокса (рис. 3.4) [13] відносять до чисел Рейнольдса розміром менше 0,25. Це відноситься для області, де переважає опір тертя [9].

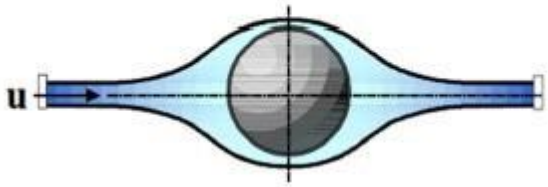


Рисунок 3.4 – Циркуляція в області Стокса

2. В області переходу існує область чіпкого турбулентного обтікання (перехідна зона, рис. 3.5) [13] для відшарування збільшуючих в швидкостях і вихрових утворень, це призводить до несиметричності розподілу тиску. Сили інерції набувають все більшого впливу. Це відноситься до чисел Рейнольдса від 0,25 до 10 .

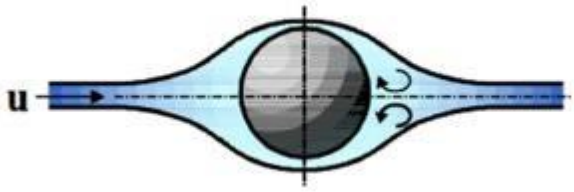


Рисунок 3.5 – Жорстке турбулентне циркуляція

3. Переважає вплив сили опору від сил інерції рідини. Призводить до повністю турбулентного обтікання (рис. 3.6). Це відноситься до чисел Рейнольдса від 10 [13].

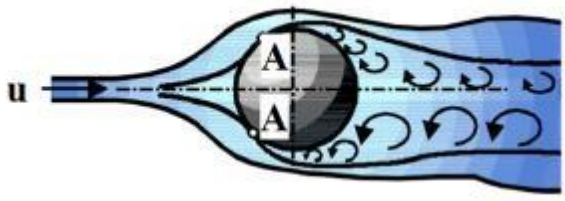


Рисунок 3.6 – Повний Турбулентний Циркуляційний Потік, діапазон Ньютона

Коефіцієнт опору описує відношення сили опору до тиску скупчення потоку частинок і перетину частинок. Таким чином, він залежить від чисел Рейнольдса. Це можна проілюструвати діаграмою для циркулюючих частинок (рис.3.7) [9].

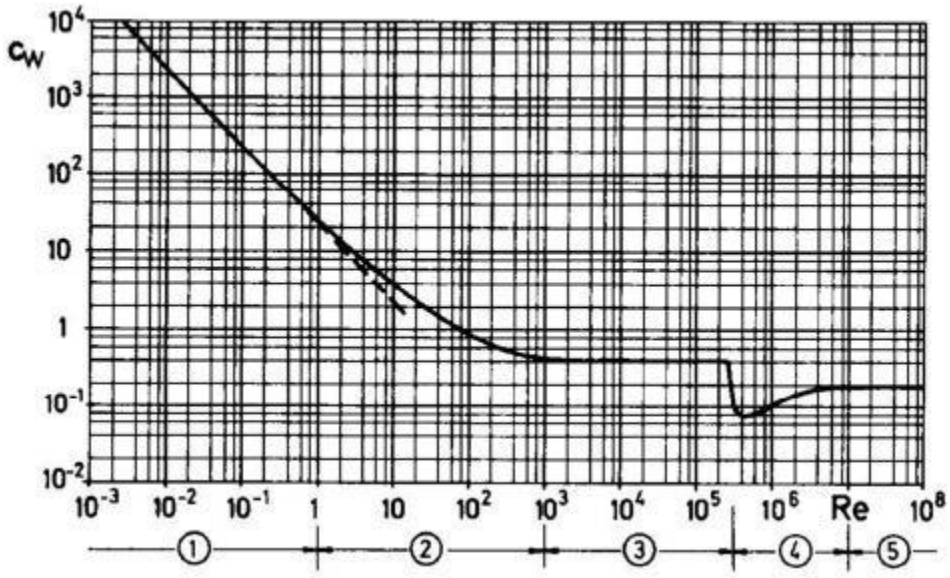


Рисунок 3.7 – Діаграма c_W для сферичної частинки

Часто осадові частинки досягають низьких чисел Рейнольдса через опір (< 2·10h). Крім того, вимірювальну систему для таких високих швидкостей було б дуже важко реалізувати, тому цими діапазонами швидкостей можна знехтувати. Крім того, на таких швидкостях може статися розрив частинок або руйнування поверхні, але це не є метою цієї роботи.

На коефіцієнт аеродинамічного опору, як уже говорилося раніше, перерозподіли в області в'язкого обтікання визначається за теорією Стокса [9]:

$$c_W = \frac{24}{R_e} \tag{3.18}$$

де R_e – число Рейнольдса.

Щоб визначити коефіцієнт опору в перехідній області і змоделювати реальне вимірювання [14], необхідно звернутися до даних емпіричних відносин, які охоплюють область після Каскасу [9]:

$$c_W = \frac{24}{R_e} + \frac{4}{\sqrt{R_e}} + 0{,}4 \tag{3.19}$$

На рисунку 3.7 в області турбулентного потоку видно майже постійна функція опору. Вона не залежить від числа Рейнольдса і приймає значення в середньому:

$$c_W = 0{,}44$$

3.3.2 Вільне падіння без опору повітря

Вільне падіння – це рівнозмінний рух тіла в полі тяжіння без впливу навколишнього середовища [16]. При цьому для всіх тіл, незалежно від їх маси, виникає однакове прискорення. Виходячи з другого закону Ньютона, використовуючи в якості маси m, і прискорення a для цього випадку рівняння буде наступним:

$$F_G = ma \tag{3.20}$$

Якщо висота дуже мала в порівнянні з радіусом Землі, гравітація g може бути представлена як похила маси і прискорення Землі [16]. Якщо порівняти рівняння 3.20, отримаємо:

$$-mg = ma \tag{3.21}$$

Прискорення Землі тут вибрано негативне, так як це спадний рух, а вектор розташування спрямований вгору. При цьому прискорення є похідною швидкості за час [17]:

$$a = \frac{dv}{dt} \tag{3.22}$$

В результаті рівняння для 3.21:

$$-mg = m\frac{dv}{dt} \tag{3.23}$$

Якщо проінтегрувати рівняння, отримуємо відношення до швидкості [17]:

$$v(t) = -gt + C_1 \tag{3.24}$$

де t – деформація.

У момент $t = 0$ отримуємо для константи інтеграції швидкість $v = 0$ і, отже:

$$v(t) = -gt + v_0 \tag{3.25}$$

де v_0 – швидкість при $t = 0$, м/с.

За допомогою припущення 3.26 подальша інтеграція забезпечує рівняння 3.27висоти падіння для s, причому початковий рівень в момент часу = 0, тоді швидкість являє собою [18]:

$$v = \frac{ds}{dt} \tag{3.26}$$

$$s(t) = -\frac{1}{2}gt^2 + v_0t + C_2 \tag{3.27}$$

Це описує гарне наближення для низьких швидкостей. Для реальних ударів необхідно додатково враховувати плавучість, тертя Стоукса і тертя Ньютона.

3.3.3 Падіння з опором повітря

Для визначення швидкості ударів частинок в рідині, використовуються баланс сил 3.11. Підставляючи формули 3.12, 3.14, 3.15 і 3.16 отримаємо похідну сили інерції до прискорення:

$$V_p g(\rho_S - \rho_F) - \frac{1}{2} c_W \frac{\pi}{4} d_p^2 v^2 \tag{3.28}$$

Шляхом формування 3.3.9 виходить :

$$\frac{dv}{dt} = \frac{d_p g(\rho_S - \rho_F) - (\frac{24}{R_e} + \frac{4}{\sqrt{R_e}} + 0{,}4)\frac{3}{4}\rho_L v^2}{d_p \rho_S} \tag{3.29}$$

Якщо інтегрувати диференціальне рівняння для малих кроків за часом ($t \to 0$), то зміна швидкості 3.30 і висоті 3.31 визначається:

$$v = at + v_0 \tag{3.30}$$

$$s = \frac{at^2}{2} + v_0 t \tag{3.31}$$

Розглядаючи стаціонарний потік, а також припущення, що $W = 0$ [19], для 3.11 виходить:

$$F_G - F_A - F_W = 0 \tag{3.32}$$

$$\frac{\pi d_p^3 \rho_S g}{6} - \frac{\pi d_p^3 \rho_F g}{6} - \frac{1}{2} c_W \frac{\pi}{4} d_p^2 \rho_F v^2 = 0 \tag{3.33}$$

І це робиться шляхом формування для стаціонарної швидкості падіння:

$$v_S = \sqrt{\frac{4(\rho_S - \rho_F) d_p g}{3 c_W \rho_F}} \tag{3.34}$$

Формула Стокса [9] описує швидкість падіння під дією сили тяжіння однієї частинки на нескінченно розширену сплячу рідину. При цьому вона залежить від щільності частинок і рідини, а також від міцності рідини, розміру і форми частинок. Як описано на рисунку 3.3, на частинки діє баланс сил. При збільшенні швидкості вона все сильніше гальмується силою опору. При цьому в міру падіння прискорення і сила інерції зменшуються до тих пір, поки в рівновазі не залишаться тільки гравітація, плавучість і сила опору. Потім ця швидкість називається стаціонарною швидкістю падіння.

При осадженні частинки досягають різних швидкостей в залежності від висоти падіння і розміру частинок, тому змінюється і тип потоку.

Таким чином, для області Стокса сили опору:

$$F_W = \frac{1}{2} c_W A_W \rho_F v^2 = 3\pi d \eta v \tag{3.35}$$

І, отже, для стаціонарної швидкості:

$$v_S = \frac{(\rho_S - \rho_F) g d_p^2}{18\eta} \tag{3.36}$$

Для більш високих швидкостей і, отже, чисел Ньютона – Рейнольдса, значення коефіцієнта аеродинамічного опору після 3.19 прийнятий ~0,44, і баланс сил такий:

$$\frac{\pi d_p^3 \rho_S g}{6} - \frac{\pi d_p^3 \rho_F g}{6} - 0{,}055\pi d_p^2 \rho_F v^2 = 0 \tag{3.37}$$

$$v_S = \frac{100 g d_p (\rho_S - \rho_F)}{33\rho_F} \tag{3.38}$$

Для різних навколишніх рідин через відмінності в в'язкості і щільності також виникають різні стаціонарні швидкості. На рисунку 3.8 показані

швидкості частинок в залежності від шляху їх седиментації. Для розрахунків швидкості щільність частинок становила 6060, а діаметр частинок 800 – 1100 мкм [14].

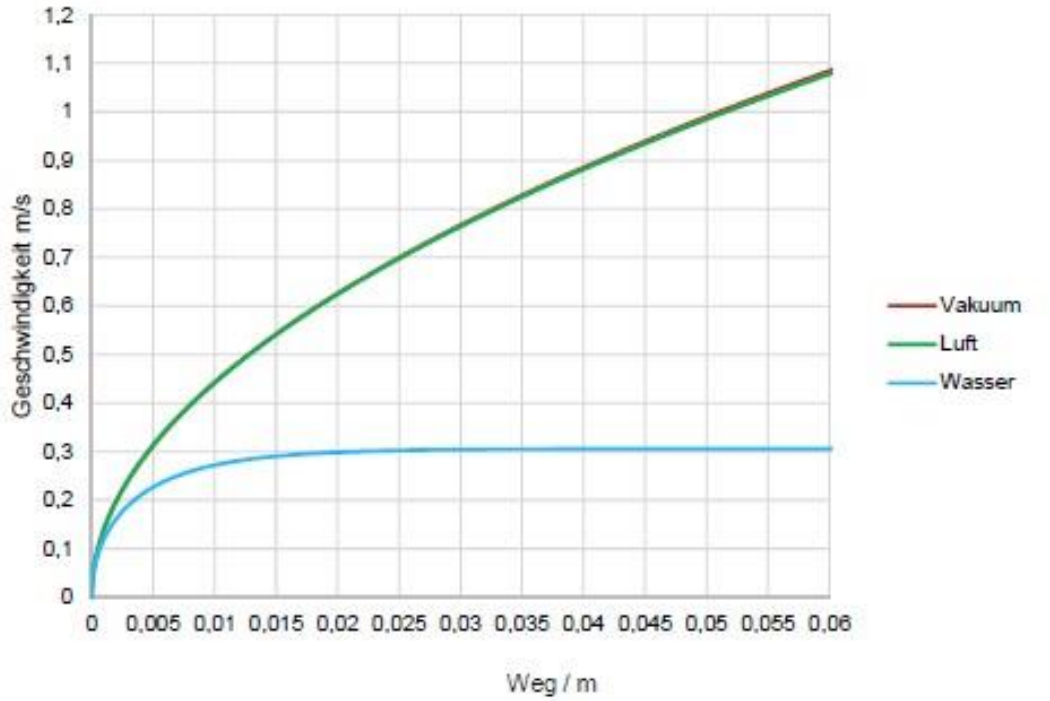


Рисунок 3.8 – Порівняння швидкостей падіння частинки 800 – 1000 мкм у воді і повітрі

Стаціонарну швидкість у воді частинки досягають приблизно через 0,02 секунди шляху падіння. Оскільки на рисунку 3.8 швидкість стаціонарного падіння в повітрі не досягається, на рисунку 3.9 слід її відображати в порівнянні з вакуумом. Значення для розрахунку швидкостей у вакуумі засновані на законі збереження енергії, (рівняння 3.39).

$$v = \sqrt{2gh} \tag{3.39}$$

Тільки з висоти падіння 5 мм відбувається помітна різниця між повітрям і вакуумом, а нерухома швидкість досягається тільки з висоти падіння 15 мм [14].

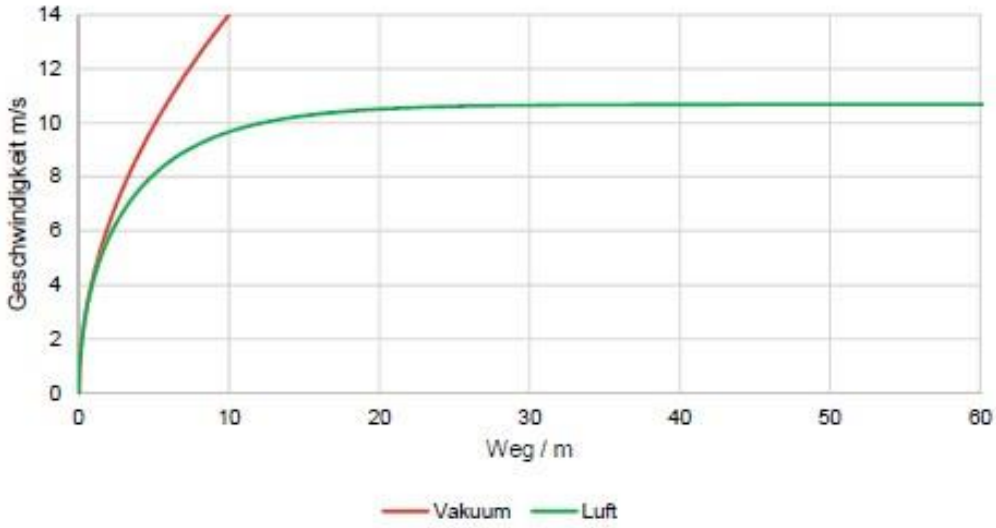


Рисунок 3.9 – Порівняння швидкостей падіння частинки 800 – 1000 мкм в повітрі і воді

3.4 Моделювання роботи дробоструминної установки

До основних конструктивних параметрів можна віднести: швидкість обертання ротора і робочого колеса, діаметр отвору для дробу в днищі бункера, діаметр прохідного перетину живильного патрубка, радіуси імпелера та величина розмірів пакетів дробу [20].

Розрахункова швидкість обертання ротора і робочого колеса [20]:

$$n_p = \frac{30 \cdot v}{\pi \cdot R \cdot \sqrt{2 \cdot (1 - f + f^2)}}, \text{хв}^{-1}$$

де R – конструктивний радіус дробометного колеса, м;

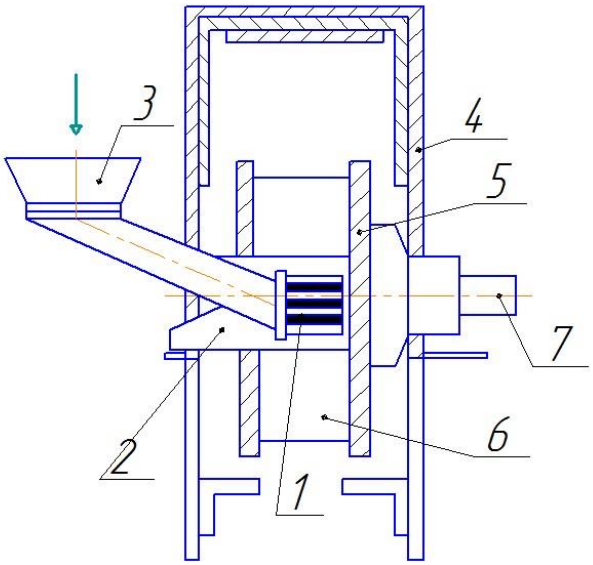
f – коефіцієнт тертя дробу про лопатки.

Діаметр отвору для дробу в днищі бункера:

$$D = 0{,}168 \cdot \left(\frac{\Pi}{\gamma}\right)^{0{,}4}, \text{м}$$

де γ – насипна щільність дробу, кг/м^3;

П – продуктивність, уг/хв.



1 – імпелер; 2 – рухома напрямна коробка; 3 – завантажувальний пристрій; 4 – корпус; 5 – диски робочого колеса; 6 – лопатки; 7 – вал привода робочого і розподільного колеса (імпелера)

Рисунок 3.10 – Схема дробометного апарату

Діаметр прохідного перетину живильного патрубка:

$$d_{\text{в}} = 10^{-2} \cdot \sqrt{\frac{0{,}08 \cdot \text{П} \cdot n_0}{n_p} + 17}, \text{м}$$

де n_0 – базова швидкість обертання ротора (колеса), хв$^{-1}$.

Внутрішній радіус імпелера [20]:

$$\rho_1 = \frac{d_{\text{в}}}{2}, \text{м}$$

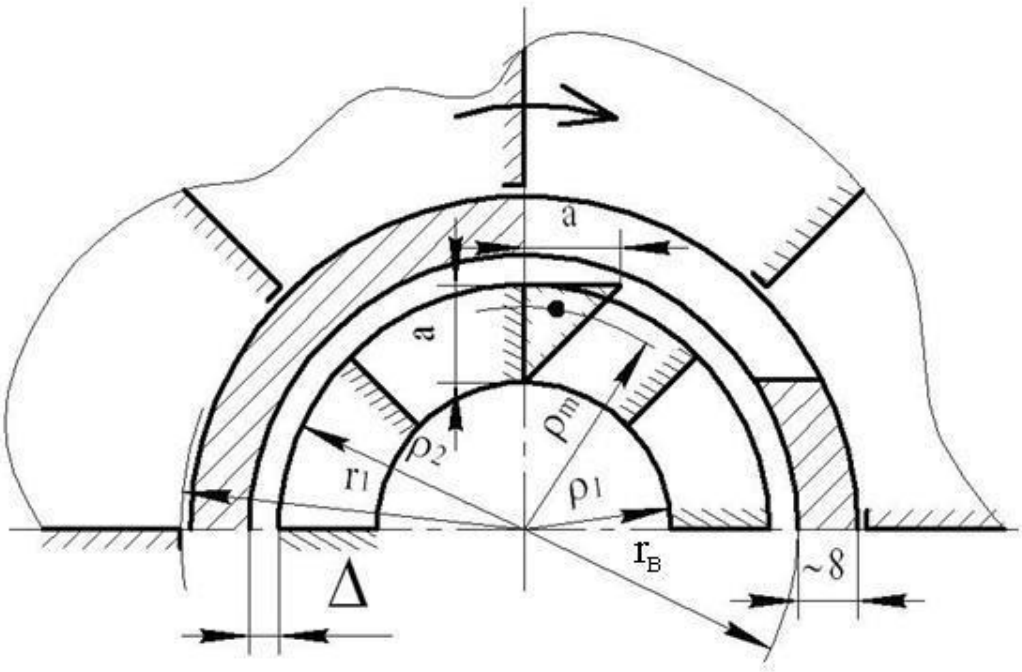


Рисунок 3.11 – Схема до розрахунку розмірів пакета дробу

Визначення зовнішнього радіусу імпелера:

$$□_2 = □_1 + □_л, \text{ м}$$

де $\delta_л$ – висота лопатки імпелера, м.

Визначення внутрішнього радіусу розподільної втулки:

$$□_в = □_2 + \Delta, \text{ м}$$

де Δ – радіальний зазор між імпелером і втулкою, м. $\Delta \sim (3{,}0 \ldots 4{,}0) \cdot A$, м

А – середній розмір використовуваної, м.

Встановлюється ширина вікна розподільної втулки імпелера, рівна ширині лопатки імпелера b = 0,05…0,06 м.

Визначаються усереднені розміри пакетів дробу, що викидається лопатками імпелера:

$$a = \sqrt{\frac{2 \cdot П}{b \cdot i \cdot n_p \cdot \gamma}}, \text{м}$$

де b – ширина лопатки імпелера, м;

i – кількість лопаток імпелера.

Величина розмірів пакетів дробу є одним з параметрів продуктивності установки. Звідси можна зробити висновок, що кількість лопаток імпелера впливає на продуктивність дробоструму. Однак, виходячи з конструктивних особливостей імпелера отримуємо, що більше ніж 7 лопаток поставити неможливо.

Завдяки збільшенню лопаток на одну, отримуємо більш раціональний вихід пакету дробу з імпелера, що тягне за собою збільшення загальної продуктивності.

Схему зустрічі дробинки з лопаткою імпелера приведена на рис. 3.12 [20].

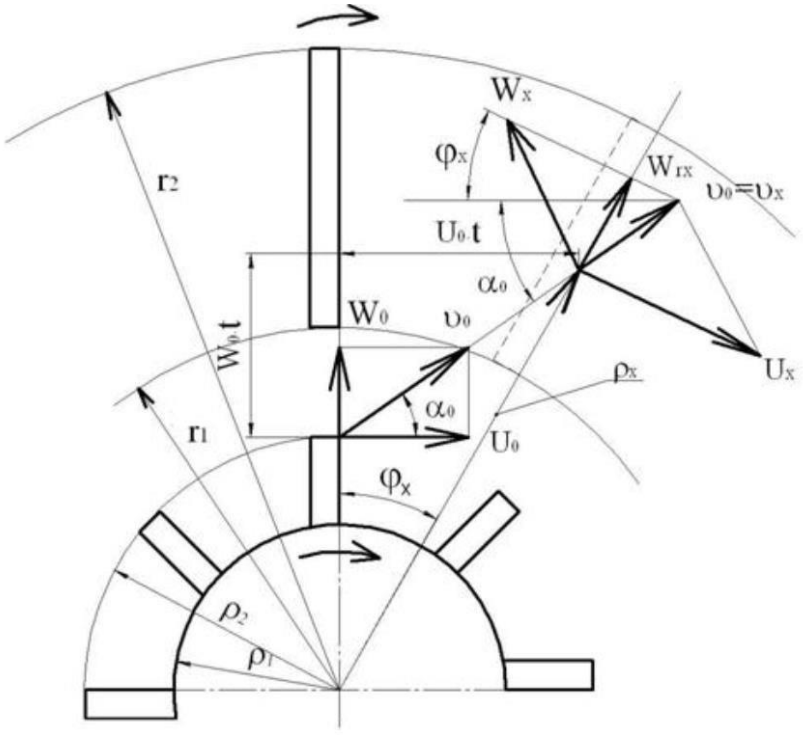


Рисунок 3.12 – Схема до розрахунку радіусу кола, на якому дробинка зустрічається з лопаткою робочого колеса

$$\rho_{\text{ш}} \sim \rho_2 - \frac{a}{3}, \text{м}$$

Окружна складова швидкості сходу дробинок з лопатки імпелера:

$$U_0 = \frac{\pi \cdot n_{\text{р}} \cdot \rho_2}{30}, \text{м/с}$$

Радіальної складової швидкості сходу дробинок з лопатки імпелера:

$$W_0 = \frac{\pi \cdot n_{\text{р}}}{30} \cdot \sqrt{\rho_2^2 - \rho_{\text{ш}}^2}, \text{м/с}$$

Абсолютна швидкість виходу дробинок з лопатки імпелера:

$$v_0 = \sqrt{W_0^2 + U_0^2}, \text{м/с}$$

Положення дробинки в просторі після сходу з лопатки імпелера в момент часу *t* може бути визначений в полярних координатах:

1) поточним значенням радіусу $\rho_{\text{х}}$;
2) кутом повороту дробинки $\varphi_{\text{х}}$ щодо центру обертання з використання наступних формул:

$$\square_{\text{х}} = \sqrt{(\square_0 \cdot \square)^2 + (\square_2 + \square_0 \cdot \square)^2}, \text{мм}$$

де t – час, с.

$$\varphi_x = arctg\left(\frac{U_0 \cdot t}{\rho_2 + W_0 \cdot t}\right)$$

Обчислення проводяться для різних проміжків часу і заносяться в таблицю.

Проміжки часу з моменту сходження з імпелера до зустрічі з робочими лопатками: $t = 0{,}001 \ldots 0{,}006$ сек.

Таблиця 3.1 – Результати моделювання параметрів місця зустрічі дробинки з лопаткою робочого колеса

Розрахункові параметри	Час, с					
	0,001	0,002	0,003	0,004	0,005	0,006
$U_0 \cdot t$, мм	13,9	27,8	41,7	55,6	69,5	83,4
$\rho_2 + W_0 \cdot t$, мм	6,5	13	19,5	26	32,5	39
ρ_x, мм	6500	6500,1	6500,2	6500,3	6500,4	6500,6

Потім шляхом графічної побудови в масштабі траєкторії дробинки і положення в різні моменти часу лопатки робочого колеса з параметрами r_1 і r_2 (внутрішній і зовнішній радіус установки лопаток) встановлюється місце зустрічі дробинки і лопатки), припускаючи, що установка лопаток колеса і імпелера здійснюється на одній осі [20].

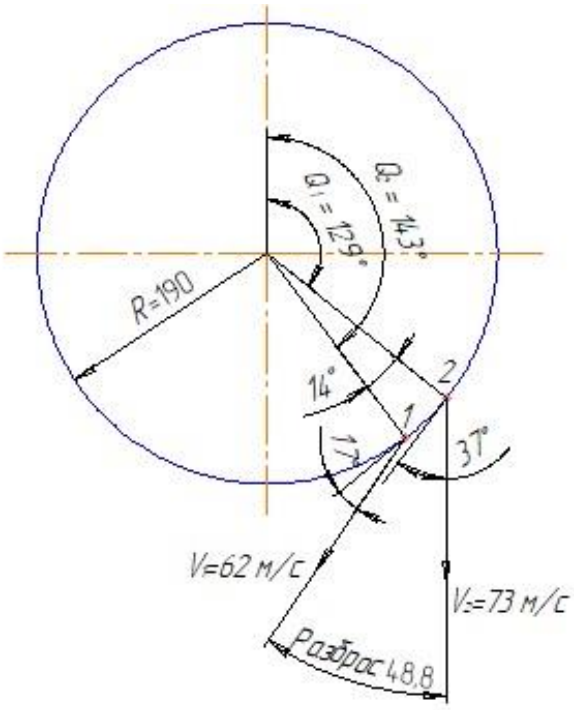


Рисунок 3.13 – Розрахунковий розкид дробу

При зустрічі двох дробинок близько робочої лопатки, що не вдарилися о лопатку і вже відбилися від неї, відбувається їх взаємне зіткнення, або косий центральний удар дробинок 1 і 2 (рисунок 3.14) [20].

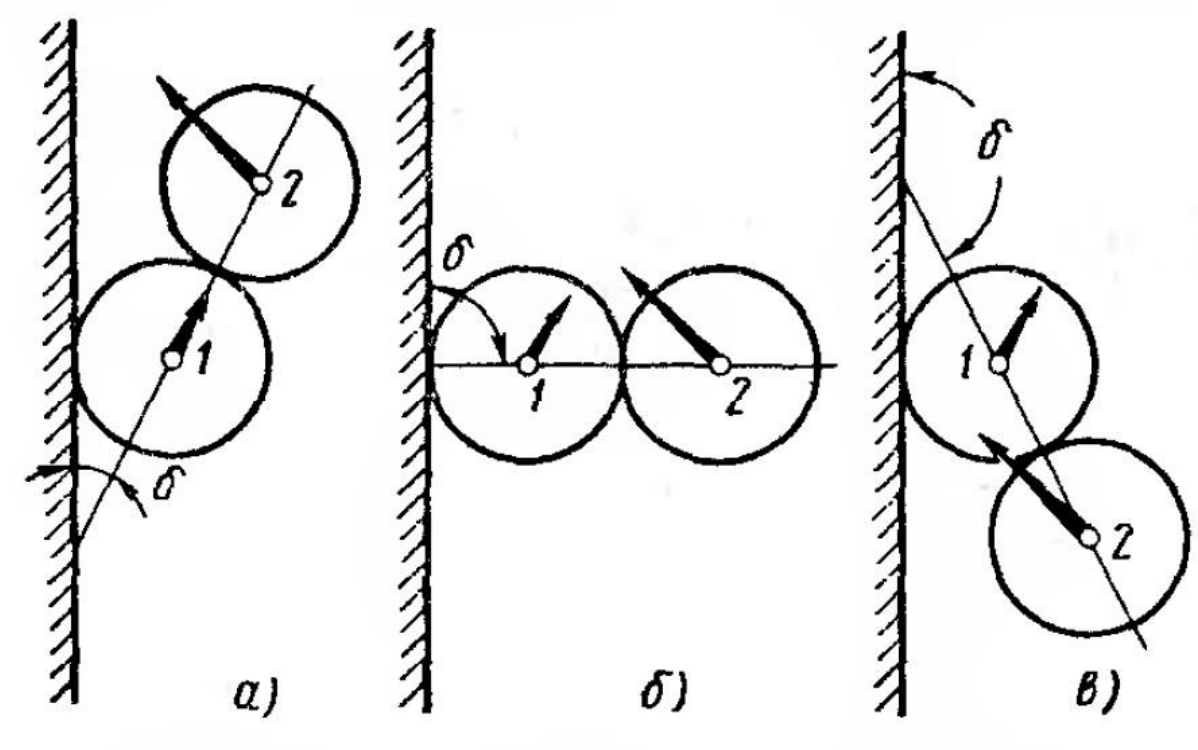


Рисунок 3.14 – Схема взаємного розташування дробинок при їх зіткненні у робочій лопатці

При цьому лінія удару може утворити з лопаткою кут δ <90° (випадок а), $\beta = 90°$(випадок б) та $\delta > 90°$ (випадок в). У випадках *б* і *в* може мати місце більш складне явище зіткнення з передачею удару від дробинок, які зустрічаються в самій лопатці. Допускається, що після зіткнення дробинок 1 і 2 не відбудеться їх відбиття від лопатки, тобто кути зустрічі дробинок з лопаткою будуть достатньо малі [20].

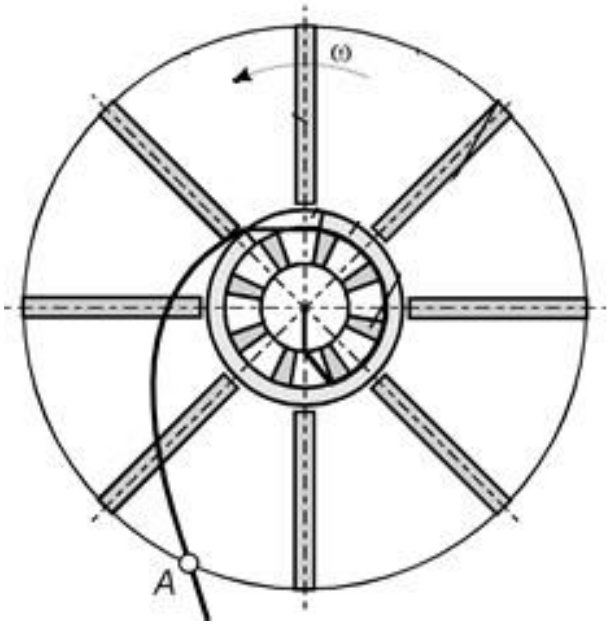


Рисунок 3.15 – Траєкторія руху дробу в дробометному колесі

Для дробинки 1 ця швидкість буде дорівнювати:

$$w_{q1} = v_0 \sin(\alpha_0 + \varphi_x) + \frac{m_2}{m_1 + m_2} \cdot \frac{(1+k)^2}{2} sin2\delta(u_x - v_0 \cos(\alpha_0 + \varphi_x))$$

де α_0 – кут відхилення від дотичної вектору абсолютної швидкості викидання дробинки імпелером;

δ– кут між лінією зіткнення дробинок 1 та 2 у напрямку лопатки;

v_0 радіальна швидкість, м/с;

v_x – окружна швидкість, м/с;

k – коефіцієнт відновлення швидкості при зіткненні дробинок;

m_1та m_2– маси дробинок 1 та 2.

Для дробинки 2 швидкість буде дорівнювати:

$$w_{q2} = v_0 \sin(\alpha_0 + \varphi_x) + \frac{m_1}{m_1 + m_2} \cdot \frac{(1+k)^2}{2} sin2\delta(u_x - v_0 \cos(\alpha_0 + \varphi_x))$$

Обраний дробомет працює зі сталевим литим дробом 08 ГОСТ 11964 – 8.

Її виконують сферичної форми з діаметром фракції 0,8 мм. Ця дріб є економічно вигідним виробом, так як може експлуатуватися багато разів.

Таблиця 3.2 – Основні параметри сталевого литого дробу 08 ГОСТ 11964 – 81

Номер дробу	Робочий номінальний розмір отвору (номінальний розмір сторони комірки в світлі) сита, мм	Робочий номінальний розмір отвору (номінальний розмір сторони комірки в світлі) сита для розсіву, мм	Допустимий вміст залишку на ситі, %	
			не менше *	не більше
08	0,800	0,630	90	–
		0,800	80	–
		1,250	–	6
		1,400	–	1

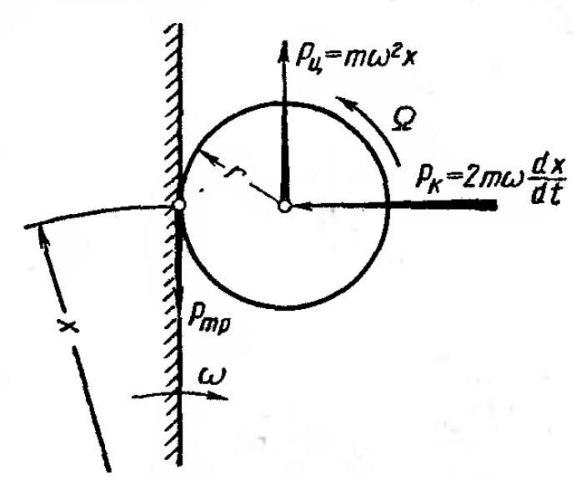


Рисунок 4.16 – Схема кочення дробинки по радіальній лопатці ротора з одночасним ковзанням

Згідно з [4] кругла дробинка повинна одночасно котитися під дією сил тертя, якщо тільки остання не дорівнює нулю. Ковзання дробинки при русі по лопатці припиняється в той момент, коли окружна швидкість дробинки в її власному обертанні досягає швидкості її відносного руху по лопатці.

Умова переходу до чистого коченню дробинки можна записати наступним чином:

$$5\square\square(\square - \square 1) = \square$$

де ω – кутова швидкість, рад/с.

Чисте кочення дробу по лопатках дробометні колеса звичайного типу практично не має місця і при розрахунках може не враховуватися.

Таким чином, дробинки з радіусом 0,8 мм = 0,0008 м коефіцієнт тертя ковзання буде дорівнювати 0,044.

Дробометне колесо, яке швидко обертається повідомляє рух повітрю в кожусі, що закриває колесо, і витрачає на ці вентиляційні втрати близько 50% споживаної потужності. Близько 40 % потужності витрачається корисно на повідомлення живої сили дробу, що викидається. Решта 10 % витрачаються на тертя дробу по лопатках імпелера і робочим лопаткам колеса [20].

3.5 Моделювання падіння дробинки з використанням EDEM

Моделювання падіння дробинки проводимо в програмі EDEM без впливу будь – якої рідини для визначення залежностей швидкості від часу, для того щоб визначити коефіцієнт реституції, припускаючи що повітря буде відігравати незначну роль у цьому процесі.

Для поверхні, о яку вдаряються частинки та для частинок вихідні параметри представлені в таблиці 4.4.

Таблиця 4.4 – Вихідні параметри для проведення симуляцій

Параметр	Розмір, мм	Щільність, кг/м^3	Модуль Юнга, ГПа	Число Пуасона	Коефіцієнт відновлення	Коефіцієнт тертя	Висота падіння, мм
Значення для частинки	0,3; 0,45; 0,9	6060	215	0,3	0,92	0,2	2
Значення для поверхні	10×10	4500	110	0,33	0,92	0,2	2

На першому етапі зробити моделювання частинки та задаємо її параметри. Для цього необхідно задати параметри матеріалу, ввести координати частинки, її радіус та розрахувати фізичні характеристики у програмному середовищі. Описані кроки відображені на рисунках 3.18–3.19.

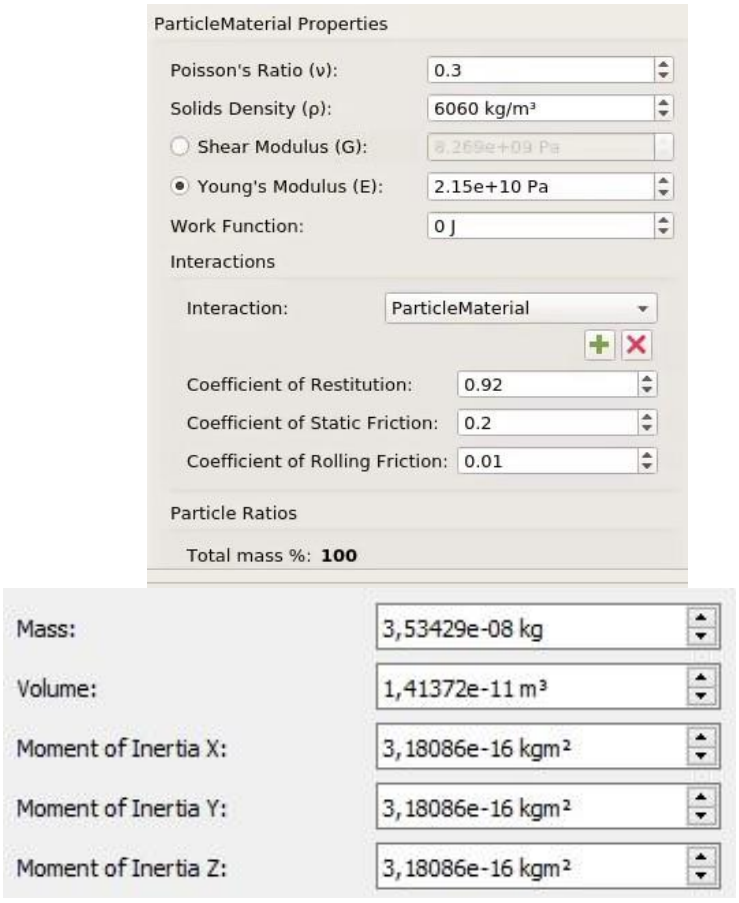
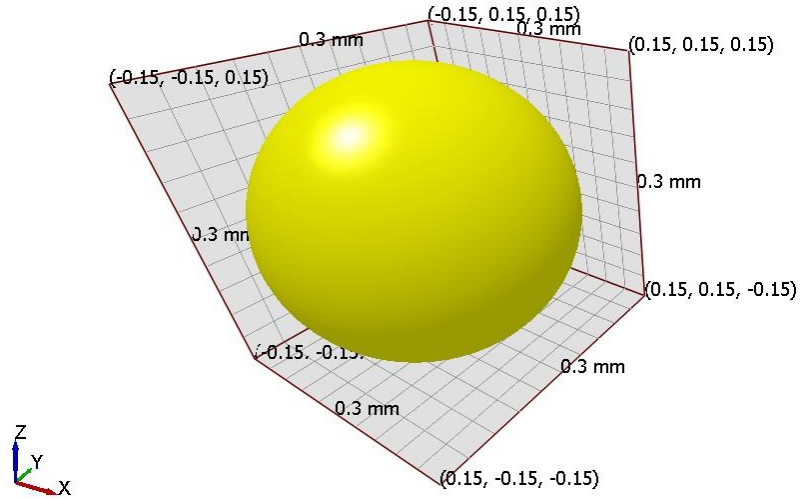


Рисунок 3.18 – Обрані параметри матеріалу частинки



	Name	Position X (mm)	Position Y (mm)	Position Z (mm)	Physical Radius (mm)
1	surface 0	0	0	0	0.15

Рисунок 3.19 – Змодельована частинка у програмі EDEM

Наступним кроком є створення поверхні, о яку буде проходити удар частинки. Задаємо вхідні параметри (рис. 3.20), після чого створюємо поверхню. Необхідно створити полігон, з якого буде генеруватися частинка (рис. 3.20) і задати вхідні параметри для початку симуляції (вказати час початку, загальна кількість частинок і кількість частинок в секунду) – рисунок 3.21.

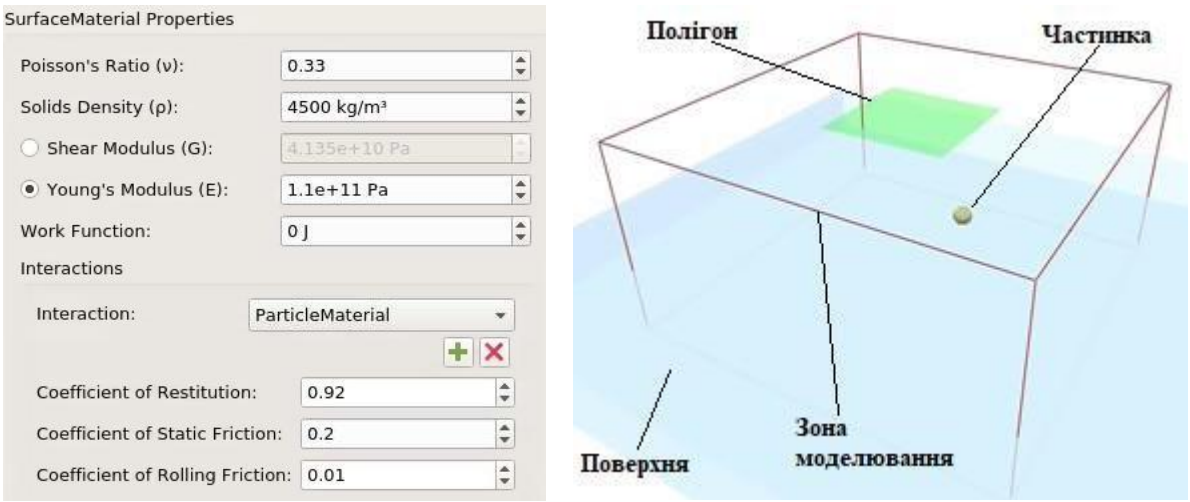


Рисунок 3.20 – Створена поверхня та полігон, який генерує частинки

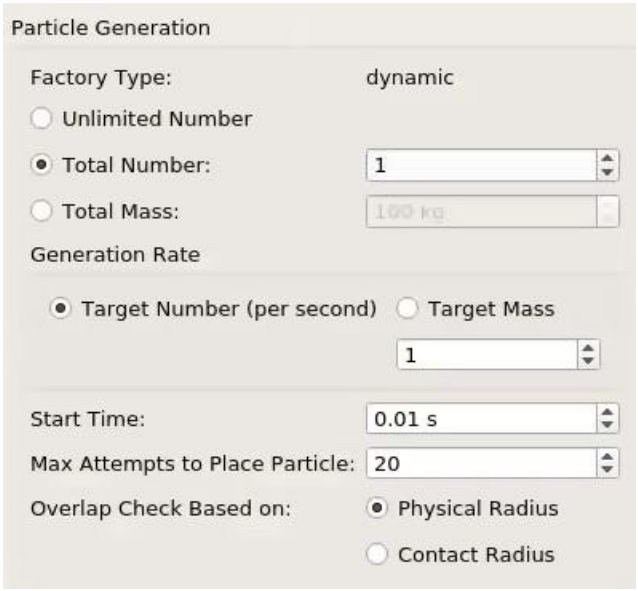


Рисунок 3.21 – Вхідні параметри для полігона, який генерує частинки

Після виконання симуляції програми ми можемо використовувати отримані дані для побудови графіка, що показує залежність швидкості від часу (рисунок 3.22).

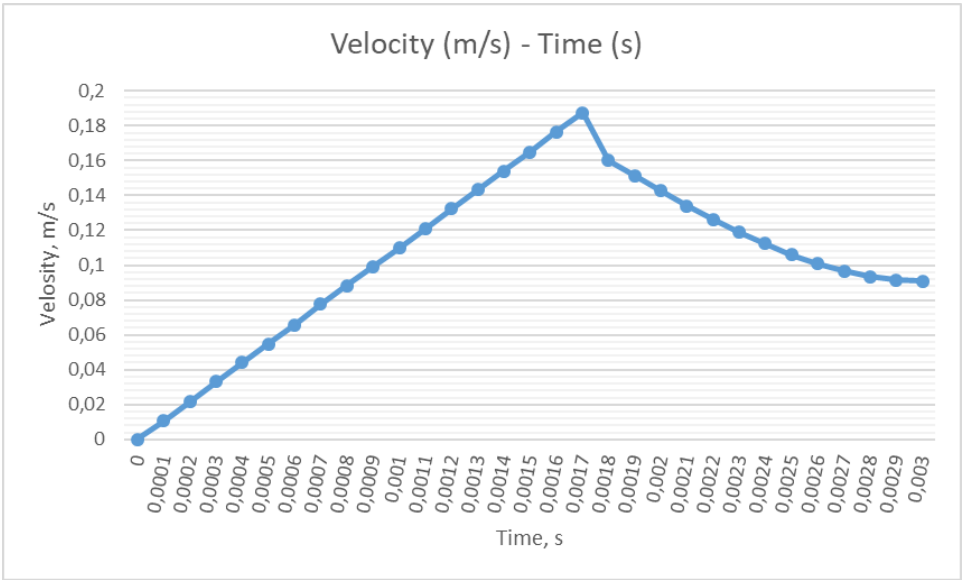


Рисунок 3.22 – Графік залежності швидкості частинки від часу за результатами симуляцій

Вершина на графіку вказує на зіткнення частинки на поверхню. Але, щоб розрахувати коефіцієнт реституції, потрібно використовувати максимальну швидкість до зіткнення і після.

Коефіцієнт реституції *(e)*, який моделюється прямим ударом частинки об нерухому поверхню, дорівнює швидкості частинки в кінці зіткнення *(u)* до швидкості на початку зіткнення *(v)*:

$$\square = \square/\square$$

Значення *U*, поділене на *V*, є спрощенням розподілу енергії, оскільки не очікується, що маси зміняться.

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА В ГАЛУЗІ

4.1 Виявлення та оцінка шкідливих та небезпечних чинників

4.1.1 Характеристика ступеня безпеки технологічного процесу, рівня його механізації й автоматизації

Авіаційне виробництво характеризується складністю й різноманітністю механічного устаткування та приладів, які використовують під час виготовлення деталей, вузлів та механізмів. Завдяки чому у виробничому процесі мають місце небезпечні фізичні та фізико-хімічні фактори.

Інструкція з охорони праці для робітників механослужби цеху №4 ОАО «Мотор Січ», є документом, що встановлює вимоги безпеки при виконанні робітниками та службовцями покладених на них обов'язків, а також безпечного поводження на робочих місцях і території цеху.

Достатньо повне подання про рівень механізації можна одержати шляхом певних витрат механічної й ручної праці.

Визначимо рівень механізації праці:

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

де M - сума людино-годин механізованої праці, M=2 год.;

R - сума людино-годин ручної праці, R=6год.

- для слюсаря ремонтника:

$$B = \frac{2}{2 + 6} \cdot 100 = 25\%.$$

У таблиці 4.1 наведений розрахунок механізації праці робочих цеху№4

Таблиця 4.1 - Розрахунок рівня механізації праці

№ з/п	Професія робітників	Штат робіт-ників	Кількість відпрацьованих людино-годин у добу			% механі-зованої праці
			вручну	за допомогою машин	усього	
1	*2*	*3*	*4*	*5*	*6*	*7*
1	Оператор	1	1·1=1	1·7=7	8	87,5
2	Вальцювальник	4	4·4=16	4·4=16	50	50
3	Машиніст крана	3	3·0,5=1,5	3·7,5=22,5	24	93,75
4	Сталевар	1	1·1=1	1·7=7	8	87,5
5	Електрогазозварник	4	4·4=16	4·4=16	32	50
6	Слюсар-ремонтник	5	5·6=30	5·2=10	40	25

З даних отриманих у таблиці можна дати висновок, що рівень механізації праці наступний:

- оператор - 87,5% механізованої, 12,5% ручної праці;
- вальцювальник - 50% механізованої, 50% ручної праці;
- машиніст крана - 93,75% механізованої, 6,25% ручної праці;
- сталевар - 87,5% механізованої, 12,5% ручної праці;
- електрогазозварник - 50% механізованої, 50% ручної праці;
- слюсар-ремонтник - 25% механізованої, 75% ручної праці.

З даних таблиці можна дати висновок класифікації професії робітників:

- професії механізованої праці - оператор, машиніст крана, сталевар;
- професії змішаної праці – електрогазозварник, вальцювальник;
- професії ручної праці - слюсар-ремонтник.

4.1.2 Аналіз потенційно небезпечних і шкідливих факторів

До небезпечних і шкідливих факторів електросталеплавильного цеху відносять: такі шкідливі фактори: газові речовини, теплові виділення, шум, вібрація, електричний струм (таблиця 4.2).

Таблиця 4.2 - Технологічна карта умов праці слюсаря, цех№4.

№ з/п	Фактори виробничого середовища	Норм. знач. (ПДК)	Фактичне знач.	III клас.- шкідливі умови й характер праці			Час дії фактору, %, за зміну
				Іст.	IIст.	IIIст.	
1	Шкідливі хімічні речовини, мг/м^3: III клас небезпеки: окис заліза, мг/м^3 окис вуглецю, мг/м^3	 15,3 20,0	 100,8 30,66	 1,53	 	 6,6	 80 100
2	Пил, переважно фиброгенної дії, мг/м^3 Вміст кремнію диоксида – 2…10%	 4,0	 172,2	 	 	 43,05	 83,1
3	Вібрація (загальна й локальна), дБ	2	7		5		100
4	Шум, дБА	80	98		18		80
5	Мікроклімат у приміщенні: - температура повітря, ºС -швидкість руху повітря, м/с - відносна вологість повітря, % - інфрачервоне випромінювання, Вт/м^2	 26/15 0,2/0,6 140	 45 0,4 3100	 - -	 - -	 19 - 3100	 100 100 90
6	Напруженість праці						
7	- тривалість зосередження, % за тривалістю зміни	70	62,9				
8	- щільність сигналів у середньому за годину роботи	75-175	288	288			
9	-нахил корпуса в просторі, обумовлений технологічним процесом	28,1%	30%	30			
10	Кількість факторів			3	2	4	

Атестація робочого місця

Шкідливих факторів IIIст. - 4; IIст. - 2; Іст. - 3

По показниках робоче місце ставиться до шкідливих і тяжких умов праці, що відповідає показникам списку №1 пункт 1.

Слюсар має право уходу на пенсію за списком №1, також дається додаткова відпустка 14 днів, молоко, надбавка до зарплати.

Шкідливості й небезпеки цеху №4 ОАО „Мотор Січ” відносяться до фізичної групи: шкідливі речовини, пил, шум, зміни температури усередині цеху.

4.2 Заходи щодо захисту від виявлених шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища

Таблиця 4.3 - Технічні засоби захисту від впливу шкідливих факторів виробничого середовища

№ п/п	Небезпечний або шкідливий фактор виробничого середовища	Захисний пристрій	Тип пристрою	Параметри Пристрою	Місце установки
1	Запиленість	Витяжна вентиляція	КС3	Згідно вимірів, $м^3$/год.	У місцях утворення пилу
2	Запиленість	Респіратор СИЗОД	ШБ-1М	-	Індивідуально
3	Шум	Навушники противо-шумові, „бируши”		Придатний до 110дБА	Індивідуально
4	Температура: хол. період року тепл. період року	Утеплена куртка, ватяні штани, костюм з х/б тканини, черевики костюм з х/б тканини, черевики	Тн Ти	Згідно розміру працюючого	Індивідуально
5	Шкідливі хімічні речовини	Теж що й при запиленність + костюм х/б, рукавиці	Пм	-//-	Індивідуально

Всі працівники цеху безкоштовно забезпечені спецодягом, спец взуттям і засобами індивідуального захисту. До складу спецодягу входять: костюм х/б тканини, черевики, у зимовий час видається утеплена куртка й ватяні штани (ДНАОП 0.00-4.26-99).

4.3 Технічні рішення по гігієні праці і виробничій санітарії

4.3.1 Мікроклімат

Загальобмінна вентиляція в цеху призначена для боротьби зі шкідливими виділеннями газів, гранично припустимі концентрації яких 100 мг/м^3 і менш.

Приточно-витяжну вентиляцію сполучених між собою приміщень улаштовують так, щоб виключалася можливість надходження повітря із приміщень із більшою кількістю шкідливих виділень у приміщення з меншою кількістю шкідливих виділень.

До способів вентиляції відносять аерацію, що представлена в цеху, у вигляді аераційних віконних прорізів (у гарячих цехах), аераційних прорізів у ліхтарях. Вентиляція здійснюється за допомогою дефлекторів і вентиляторів. Аераційні прорізи в ліхтарях захищаються від задування вітром. Ефективна робота аерації залежить від правильного планування будинку із чергуванням гарячих і холодних прольотів; від напрямку вітру (БНіП 2.04.05-91).

Системи опалення залежно від теплоносія підрозділяються на водяні, парові, повітряні й комбіновані. Температура теплоносія при опаленні місцевими нагрівальними приладами, не повинна перевищувати: для гарячої води 150°С, водяної пари 130°С. У таблиці 4.3 представлені дані припустимих параметрів повітряного середовища в робочій зоні виробничих приміщень.

Таблиця 4.4 – Допустимі значення прийнятих параметрів повітряного середовища у робочій зоні приміщень

Період року	Категорія роботи по важкості	На постійних робочих місцях			Температура повітря в непостійних робочих місцях, °С
		температура повітря, °С	відносна вологість повітря, %	швидкість руху повітря, м/с	
Холодний	Середньої важкості IIб	17/19	75	0,2	15
	Важка III	16/18	75	0,3	13
Теплий	Середньої важкості IIб	20/22	70	0,4	21
	Важка III	18/20	70	0,5	19

4.3.2 Освітлення виробничих приміщень

Для створення сприятливих умов праці важливе значення має раціональне освітлення(СНіП 11-4-79). Незадовільне освітлення утрудняє проведення робіт, веде до зниження продуктивності праці й працездатності очей і може бути причиною нещасних випадків й їхніх захворювань.

Характеристика приміщення плавильного відділення:

- характер робіт — середня точність
- розмір об'єкта розпізнання, мм — від 1 до 5
- розряд зорової роботи — IV
- під розряд роботи — В
- контрастність об'єкта розпізнавання — середня
- фон — середній
- E_H – штучна, лк — 150

Для ремонту устаткування передбачене штучне освітлення.

На промислових підприємствах штучне освітлення підрозділяється на робоче (для проведення робіт у темний час доби або в місцях без достатнього природного освітлення), аварійне (для проведення роботи при аварійному відключенні робочого освітлення), евакуаційне (аварійне освітлення для евакуації людей із приміщення при аварійному відключенні робочого освітлення) і охоронне. При необхідності частина світильників того або іншого виду освітлення може використатися для чергового освітлення.

На ділянці плавильного відділення встановлено освітлення двох систем: загальне (рівномірне або локалізоване з урахуванням розташування робочих місць) і комбіноване, коли до загального освітлення додається місцеве. Застосування одного місцевого освітлення не допускається, тому що різкий контраст між яскраво освітленими й неосвітленими місцями стомлює очі сповільнює швидкість роботи й нерідко є причиною нещасних випадків. На

ділянці є дугові ртутні лампи типу ДРЛ-400, ДРЛ-250. Плафони закритого типу НСП-23-200; НСП-20-500; плафони відкритого типу РСП-01-400, необхідні для якісного й повного висвітлення робочої зони печі й прилягаючих площадок.

Згідно СНіП 11-4-79 для приміщень, у яких проводяться роботи 4 розряду, тобто спостереження за ходом виробничого процесу, передбачається сполучене освітлення.

Природне висвітлення нормується. Основним показником нормування служить коефіцієнт природної освітленості (КПО).

Місто Запоріжжя перебуває в 4 поясі світлового клімату, тому КПО для нього буде обчислюватися по формулі:

$$КПО_{ln}^{4} = КПО_{ln}^{3} \cdot m \cdot e \qquad (4.2)$$

де $КПО_{ln}^{3}$ - значення КПО для 3 пояси світлового клімату;

m - коефіцієнт світлового клімату, m=0,9;

e - коефіцієнт сонячності клімату, e=0,85;

$$КПО_{ln}^{4} = 1{,}8 \cdot 0{,}9 \cdot 0{,}85 = 1{,}38\%$$

Освітленість повинна бути забезпечена не менш 75% максимуму, що досягається застосуванням комбінованого освітлення.

4.3.3 Виробничий шум

Шум різної інтенсивності й частоти, довгостроково впливаючи на працюючих, приводить до зниження гостроти слуху, а згодом до розвитку професійної глухоти. Шум також негативно впливає на фізіологічні функції організму людини. Будучи зовнішнім подразником, що сприймається й аналізується корою головного мозку, шум приводить до перенапруги

центральної нервової системи й розладу функцій внутрішніх органів і систем людини.

Основними джерелами шуму в цеху являються :механічне обладнання (мостові крани, дугові печі, транспортери, ЖД транспорт та ін..); повітряно-рідинні установки; шум виникаючий в результаті зіткнення твердих тіл; термічні установки.

Для зменшення шуму в джерелі його утворення заміняють ударні взаємодії деталей безударними, зворотно-поступальні рухи - обертальними; демпфірують коливання суміжних деталей й окремих вузлів агрегату шляхом зчленування їх з матеріалами, що мають велике внутрішнє тертя: гумою, пробкою, бітумом, бітумними картонами, азбестом й ін.; зменшують інтенсивність вібрацій деталей агрегатів шляхом облицювання цих поверхонь.

Для ослаблення вібрацій всі агрегати, що створюють вібрації (робочі машини, двигуни, вентилятори й т.п.), встановлені на самостійні фундаменти, віброізольованих від підлоги й інших конструкцій будівлі, або на спеціально розрахованих амортизаторах зі сталевих пружин або пружних матеріалів. Для ослаблення передачі вібрацій і шуму по воздуховодам і трубопроводах приєднання їх до вентиляторів і насосів проводиться за допомогою гнучкої вставки із прогумованої тканини або гумового патрубка.

4.4 Засоби пожежної безпеки

Споруда цеху відноситься до II-го ступеня категорії вогнестійкості (в цеху є в наявності незахищені металеві конструкції) виробництва «Г» (будівля з несучими конструкціями із природних або штучних кам'яних матеріалів, бетону або залізобетону із застосуванням листових і плитних негорючих матеріалів).

Вогнестійкості конструкцій:

- несучі й сходові клітки - 2год.;
- самонесучі - 1 год.;
- зовнішні несучі - 0,25 год.;

- внутрішні несучі - 0,25 год.;

- колони - 2 год.;

- сходові площадки, щаблі, балки, марші сходових кліток - 1 год.;

- плити, настили й ін. несучі конструкційні перекриття - 0,75 год.

Склад для зберігання горючих рідин (мастило, розчинник, дизельне паливо) біля - 800 м^2. Склад палива забезпечений протипожежним устаткуванням: вогнегасниками, лопатами, ящиками з піском (ДБН В 1.1-7.2002).

До засобів гасіння пожеж у цеху відноситься: вода, пісок, вогнегасники вуглекислотні й хімічно-пінні.

В основному в цеху використовують вогнегасники марок ВВП-10 (27 шт.), ВВ-5 (32шт.) і ВВ-8 (19шт.).

Вода в розпиленому стані може застосовуватися для гасіння палаючих нафтопродуктів з температурою спалаху понад 120°С. Витрата води в цеху залежить від вогнестійкості будівлі (II ступінь) і дорівнює 40 л/с на одну пожежу. Тривалість гасіння пожежі становить 3год.

4.5 Розрахунок захисного заземлення

Захисне заземлення - електричне з'єднання корпуса електроустановки, як правило не перебуває під напругою, але може виявитися під напругою в результаті порушення ізоляції та інших причин, із заземлюючим пристроєм, поміщеним у землю.

Таке заземлення захищає обслуговуючий персонал від небезпеки поразки електричним струмом, а також при переході напруги на металеві частини устаткування при нормальних умовах, які не перебувають під напругою.

Захисне заземлення відповідно до ПУЕ варто застосовувати:

1) у приміщеннях підвищеної небезпеки й особливо небезпечних приміщеннях по поразці електричним струмом при напрузі 36 В и вище змінного струму й 110 В и вище постійного струму;

2) при напругах більше 500 В у всіх приміщеннях;

3) у всіх вибухонебезпечних приміщеннях незалежно від застосовуваної напруги.

Склад заземлюючого пристрою

Заземлюючий пристрій виконаємо із труб діаметром 2 дюйми, довжиною 2,0 м, з'єднаних смуговою сталлю перетином 40·4 мм (рис. 4.1). Заземлюючий пристрій закладений у ґрунті на глибину 50 см. Внутрішній контур заземлення з'єднаний із зовнішніми заземлювачами смуговою сталлю перетином 40·4 мм.

Опір розтіканню струму одиночного заземлювача у вигляді сталевої труби, вертикально забитої в землю:

$$R_m = \frac{\rho}{2\pi L}\left(\ln\frac{2L}{d} + \frac{1}{2}\ln\frac{4t+L}{4t-L}\right), \qquad (4.3)$$

де ρ – питомий електричний опір ґрунту, для кам'янистого ґрунту приймемо $\rho=2{,}0\cdot10^4$ Ом·см;

L - довжина заземлювача, см.;

d - зовнішній діаметр заземлювача, см.;

t - відстань від поверхні ґрунту до середини заземлювача.

$t = t_0 + 0{,}5\cdot L = 50 + 0{,}5\cdot200 = 150$ см;

де t_0 – глибина закладення заземлителя, см.

Підставляючи значення параметрів, одержимо:

$$R_m = \frac{2{,}0\cdot10^4}{2\cdot3{,}14\cdot200}\left(\ln\frac{2\cdot200}{5{,}08} + \frac{1}{2}\ln\frac{4\cdot150+200}{4\cdot150-200}\right) = 80{,}56 \text{ Ом}.$$

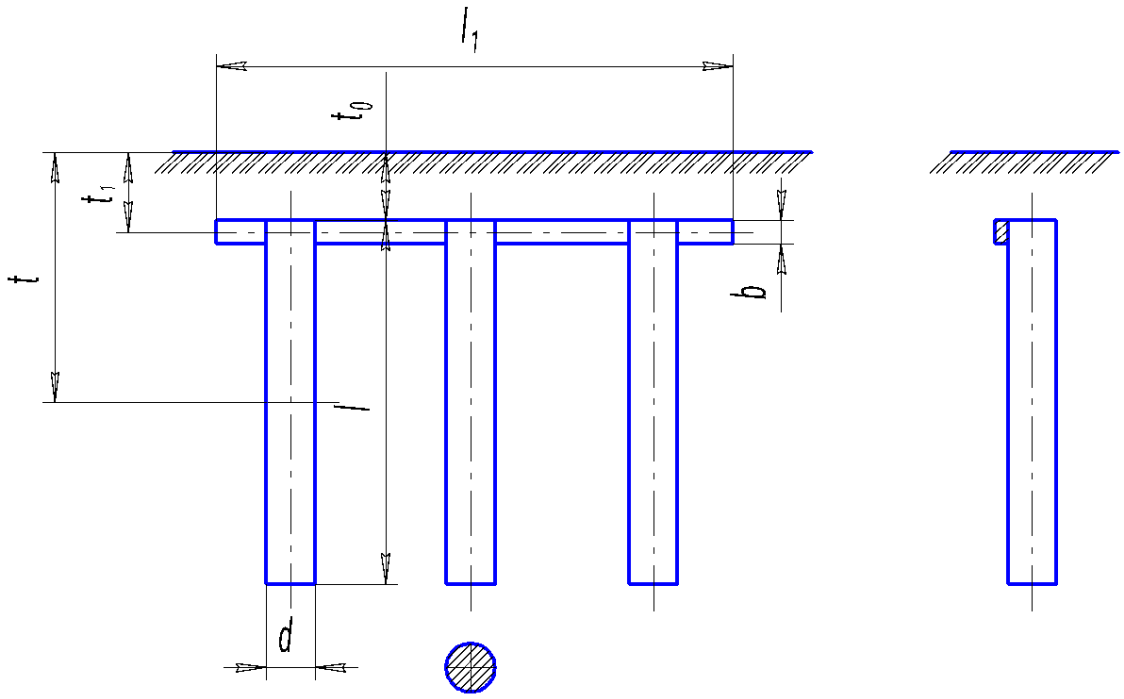


Рисунок 4.1 - Розрахункова схема заземлюючого пристрою

Як видно з розрахунку, опір розтікання струму одиночного заземлювача не відповідає вимогам ПУЕ, тому що воно повинне бути не більше 4,0 Ом у всіх випадках, не більше 10 Ом при потужності генераторів і трансформаторів 100 кВт і менш в електроустановках напругою до 1000 В. При напрузі понад 1000 В опір заземлення повинен бути не більше 0,5 Ом при силі струму в ланцюзі вище 300 А и 1,0 Ом при силі струму менш 300 А.

Не має практичного змісту збільшувати розміри одиночного заземлювача з метою забезпечення вимогам безпеки ПУЕ, тому що вони можуть вийти досить більшими.

Опір розтіканню струму системи, що складається з декількох одиночних заземлювачів, з'єднаних заземлюючою смугою:

$$R_c = \frac{R_m}{m \cdot \eta_1 \cdot \eta_2}, \leq 4 \text{Ом} \qquad (4.4)$$

де m - число заземлювачів;

η_1 - коефіцієнт, що враховує екранування заземлювачів, для замкнутого контуру приймаємо $\eta_1 = 0,74$;

η_2 - коефіцієнт, що враховує екранування заземлювачів зі смугою, що з'єднує труби, приймемо $\eta_2 = 0,9$.

Знайдемо число заземлювачів у контурі з вираження (4.4) за умови, що контур заземлення замкнутий:

$$m = \frac{R_m}{\eta_1 \cdot \eta_2 \cdot R_C}$$

$$m = \frac{80,56}{0,74 \cdot 0,9 \cdot 4} \approx 30$$

Приймемо m=8.

Опір ділянки заземлюючої смуги, що з'єднує заземлители

$$R_п = \frac{\rho}{2\pi l_1} \ln \frac{2l_1^2}{bt_1}, \qquad (4.5)$$

де, l_1 - довжина смуги, см.;

b - ширина смуги, см.;

$$t_1 = t_0 + 0,5b = 50 + 0,5 \cdot 4 = 52 \text{ см.}$$

Довжина смуги, що з'єднує заземлювачі:

$$l_1 = 1,05 \cdot a \cdot (m - 1), \qquad (4.6)$$

де, a – відстань між заземлювачами, см.;

$$a = 2 \cdot L = 2 \cdot 200 = 400 \text{ см.}$$

Тоді:

$$l_1 = 1,05 \cdot 400 \cdot (8 - 1) = 2940 \text{ см.}$$

Підставивши числові значення, одержимо, Ом:

$$R_{п} = \frac{2{,}0 \cdot 10^{4}}{2 \cdot 3{,}14 \cdot 2940} \ln \frac{2 \cdot 2940^{2}}{4 \cdot 52} = 12{,}5 \text{ Ом}.$$

Загальний опір системи заземлення:

$$R_{об} = \frac{R_{с} \cdot R_{п}}{R_{с} + R_{п}} = \frac{4 \cdot 12{,}5}{4 + 12{,}5} = 3{,}1 \text{ Ом}.$$

З отриманого видно, що опір розтіканню струму всього заземлюючого пристрою менше припустимого по ПУЕ. Отже, розміри заземлювачів підібрані вірно.

ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ ТА РЕКОМЕНДАЦІЇ

Були проведені експериментальні дослідження за допомогою трьох фракцій частинок різного діаметру на чотирьох поверхнях з різною мікроструктурою (полірована, неполірована, канальна та пірамідна). Ці випробування проводилися як у повітрі, так і в воді.

Порівняння навколишніх середовищ показало, що в'язка сила води зменшує кількість ударів, і це особливо важливо для фракцій частинок меншого діаметру. Для фракції більших частинок переважає інерція маси.

Результати експериментів показують, що з–за в'язких сил коефіцієнт реституції (відновлення) у воді менше, ніж у повітрі. Для води він становить близько 0,472±0,072 при діаметрі частинок 800–1000 мкм, для повітря – 0,723±0,167. Приблизний коефіцієнт реституції в повітрі для структури каналу становить 0,43±0,133 і 0,68±0,138 для пірамідальної структури для частинок діаметром 800–1000 мкм. Результати представлені для полірованої, неполірованої, поверхні зі структурою каналу та піраміди.

Експериментальні дослідження показали, що коефіцієнт реституції для полірованої поверхні 0,92 для розміру дробинок 800–1100 мкм. Це доводить, що поверхні лопаток потрібно робити з полірованої поверхні титану. Це дозволить покращити ковзання дробинки по лопатці, збільшити її кінетичну енергію та швидкість на виході.

За результатами проведених моделювань визначено, що збільшуючи кількість лопаток в дробоструминному колесі на одну одиницю, маємо підвищення продуктивності установки.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ЛІТЕРАТУРНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Установки дробеметной очистки для обработки профильного металлопроката и решетчатых конструкций [Электронный ресурс] // Кассот. Ком. 2016. URL: http:kassot.com/b2bito/good/17855333-ustanovki-drobemetnoyochistki-dlya-obrabotki-profilnogo-metalloprokata-i-reshetchatyih-konstruktsiy (дата обращения: 15.10.2025).
2. S. Antonyuk, S. Heinrich, J. Thomas, N. G. Deen, M.S. van Buijtenen, J. A. M. Kuipers, “Energy absorption during compression and impact of dry elastic – plastic spherical granules”, published 13 January 2010, Springer – Link [Online], Available: https://link.springer.com/article/10.1007/s10035 – 009 – 0161 – 3
3. B.Crüger, V. Salikow, S. Heinrich, S. Antonyuk, V.S. Sutkar, N.G. Deen, J.A.M. Kuipers, “Coefficient of restitution for particles impacting on wet surfaces: An improved experimental approach”, Elsevier B.V., 2015.
4. Wolfgang Demtröder, „Experimentalphysik 1“, 7. Auflage, Springer – Verlag, 2014.
5. M. Stieß, Mechanische Verfahrenstechnik – Partikeltechnologie I, Berlin: Springer – Verlag, 2009.
6. J. Draxler, M. Siebenhofer, „Verfahrenstechnik in Beispielen“, Springer – Verlag, 2014.
7. Fluidtechnik, Hydraulik-Skript, [Online]. Available: http://www.maschinenbauwissen.de/skript3/fluidtechnik/hydraulik/202-reynoldszahl
8. Felix Langfeldt, Masterarbeit, „Einfluss reibungsbehafteter Partikel – Wand und Partikel – Partikel – Kollisionen auf die Large – Eddy Simulation disperser Mehrphasenströmungen“, [Online], Available: https://www.researchgate.net/publication/270394190_Einfluss_reibungsbehafteter_Partikel-Wand-_und_Partikel-Partikel-

Kollisionen_auf_die_LargeEddy_Simulation_disperser_Mehrphasenstromungen.

9. Vorlesungsfolien Mechanische Verfahrenstechnik, Otto- von-Guericke-Universität Magdeburg, [Online], Available: http://www.mvt.ovgu.de/mvt_media/Vorlesungen/VO_MTP/Folien_MTP_2-p1496.pdf.
10. Fakultät für Maschinenbau, Hochschule Stralsund, [Online]. Available: http://www.mb.fh-stralsund.de/fss/pages/pg_lehre/st/KAP10-8.PDF.
11. Hersch J. E. Metallurgical plants of Japan. [Tokyo] : Supreme Commander for the Allied Powers, Natural Resources Section, 1950. 71 p.
12. Білецький М. І. Техніко-економічні основи виробництва : навч.-метод. посібник / М. І. Білецький, Л. І. Котик. – Львів : ЛНУ ім. І. Франка, 2013. – 134 с.
13. Методичні вказівки до самостійної роботи з дисципліни «Споруди та обладнання сталеплавильних цехів» для студентів заочної форми навчання напряму 6.050401 «Металургія» / Укл.: Крячко Г.Ю.- Кам'янське: ДДТУ, 2016 р., 52 стор..
14. Гущин О. В. Технологічні методи виробництва заготовок деталей машин : посібник для студентів денної та заочної форм навчання спеціальності 131 – «Прикладна механіка» спеціалізації «Технології машинобудування» / О. В. Гущин. – Краматорськ : ДДМА, 2019. – 159 с.
15. Leonard B. Mechanical Equipment Repair Industry (machine Shops): Guides To Pollution Prevention. Diane Pub Co, 2004. 45 p.
16. Britain G. Mechanical Lifting and Handling Equipment. Stationery Office Books, 1988.
17. Лащинський А.А., Толчинський А.Р. Основи конструювання та основи роботи хімічної апаратури. - Львів.: Машинобудування , 1970,492с.
18. Жук А.Я, Желябіна Н.К. Основи розрахунків приводів машин: Навчальний посібник. / Запоріжжя: Видавництво ЗДІА, 1996.-145с.

19. Кузьмін А.В., Марон Ф.Л. Довідник з розрахунків механізмів підйомно-транспортних машин. Мінськ.: Вище . школа, 1983.350с.
20. Сєдуш В.Я. Надійність, ремонт та монтаж металургійних машин.- Київ - Донецьк : Вища школа, 1981.-264с.
21. Денисенко Г.Ф. Охорона праці: Навч. посібник для інж. -екон. спеціальностей вишів. - Мінськ.: Вище . шк., 1985.319с.
22. Lifting N. S. The International Rigging and Lifting Handbook. Abeerdeen, Scotland : North Sea Lifting Ltd, 2001. 202 p.
23. Polach P. Applied Methods of the Analysis of Static and Dynamic Loads of Structures and Machines. Trans Tech Publications, Limited, 2015.
24. From data protection to knowledge machines: The study of law and informatics / ed. by S. P. 1939-, B. J. 1944-. Oslo : Tano, 1990. 283 p.
25. Деталі машин : підручник / [Міняйло А.В., Тіщен- ко Л.М., Мазоренко Д.І. та ін.]. – К. : Агроосвіта, 2013. – 448 с. ISBN 978-966-2007-28-2..
26. Makarenko N. G., Yakovleva Y. S., Mikhalevich O. A. Ways to increase the durability of machines and mechanisms. *Omsk Scientific Bulletin*. 2023. P. 39–44. URL: https://doi.org/10.25206/1813-8225-2023-187-39-44 (date of access: 23.10.2023).
27. Sergeev S. N. New highly efficient energy-saving gas-cleaning equipment for the regulated cleaning of emissions from machines and units of metallurgical production. Metal and Casting of Ukraine. 2019. Vol. 308-309, no. 1-2. P. 77–83. URL: https://doi.org/10.15407/steelcast2019.01.077 .
28. Геврик Е. О. Охорона праці. Навчальний посібник для студентів вищих навчальних закладів. / Е. О. Геврик. – К: Ельга, Ніка–центр, 2003. – 280 с..
29. Ткачук К. Н. Охорона праці та промислова безпека. Навч.посіб. / К. Н. Ткачук. та ін. – К: Основа, 2009. – 360 с.
30. Раздорожній О. А. Охорона праці та виробнича безпека. / О. А. Раздорожній. – К.: Вища школа, 2007.
31. 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.

32. Dudás I. Theory and Practice of Worm Gear Drives. Elsevier Science & Technology Books, 2005.
33. Kragel′skiĭ I. V. Handbook of friction units of machines. New York : ASME Press, 1988. 318 p.
34. Dymott T. C. Atomic absorption with electrothermal atomisation. 3rd ed. Cambridge : Pye Unicorn, 1985. 85 p.
35. Semenov A. B. Design and calculation of structured cabling systems and components. Book on Demand Ltd., 2018. 418 p.
36. Hydraulics and hydraulic pneumatic drive. Hydraulics. / A. Lepeshkin et al. ru : INFRA-M Academic Publishing LLC., 2023. URL: https://doi.org/10.12737/958917 (date of access: 23.12.2023).
37. Freeman E. A., Aizerman M. A. Theory of Automatic Control: Adiwes International Series. Elsevier Science & Technology Books, 2016. 532 p.
38. Company G. E. Handbook of instructions with parts catalog, electric turret drive: Models 2CGD50USC1, 2CGD50USC2, and 2CGD50USC3. Schenectady, N.Y, 1944. 178 p.
39. Automation automation automation. / ed. by Congress of Industrial Organisations. Committee on Economic Policy. [S.l.] : CIO, 1955. 24 p.
40. Методичні вказівки до виконання розділу "Охорона праці" у кваліфікаційних проектах (роботах) для студентів усіх спеціальностей/Упорядники: С.П. Панасейко , В.К. Тарасов, Ю.П. Павленко, В.Г. Рижков, І.Г. Резніченко, Є.П. Павлова - Запоріжжя: ЗДІА, 2017. - 56 с.

ДОДАТКИ