

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 збільшення пропускну здатності ділянки різання фасонного профілю

Виконав: магістрант групи 8.1332-2

Морочковський В.С.

(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 – 2023 року

Запорізький національний університет
(повне найменування вищого навчального закладу)

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

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

Морочковського Вячеслава Сергійовича

(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема магістерської роботи: Аналіз збільшення пропускну здатності ділянки різання фасонного профілю
керівник магістерської роботи к.т.н., доцент Власов А.О.
затвердені наказом вищого навчального закладу від “09” жовтня 2023 року № 1581-с.
2. Строк подання студентом магістерської роботи 10 грудня 2023 року.
3. Вихідні дані магістерської роботи техніко-економічні показники роботи прокатного цеху
4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): 1. Технологічна частина; 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. Пила роторна горячого різання РР 2500/200– 1А1; 2. Вузол ріжучого диску – 1А1; 3. Вал приводний – 1А1; 4. Корпус касети – 1А1 5. Графіки залежності продуктивності ділянки різання від швидкості рольгангу – 1А1; 6. Циклограми роботи ділянок різання – 1А1; 7. Способи зниження шуми при різанні дисковими пилами – 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	01.05.2023 – 27.05.2023	
2	Групування та аналіз зібраного матеріалу. Уточнення завдань проектування	01.09.2023 – 15.09.2023	
3	Виконання теоретичної частини проекту	16.09.2023 – 16.10.2023	
4	Виконання графічної частини проекту	17.10.2023 – 17.11.2023	
5	Написання та оформлення пояснювальної записки	18.11.2023 – 30.11.2023	
6	Перевірка проекту консультантами	01.12.2023 – 03.12.2023	
7	Попередній захист проекту	04.12.2023	
8	Переплітання пояснювальної записки	Згідно з графіком	
9	Захист проекту у ДЕК	Згідно з графіком	

Студент _____
 (підпис) (прізвище та ініціали)

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

АНОТАЦІЯ

Морочковський В.С. Аналіз збільшення пропускної здатності ділянки різання фасонного профілю.

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 ім. Ю.М. Потебні, кафедра металургійного обладнання, 2023.

Розробка напрямів модернізації направлена на заходи щодо підвищення пропускної спроможності ділянки різання та оптимізовано його режими роботи. Модернізація дозволить збільшити пропускну здатність дільниці різання шляхом незначних змін у режимах роботи обладнання.

Об'єкт дослідження – роторна пилка та складові ділянки різання прокату.

Мета роботи – обрати оптимальну схему компоновання ділянки різання.

Методи дослідження - аналіз аналогічного обладнання та схем компоновання, аналітичні дослідження параметрів роботи механізмів.

Розроблено заходи щодо підвищення пропускної спроможності ділянки різання та оптимізовано його режими роботи.

Визначено складові та оптимальна схема компоновання ділянки різання.

Отримано графічні залежності, на підставі яких можна вибрати оптимальну схему компоновання ділянки різання.

Ключові слова: ДІЛЯНКА РІЗАННЯ, РОТОРНА ПИЛА, ПРИЖИМ, УПОР, КОМПОНЮВАЛЬНА СХЕМА, ПРОПУСКНА ЗДАТНІСТЬ, МАТЕМАТИЧНА МОДЕЛЬ, ЛОГІЧНА МОДЕЛЬ.

ABSTRACT

Morochkovskiy V.S. Analysis of increasing the throughput of the section of the shaped profile cutting.

Qualifying graduation thesis for obtaining a master's degree of higher education in specialty 133 - Industrial mechanical engineering, scientific supervisor A.O. Vlasov. Zaporizhzhia National University, Engineering Educational and Scientific Institute named after Yu.M. Potebny, department of metallurgical equipment, 2023.

The development of modernization directions is aimed at measures to increase the throughput capacity of the cutting area and optimize its operating modes. Modernization will allow to increase the throughput of the cutting area by means of minor changes in the operating modes of the equipment.

The object of the study is a rotary saw and the components of cutting rolled steel.

The purpose of the work is to choose the optimal scheme for the layout of the cutting area.

Research methods - analysis of similar equipment and layout schemes, analytical studies of mechanism operation parameters.

Measures have been developed to increase the throughput capacity of the cutting area and its operating modes have been optimized.

The components and the optimal scheme of the layout of the cutting area are determined.

Graphical dependences are obtained, on the basis of which it is possible to choose the optimal layout scheme of the cutting area.

Key words: CUTTING AREA, ROTARY SAW, CLAMP, STOP, COMPONENT DIAGRAM, PERFORMANCE CAPACITY, MATHEMATICAL MODEL, LOGICAL MODEL.

Зміст

Вступ	8
1 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА	10
1.1. Основне та додаткове механічне обладнання цеху	10
1.2 Технічна характеристика устаткування цеху.	11
1.3 Механічне обладнання ділянки різання прокату	14
1.3.1 Роторна пилка гарячого різання РР 2500/2000	14
1.3.2 Притиск	18
1.3.3 Упор	19
1.4 “Вузкі місця” цеху та заходи щодо їх усунення	21
2 РОЗРАХУНКОВА ЧАСТИНА	23
2.1 Визначення геометричних параметрів процесу різання прокату дисковою пилкою	23
2.2 Визначення зусиль різання прокату	26
2.3 Розрахунок приводу механізму обертання диска	26
2.4 Розрахунок приводу механізму подачі диска	30
2.5 Перевірка валу приводного шківів на втомну міцність	38
2.6 Розрахунок фундаменту	45
2.7 Розрахунок системи змащення редуктора	50
3 ДОСЛІДНА ЧАСТИНА	56
3.1 Вибір та обґрунтування прийнятої конструкції дискової пилки гарячого різання	56
3.2 Визначення оптимальної схеми компоновки ділянки різання прокату	66
3.3 Шляхи підвищення пропускної спроможності ділянки різання прокату	76
4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА В ГАЛУЗІ	83
4.1 Охорона праці на виробництві	83
4.2 Аналіз потенційних та шкідливих факторів виробничого середовища	83
4.3 Розрахунок звукоізоляційної kabіни спостереження та дистанційного керування	85
4.3.1 Визначення рівня звукового тиску у розрахунковій точці	86

	7
4.3.2 Розрахунок зниження шуму звукоізоляційною кабіною	88
4.4 Інші заходи спрямовані на зниження рівня шуму	90
4.5 Технічні рішення щодо виробничої санітарії	94
4.5.1 Опалення та вентиляція	94
4.5.2 Природне та штучне освітлення	94
4.5.3 Санітарно-побутові приміщення	95
4.5.4 Виробничий шум, виробнича вібрація	96
4.5.5 Виробничі випромінювання	97
4.6 Заходи з техніки безпеки	98
4.7 Заходи пожежної безпеки	98
ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ ТА РЕКОМЕНДАЦІЇ	100
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ЛІТЕРАТУРНИХ ДЖЕРЕЛ	101
ДОДАТКИ	104

Вступ

Прокатне виробництво є завершальною ланкою металургійного циклу. Відповідно до збільшення виплавки сталі, і кольорових металів передбачається безперервне зростання випуску, розширення сортаменту та підвищення якості готового прокату.

У сучасних прокатних цехах технологічні операції здійснюються за поточковим та безперервним принципами, що дозволяють широко застосовувати комплексну механізацію та автоматизацію. Тому механічне обладнання прокатних цехів є дуже складним та різноманітним за призначенням та конструкцією. Створення нового прокатного обладнання та експлуатація складних машин потребує використання досягнення у різних галузях науки та техніки та підготовки висококваліфікованих фахівців – інженерів, конструкторів та механіків.

Підвищення продуктивності прокатних станів та якості своєї продукції - основне завдання прокатного виробництва. Успішне її вирішення багато в чому визначається роботою ділянок різання, де виконується розкривання гарячих заготовок на мірні довжини. Традиційно для цих цілей застосовують дискові пили - машини масою 10..100 т з різальним інструментом у вигляді диска, що швидко обертається, з зубами. В останні роки в цій галузі відбулися великі якісні зміни з впровадженням у виробництво роторних пилок конструкції ВНИИметмаша, які дозволили значно скоротити час різання заготівлі за рахунок збільшення швидкості подачі диска (до 1...3 м/с). Використання таких пил вимагало перегляду багатьох аспектів проектування та експлуатації цього класу різальних машин, включаючи і компонування ділянок різання. Нового підходу вимагає і проектування допоміжних механізмів лінії різання, оскільки час на підведення заготівлі, відмірювання потрібної довжини, затискач прокату, прибирання обрізу і т. д. стало фактором, що визначає продуктивність всієї лінії.

У цьому роботі зроблено вибір оптимальної компонування ділянки різання прокату з урахуванням вихідної заводської схеми і проаналізовані шляхи підвищення пропускної спроможності даної ділянки.

Метод дослідження об'єкта – аналіз аналогічного обладнання та схем компонування, аналітичні дослідження параметрів роботи механізмів.

Мета і задачі дослідження. Метою роботи є дослідження роботи ділянки різання прокату.

Для досягнення поставленої мети необхідно вирішити наступні задачі:

- виконати аналіз роботи роторної пили гарячого різання РР 2500/200;
- визначити тривалості операції різання роторної пилки;
- визначити розрахунку тривалості операції різання важільного пили;
- компонування ділянки різання прокату.

Предмет дослідження – компонування обладнання ділянки різання прокату.

Об'єкт удосконалення та дослідження - роторна пилка та складові ділянки різання прокату.

Структура та обсяг роботи. Магістерська робота складається зі вступу, чотирьох розділів, висновків, списку використаних джерел, додатків. Загальний обсяг роботи включає 104 сторінки, у тому числі 85 сторінок основного тексту, 22 рисунки, 7 таблиць, 18 найменувань використаних джерел на 2 сторінках, 5 додатків.

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

1 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

1.1. Основне та додаткове механічне обладнання цеху

Основне та додаткове механічне обладнання представлене в табл.1.3

Таблиця 1.1 - Устаткування цеху

Устаткування	Призначення	Вид приводу	Режим роботи
мостові кліщові колодязні крани	посадка та виїмка злитків у нагрівальні колодязі та посадка їх у злитковоз	електро – механічний	повторно – короткочасний
нагрівальні колодязі	нагрівання злитків до температури 1030 -1080 °С		
злитковоз	подача нагрітих злитків на приймальний рольганг	електро – механічний	
табір бльомінг “1050”	є обтискним станом	електро – механічний	
рольганги	безперервне транспортування металу, що прокочується	електро – механічний	
маніпулятор	точне встановлення зливка по осі та вирівнювання гуркоту	електро – механічний	
кантувач	поворот зливка на 90° або два прийоми на 180°	електро – механічний	
ножиці	обрізання кінців слябів	електро – механічний	
конвеєр для збирання обрізків	подальша передача обрізків від транспортера на столі, що коливається, ножиць до коробки охолодження обрізків	електро – механічний	
штабелюючі столи	укладання слябів у столи	електро – механічний	

1.2 Технічна характеристика устаткування цеху.

Нагрівальні колодязі.

Нагрівання металу в обтискному цеху здійснюється в регенеративних нагрівальних колодязях. Всього 14 груп колодязів: групи 1-11, 13, 14 складаються з 4-х осередків і для зручності розміщення плавок та видалення рідкого шлаку зблоковані за схемою 2-2 та 3-1. Група 12 з рідким шлаковидаленням складається з 6 осередків і зблокована за схемою 3-3. Зазначені групи призначені для нагрівання вуглецевих, низьколегованих та високовуглецевих, легованих та спеціальних марок сталі.

У відділенні нагрівальних колодязів є один загальний газовий колектор і 3 повітряних: перший колектор нагнітають повітря вентилятори груп 1—6, другий — вентилятори 7—11, третій — 12—14.

Колодязі опалюються доменно-коксовою сумішшю калорійністю 880-930 ккал/м³ із додаванням газу до калорійності 91 ккал/м³. Вищезгадана калорійність суміші забезпечується роботою вузла збагачення, встановленого на газопроводі доменного газу. Бригадир на ділянці основного виробництва підтримує шляхом зміни витрати коксового та природного газів на вузлі збагачення необхідну калорійність за завданням старшого нагрівача.

Кожен осередок має індивідуальні перекидні пристрої: клапан золотникового типу на газовому тракті та клапан метеликового типу на повітряному тракті.

Для збирання продуктів згоряння кожна група має свою димову трубу, на групах 1-11 висота труби - 50 м, на 12, 13 і 14 групах -80 м

У кожному осередку тяга регулюється шибером, встановленому в димовому борві.

Осередки груп 1-14 обладнані шиберами похилого типу.

Кожен осередок обладнаний системою теплового контролю та автоматичного регулювання, що складається з наступних вузлів:

- а) вимірювання та регулювання температури в робочому просторі осередків;
- б) вимірювання витрати газу та повітря та регулювання співвідношення газ-повітря;
- в) виміри розрідження перед димовим шибером;
- г) автоматичного перекидання клапанів.

Крім того групи обладнані автоматизованою системою управління нагріванням злитків і кожна має локальний пульт управління (виміряна редакція вим. № 1).

Стан обладнаний маніпулятором та кантувачем

Призначення маніпулятора - точне встановлення зливка по осі прокатки та вирівнювання гуркоту. Максимальний розчин лінійок 1800 мм, робочий хід лінійок -1500 мм. Довжина лінійок перед та за станом - по 8 м.

Призначення кантувача - кантувати зливки на 90 і 180 °.

Швидкість підйому гаків -1,05 м/с.

Нагріті зливки масою до 20 т транспортуються до приймального рольгангу стану за допомогою злитковозу з причіпним візком.

Швидкість пересування злитковозу 0,44 - 6,7 м/с, час опускання злитка на рольганг - 6 секунд.

У головній частині табору встановлені приймальний рольганг зі стаціонарним перекидачем та поворотним столом. Кільцева швидкість роликів -1,5 м/с.

Призначення поворотного столу – повертати зливки на 180°. Діаметр поворотної платформи - 3370 мм. Найбільша довжина зливка, що повертається - 3100 мм.

Найбільша маса зливка – 20 тонн. Число оборотів поворотного столу - 2 - 6 об/хв.

Ножиці для вирізки блюмів

Ножиці з верхнім різом 20 000 кН (2000 т.с.) з електромеханічним приводом.

Привід ножиць здійснюється від 2-х електродвигунів через циліндричний редуктор та шпиндельний пристрій.

Найбільше зусилля різання, кН (т. с.) – 20000 (2000). Найбільший момент, що крутить, на ексцентриковому валу кНм (тсн) - 4700 (470).

Режим роботи - круговий, качальний:

- круговий режим-5 рез/хв.

- коливальний режим-9 рез/хв.

Хід верхнього ножа- 320 мм.

Перекриття ножів-20мм.

Розкриття ножів- 300 мм.

Горизонтальний зазор між ножами – 0,8-0,4 мм.

Врівноваження супорта – гідравлічне.

Кількість циліндрів-2 шт.

Діаметр плунжера-280мм.

Робочий хід- 320 мм.

Робоче тиск, МПа (атм.)-10 (100).

Притиск:

- кількість гідроциліндрів-2 шт.;

- діаметр плунжера- 250 мм;

- хід плунжера- 320 мм;

- робочий тиск, МПа (атм.) -10 (100).

Редуктор приводу ножиць-1 шт.

Передатне число-26,14.

Електроустаткування:

- електродвигун Г2-800-175-8УЗ-2 шт.;

- потужність-1250 квт;

- частота обертання-210 об/хв;

- тривалість включення, ПВ % - 100

Устаткування для збирання блюмів

Для зсуву блюмів з відводить рольганга на похилий транспортер (у складі транспортера є підйомно-поворотний стіл) встановлено зіштовхувач, а при укладанні їх у стропи - два зіштовхувачі обладнані 8-ма пальцями кожен.

Робочий хід зіштовхувача- 4400 мм. Швидкість - 0,56 м/с, максимальне зусилля - 40 тонн. Привід від двох електродвигунів потужністю 96 кВт через черв'ячний редуктор і зубчасті рейки.

Спірні столи розташовані на складі слябів біля зіштовхувачів та служать для укладання слябів у стопи.

Максимальний робочий хід столу – 1200 мм. Швидкість підйому – 0,022 м/с. підйомна сила - 25 т. Привід - від електродвигуна МП-72 потужністю 75 кВт через черв'ячний редуктор і два підйомні гвинти діаметром 250 мм.

Максимальна вага стопи із траверсою 20 т.

1.3 Механічне обладнання ділянки різання прокату

Огляд існуючих компоувальних схем ділянок різання прокату наведено в п. 2.2

1.3.1 Роторна пилка гарячого різання РР 2500/2000

Технічна характеристика

Тип	ремінний;
Ріжучий диск	
Зовнішній діаметр диска, мм	
для перерізів квадрат 240 мм, коло $D = 270$ мм	2000
для перерізів квадрат 340 мм, коло $D = 360$ мм	2500
Діаметр диска після переточування, мм	
для діаметра 2000 мм	1800

для діаметра 2500 мм	2410
Товщина диска, мм	
для діаметра 2000 мм	10
для діаметра 2500 мм	12
Крок зубів, мм	50-80-100
Діаметр отвору, мм	900

Механізм обертання водила

Швидкість подачі диска на різ м/с	0,5-2
Швидкість обертання водила, об/хв	4-16
Радіус обертання диска, мм	1200

Механізм обертання пильного диска

Швидкість різання, м/с	80-120
Тип ременя	Д-4У50Т
Кількість ременів	24
Тиск води для охолодження диска, атм.	5-8

Матеріал, що розрізається

Максимальна площа перерізу, що розрізається, мм ²	100000
Максимальний переріз, мм	коло D =360
Мінімальна температура заготівлі, що розрізається	
для перерізу: від квадрата 80 мм до кола D =270 мм °	800
для перерізу: від квадрата 270 мм до кола D =360 мм °	980
Межа міцності вуглецевих і легированих сталей, що розрізаються, кг/см ²	
для перерізу: від квадрата 80 мм до кола D = 270 мм,	15
для перерізу: від квадрата 270 мм до кола D = 360 мм,	6

Розглянемо конструкцію роторної пилки з ремінним приводом диска діаметром 2500/2000 мм (рис. 1.1). Механізм подачі пильного диска *1* виконаний у вигляді повнооборотного ланки *4* (води́ла) з цапфами, встановленого на рамі *8* допомогою опор *17* і *5*. Водило наводиться в рух електродвигуном постійного

20 струму за допомогою циліндричного редуктора 23 через спеціальну зубчасту муфту 10. Двигун подачі працює в режимі запуску. На фланцях водила 4 укріплена касета 2, у розточках корпусу якої з одного боку встановлений дисковий вал в опорах 18, 3 з пиляльним диском 1 і веденим шківом 24 клинопасової передачі, а з іншого - провідний шків 13 в опорах 12, 15. З електродвигуном провідний шків 13 пов'язаний за допомогою проміжного валу 9, що проходить всередині порожнистого веденого валу редуктора, а також всередині муфти і цапфи порожнистої водила. Вал 9 з'єднаний з касетою за допомогою спеціальної муфти 11, в яку кінець валу входить по шліці, а з валом електродвигуна за допомогою зубчастої муфти 22. Проміжний вал має можливість аксіально зміщуватися для звільнення касети при її заміні. Для цього підшипникова опора 6 валу встановлена в склянці 7, який загвинчений в порожнистий вал редуктора. При обертанні склянки проміжний вал зміщується шліцями муфти 11 до повного виходу з неї і звільнення касети.

Натяг ременів клинопасової передачі виконується за допомогою натяжного ролика та натяжного механізму, встановлених у корпусі касети. На одній із цапф водила встановлений патрон 19 для підведення мастила до швидкохідних підшипників касети. Диск після різку охолоджується водою, що подається через колектор 16, встановлений на фундаменті пили. Водило 4 щодо осі обертання врівноважене контрвантажем 14. Пила працює в такий спосіб. У вихідному положенні пильний диск, що обертається з постійною швидкістю, знаходиться збоку і над заготовкою, що розрізається. Після отримання команди на виконання різку включається двигун водила, і воно за час проходження диском шляху від вихідного положення до моменту врізання в заготовку розганяється до швидкості обертання (тобто до заданої швидкості подачі). Далі відбувається розрізання прокату та виведення диска із зони різку на підвищеній швидкості. Зона транспортування прокату звільняється і прокат подається під наступний різ. Одночасно з цим водило повертається у вихідне положення, здійснивши повний цикл.

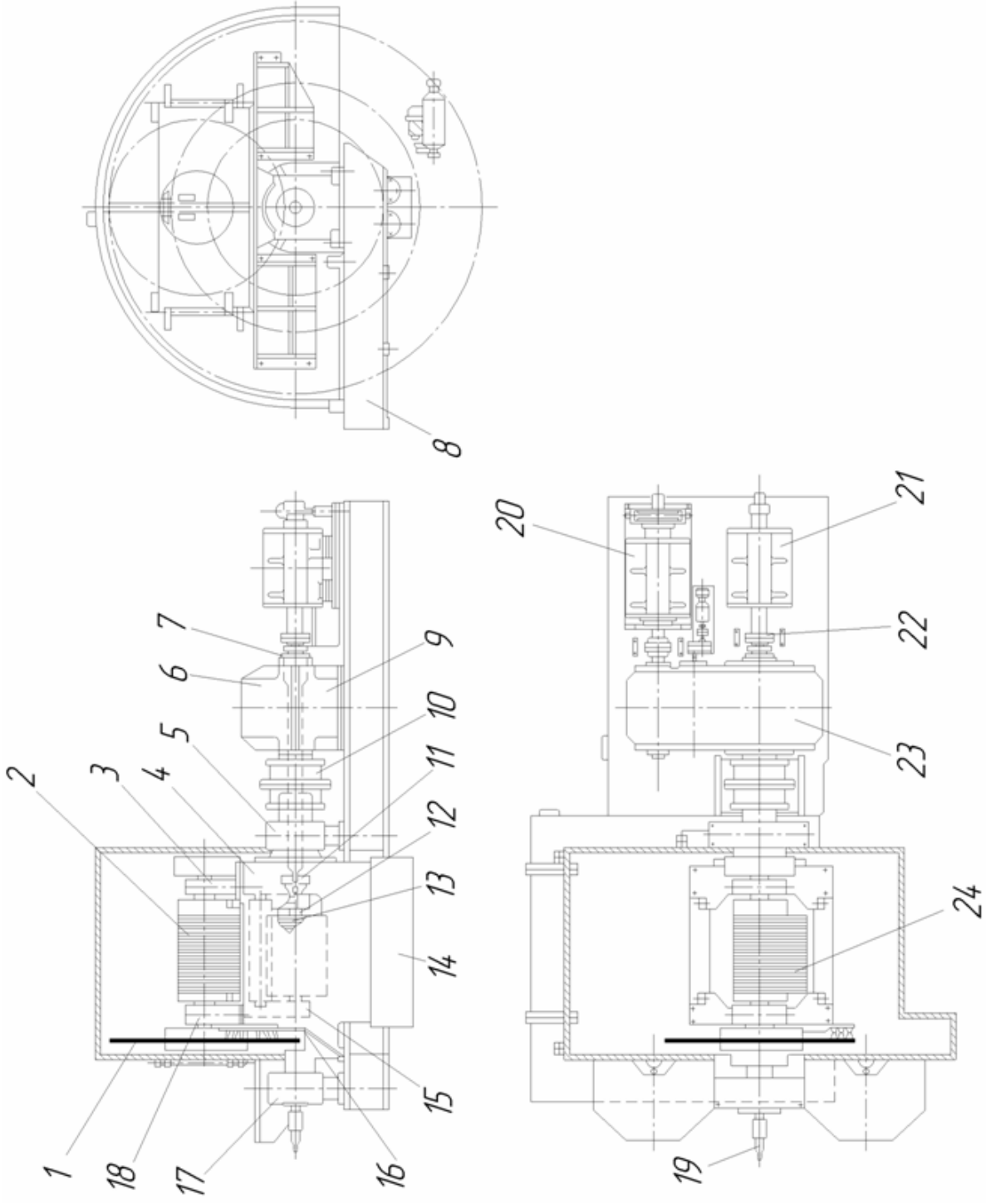


Рисунок 1.1 – Конструкція роторної пили РР 2500/2000

В даний час розроблені та успішно експлуатуються на металургійних підприємствах нашої країни і за кордоном кілька типорозмірів пилок такої конструкції з діаметром диска 1200...2500 мм.

"Вузькі місця" роторної пилки гарячого різання

Найвразливішим місцем є підшипникові вузли касети, тому що мастило вимивається водою і підшипники заклинює. Необхідно у підшипникових вузлах касети створити надлишковий тиск за рахунок впровадження системи мастила масляним туманом (генератор типу ГМТ-200). До впровадження цього заходу необхідно регулярно, не рідше одного разу на зміну прокачувати від ручної станції СРГ всі точки мастила. В експлуатації має три касети: одна працює на пилі, друга в зібраному стані - в запасі, третя в стадії розбирання, ремонт і складання.

1.3.2 Притиск

Прокат під час різання повинен бути зафіксований, щоб виключити аварійні ситуації та затискання диска при зсуві прокату роликів конвеєром під дією зусиль різання. Як показала практика експлуатації пилок, затискач сприяє підвищенню стійкості дисків та якості торців розрізаних перерізів. Застосування роторних пилок вимагає обов'язкового використання фіксуючих пристроїв. Для стаціонарних пилок використовується притиск зображений на рис. 1.2.

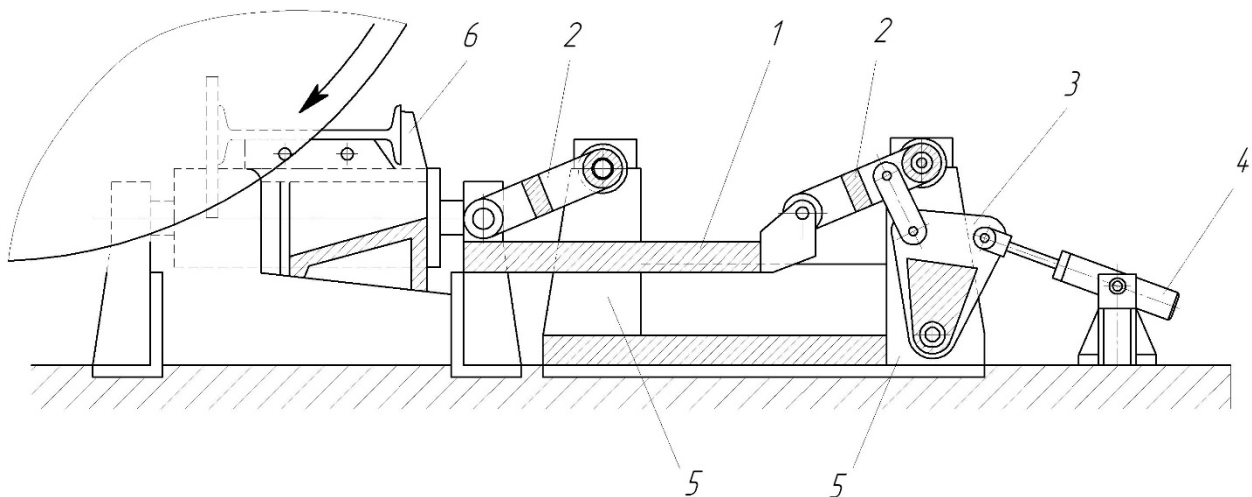


Рисунок 1.2 – Конструкція притиску

Така конструкція або її модифікації поставляються СКМЗ у комплекті з роторними пилками. Притиск складається з підйомного важеля 1 підвішеного до нижніх кінців паралельних кривошипів 2 . Кривошипи укріплені на стійках 5 , причому один з них з'єднаний з циліндром 4 через систему важелів 3 . На кінці важеля встановлений швидкознімний U -подібний порфільний упор 6 з прорізом 50 мм, який своїми виступами при русі підйомного важеля фіксує вгору прокат і піднімає його над рівнем роликового конвеєра. Виступи упору підтримують горизонтальні елементи профілю знизу оберігаючи цим від деформації, а також знімаючи з роликового конвеєра навантаження від зусиль різання. При зміні конфігурації перерізу, що розрізається, в проріз підйомного важеля встановлюється інший упор. Така конструкція забезпечує фіксування пакета заготовок. При роботі вона дозволяє здійснити попередній вигин прокату назустріч диску в горизонтальній та вертикальній площинах і полегшити цим роботу диска за рахунок розкриття пропила.

1.3.3 Упор

Технічна характеристика

Хід, м	5
Час опускання важеля (min), з	1
Енергія поглинається при ударі, Дж	7340
Максимальна швидкість прокату в момент удару не більше, м/с	1
Параметри гвинта механізму пересування, мм:	
діаметр	220
крок	20
Гідроциліндр повороту важеля:	
діаметр поршня, мм	100
хід, мм	320

На рис 1.3 зображено упор встановлений у цеху. У цьому упорі важіль, що коливається, 1 виконаний поворотним з опорами 2 і 3 і врівноважений щодо осі переміщення амортизатором 4. Таким чином, амортизатор винесений із зони дії теплового випромінювання та депфуге удар прокату за рахунок повороту буфера разом із важелем на невеликий кут. У конструкції передбачений також запобіжник 5, що зв'язує амортизатор з кареткою 6. В аварійному випадку при сильному ударі вибирається весь хід амортизатора, потім розривається змінна вставка запобіжник і буфер, провертаючись разом з важелем, пропускає прокат. Робота упору автоматизована шляхом використання кінцевих вимикачів і контактного поворотного прапорця 7 контролює при піднятому важелі наявність прокату на роликовому конвеєрі.

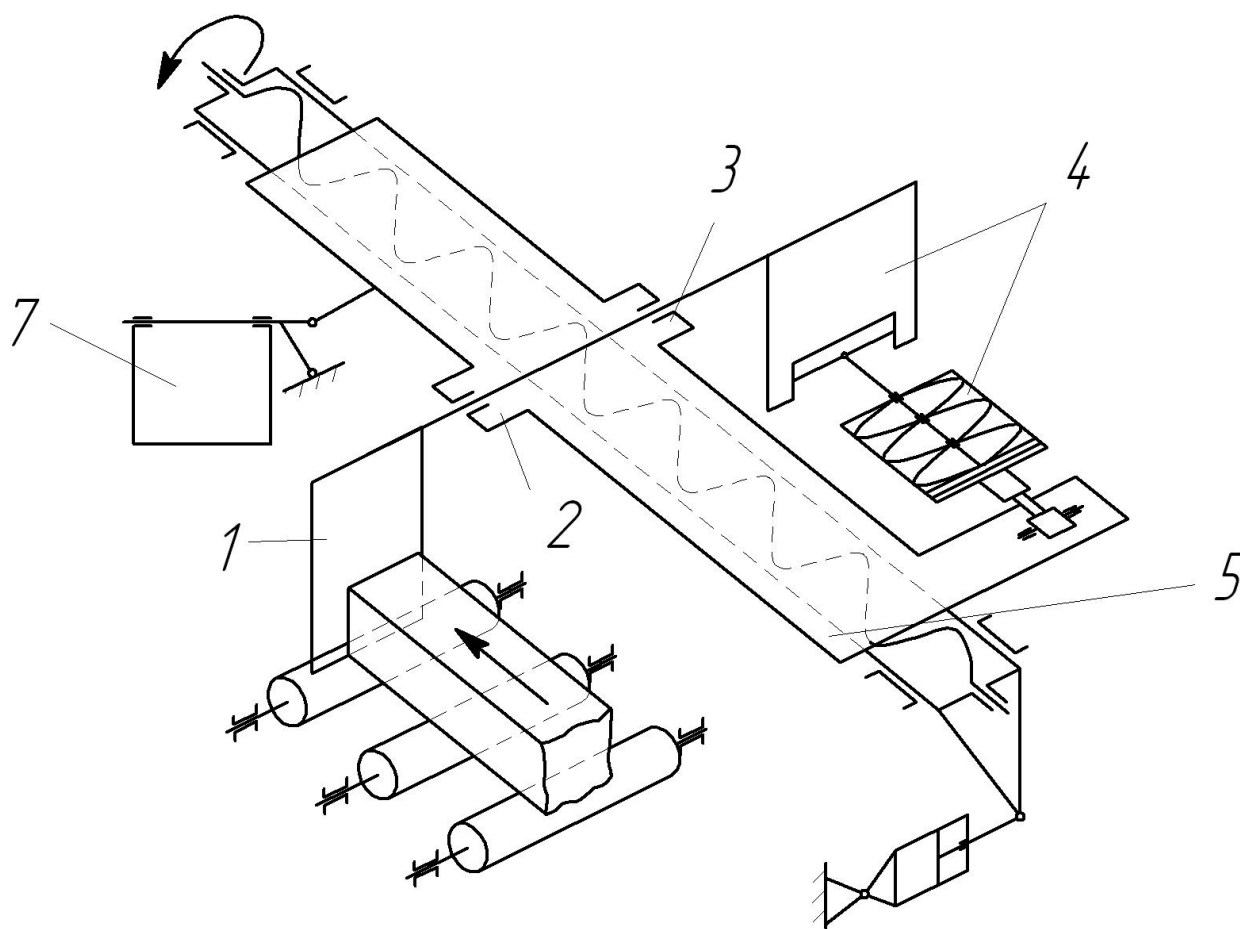


Рисунок 1.3 – Пересувний упор

1.4 “Вузькі місця” цеху та заходи щодо їх усунення

На блюмінгах зливки з відділення нагрівальних колодязів подаються на приймальний рольганг у деяких випадках широким кінцем уперед. Для зменшення "нездорового" металу на ножицях за слябінгом ці зливки прокочують вузьким кінцем вперед, щоб прибуткова частина їх, розташована на широкому кінці, була позаду прокатного слябу.

Для розвороту злитків на 180 ° горизонтальній площині з метою подальшого його напрямку до стану вузьким кінцем служить поворотний стіл.

При експлуатації поворотного столу виникає необхідність частих поточних ремонтів (Т), отже зупинка лінії, що небажано.

Зважаючи на важкі умови роботи обладнання в цеху, на заводах проводять заходи щодо полегшення роботи обладнання шляхом впровадження альтернативного, допоміжного обладнання.

Причиною частих поточних ремонтів є збільшення за останні роки продуктивності, тому на механізми зросло навантаження. Як наслідок, надійність роботи механізмів різко знизилася. Найбільше в несприятливі умови, при даному режимі роботи, потрапив механізм розвороту злитків (поворотний стіл), що і призводить до частих ремонтів і зупинки стану.

Ще однією причиною частих поточних ремонтів є те, що при розвороті злиток знаходиться на поворотному столі відносно тривалий час, при цьому нагріваються підшипники. Для усунення нагріву передбачено водяне охолодження. Цей вид охолодження, як правило, супроводжують течі, а внаслідок витоків виникає корозія металу.

Заходи щодо усунення цієї проблеми можуть зводитися до наступних дій:

- знайти необхідні інженерні рішення щодо модернізації чинного механізму;

- вивчити інші типи механізмів, які б повністю виконували ті ж функції, але більш надійні в експлуатації (знайти альтернативний варіант);
- встановити допоміжні механізми, які б розвантажити поворотний стіл.

2 РОЗРАХУНКОВА ЧАСТИНА

2.1 Визначення геометричних параметрів процесу різання прокату дисковою пилкою

Основною величиною, що характеризує різання прокату на пилах гарячого різання, є товщина зрізу m , що припадає на один зуб диска і визначається формулою

$$m = \frac{U \cdot t_s}{v} \cdot \cos \varphi, \quad (2.1)$$

де $U = 1,5$ м/с – швидкість переміщення центру пильного диска;

$t_s = 80$ мм=0,08 м - крок зубів диска;

$v = 100$ м/с – окружна швидкість пильного диска (швидкість різання);

φ - Кут зустрічі диска із заготівлею.

Кут φ визначається радіусом диска r , вертикальної y та горизонтальною координатами x точки.

Лінійні параметри представлені у вигляді безрозмірних величин:

$$\begin{aligned} \bar{r} &= \frac{r}{R_g} = \frac{1000}{1200} = 0,83; \\ \bar{x} &= \frac{x}{R_g} = \frac{1790}{1200} = 1,49; \\ \bar{y} &= \frac{y}{R_g} = \frac{880}{1200} = 0,73, \end{aligned} \quad (2.2)$$

віднесених до радіусу водила R_g , тобто. до того елемента, величина якого на відміну, наприклад, від радіусу r не може змінюватися в процесі експлуатації пилки.

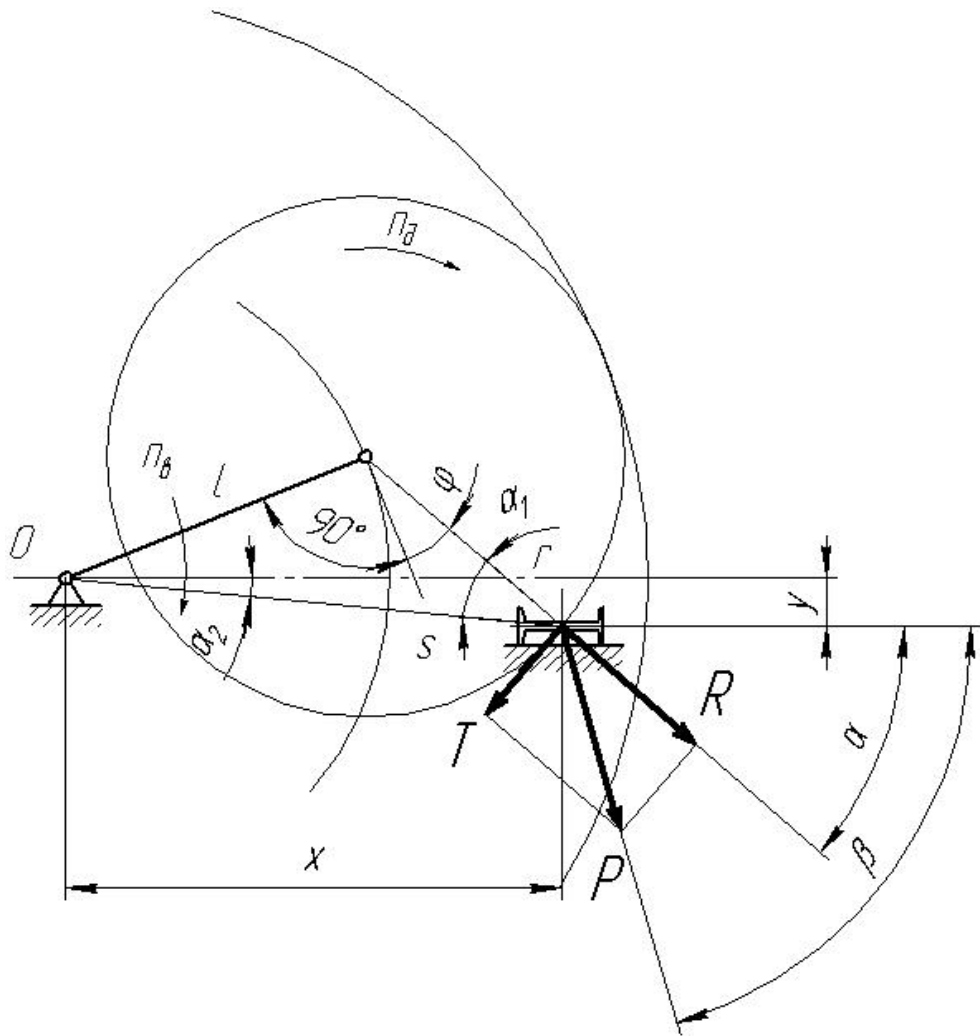


Рисунок 2.1 - Геометричні характеристики процесу різання

Як видно з малюнка кут φ визначається формулою

$$\varphi = \arcsin \frac{\bar{\rho}^2 + \bar{r}^2 - 1}{2\bar{r}} = \arcsin \frac{1,659^2 + 0,83^2 - 1}{2 \cdot 0,83} = \arcsin(0,639) = 39,7^\circ, \quad (2.3)$$

де

$$\bar{\rho} = \sqrt{\bar{x}^2 + \bar{y}^2} = \sqrt{1,49^2 + 0,73^2} = 1,659. \quad (2.4)$$

Розрахункове значення $\varphi = 39,7^\circ$ графічно отримуємо $\varphi = 39,16^\circ$ остаточно застосовуємо розрахункове значення $\varphi = 39,7^\circ$. Підставимо значення φ (2.1)

$$m = \frac{U \cdot t_s}{v} \cdot \cos \varphi = \frac{1,5 \cdot 0,08}{100} \cdot \cos 39,7^\circ = 0,0009 \text{ м} = 0,9 \text{ мм.}$$

Іншими важливими геометричними характеристиками процесу різання на роторних пилках є кути α (β див. рис. 2.1). Кут α визначає положення радіуса вектора диска в зоні різання щодо горизонталі.

$$\alpha = \alpha_1 + \alpha_2 = 27,8^\circ + 25,6^\circ = 53,4^\circ;$$

$$\alpha_1 = \arccos \frac{\bar{\rho}^2 + \bar{r}^2 - 1}{2\bar{\rho}\bar{r}} = \arccos \frac{1,659^2 + 0,83^2 - 1}{2 \cdot 1,659 \cdot 0,83} = \arccos(0.884) = 27,8^\circ; \quad (2.5)$$

$$\alpha_2 = \arctg \frac{\bar{y}}{\bar{x}} = \arctg \frac{0,78}{1,49} = 25,6^\circ, \quad (2.6)$$

а кут β , що називається кутом дії, представляє кут між напрямком сумарного зусилля P та горизонталі.

$$\beta = \alpha + \arctg k = 53,4 + \arctg 0,34 = 71,28^\circ. \quad (2.7)$$

де $k = 0,34$ - коефіцієнт враховує співвідношення радіальної та тангенціальної складових зусилля різання [3].

2.2 Визначення зусиль різання прокату

Загалом різання прокату диском з урахуванням одночасного контакту із заготівлею $n = l/t_s$ зубів зусилля різання визначаються таким чином:

$$T = (93 + 770m + 17h_3) \cdot b \frac{l}{t_s} k_m k_t = (93 + 770 \cdot 0,9 + 17 \cdot 0) \cdot 10 \cdot \frac{269}{80} \cdot 0,6 \cdot 1,3 = 20614,8 \text{ Н}; \quad (2.8)$$

$$R = (157 + 128m + 425h_3) \cdot b \frac{l}{t_s} k_m k_t = (117 + 128 \cdot 0,9 + 425 \cdot 0) \cdot 10 \cdot \frac{269}{80} \cdot 0,6 \cdot 1,3 = 7139,125 \text{ Н}; \quad (2.9)$$

$$P = \sqrt{R^2 + T^2} = \sqrt{7139,125^2 + 20614,8^2} = 21815,98 \text{ Н}. \quad (2.10)$$

де T – тангенціальне зусилля різання;

R - радіальне зусилля різання;

P - Сумарне зусилля різання;

$h_3 = 0$ мм – ширина фаски затуплення задньої грані зубів диска;

$b = 10$ мм – товщина диска;

$l = 269$ мм - дуга різання;

$k_m = 0,6$ - коефіцієнт, що враховує температуру прокату, що розрізається при 850° C [3];

$k_t = 1,3$ - коефіцієнт, що враховує марку сталі перерізу для X18H9T [3].

2.3 Розрахунок приводу механізму обертання диска

Статичний момент на пиляльному диску від зусиль різання

$$M_{cm} = T \cdot r = 20614,8 \cdot 1,0 = 20614,8 \text{ Нм.} \quad (2.11)$$

де $r = 1 \text{ м}$ – радіус пильного диска.

Момент холостого ходу пильного диска визначається як

$$M_{x.x} = 0,1 \cdot M_{cm} = 0,1 \cdot 20614,8 = 2061,48 \text{ Н.} \quad (2.12)$$

Тоді середній момент за час циклу різання

$$M_{cp} = \frac{M_{cm} \cdot t_p + M_{x.x} \cdot t_{x.x}}{t_u} = \frac{20614,8 \cdot 0,32 + 2061,48 \cdot 9,411}{9,731} = 2671,598 \text{ Н} \cdot \text{м}, \quad (2.13)$$

де $t_p = 0,32 \text{ с}$ - час різання;

$t_u = 9,731 \text{ с}$ – час циклу від різку до різку;

$t_{x.x} = 9,411 \text{ с}$ - час від закінчення різку до початку наступного.

Середня потужність електродвигуна

$$N = \frac{M_{cp} \cdot n_n}{9,55 \cdot \eta} = \frac{2671,598 \cdot 450}{9,55 \cdot 0,902} = 139564,1 \text{ Вт} = 139,56 \text{ кВт}, \quad (2.14)$$

де $\eta = 0,902$ - ККД механізму обертання диска.

Номинальна потужність електродвигуна

$$N_n = 1,2 \cdot N_{cp} = 1,2 \cdot 139,56 = 167,477 \text{ кВт.} \quad (2.15)$$

Вибираємо електродвигун постійного струму Д818 з послідовним збудженням, для якого $N_n = 185 \text{ кВт}$, $n_n = 450 \text{ мин}^{-1}$, $I_{я} = 27,5 \text{ кг} \cdot \text{м}^2$

Імпульс моменту, що діє на дисковому валу, що не перекривається моментом електродвигуна:

$$\Delta Q = (M_{cm} - M_{cp}) \cdot t_p = (20614,8 - 2671,598) \cdot 0,32 = 5741,824 \text{ Н} \cdot \text{м/с}, \quad (2.16)$$

та розраховується момент інерції махових мас механізму обертання диска:

$$I = 9,6 \cdot \frac{\Delta Q}{n \cdot j} = 9,6 \cdot \frac{5741,824}{450 \cdot 1} = 122,49 \text{ кг} \cdot \text{м}^2; \quad (2.17)$$

де n - Число обертів диска до різання;

$j=1$ - коефіцієнт враховує ковзання електродвигуна.

Необхідний маховий момент механізму обертання диска розраховується із співвідношення

$$GD^2_{\text{треб}} = 4g \cdot I = 4 \cdot 9,81 \cdot 122,49 = 4806,596 \text{ Н} \cdot \text{м}^2. \quad (2.18)$$

На заключному етапі розрахунку механізму порівнюються $GD^2_{\text{треб}}$ та GD^2_m , що забезпечуються механізмом обертання диска. Маховий момент визначається як сума махових моментів кожного елемента, що бере участь у створенні кінетичної енергії.

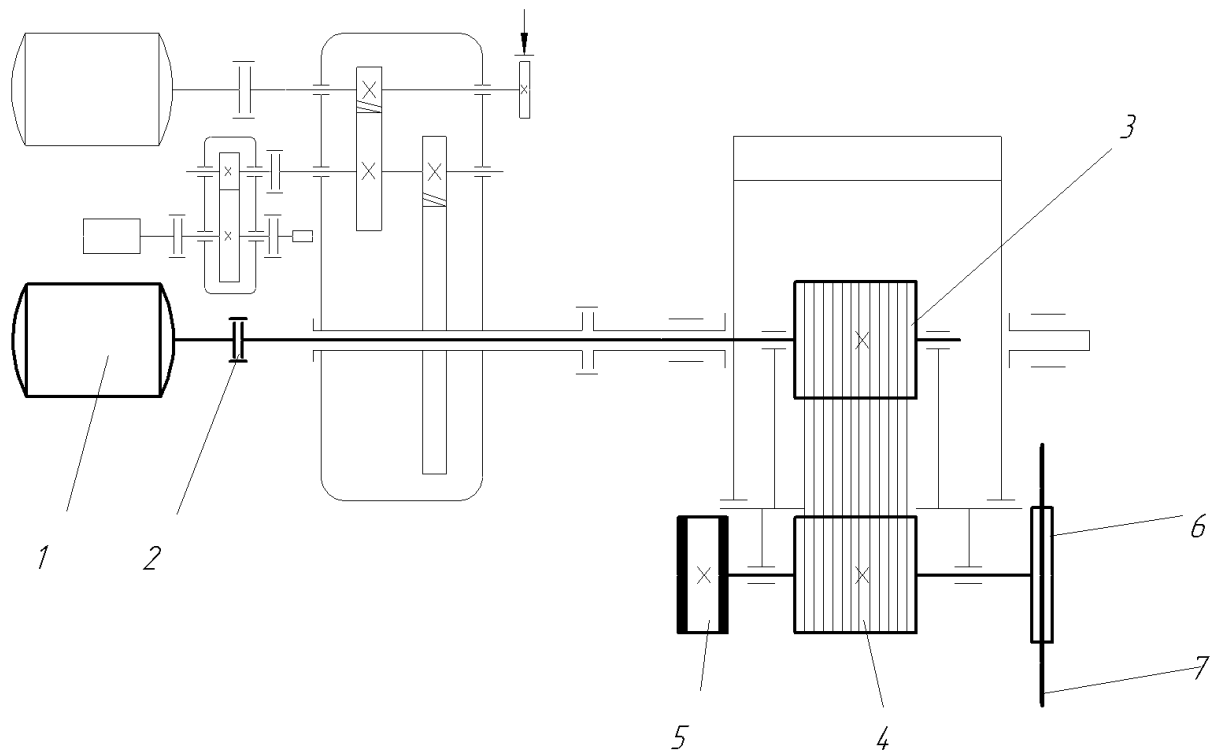


Рисунок 2.2 – Кінематична схема механізму обертання диска

$$GD^2_{\text{м}} = GD^2_{\text{я}} + GD^2_2 + GD^2_3 + (GD^2_4 + GD^2_5 + GD^2_6 + GD^2_7) / i^2. \quad (2.19)$$

де

$$GD^2_{\text{я}} = I \cdot 4g = 27,5 \cdot 4 \cdot 9,81 = 1079,1 \text{ Н} \cdot \text{м}^2 - \text{маховий момент якоря двигуна};$$

$$GD^2_2 = I \cdot 4g = 2,25 \cdot 4 \cdot 9,81 = 88,29 \text{ Н} \cdot \text{м}^2 - \text{маховий момент муфти};$$

Наступні моменти інерції визначимо за допомогою тривимірного твердотільного моделювання КОМПАС – 3 D V 16 Plus .

$GD^2_3 = I \cdot 4g = 268,061 \cdot 4 \cdot 9,81 = 10518,713 \text{ Н} \cdot \text{м}^2$ - маховий момент приводного шківів;

$$GD^2_4 = I \cdot 4g = 315,6 \cdot 4 \cdot 9,81 = 12384,144 \text{ Н} \cdot \text{м}^2 - \text{маховий момент шківів};$$

$$GD^2_5 = I \cdot 4g = 96,55 \cdot 4 \cdot 9,81 = 3788,622 \text{ Н} \cdot \text{м}^2 - \text{маховий момент маховика};$$

$GD^2_6 = I \cdot 4g = 240,14 \cdot 4 \cdot 9,81 = 9423,093 \text{ Н} \cdot \text{м}^2$ - маховий момент планшайби;

$GD^2_7 = I \cdot 4g = 93,44 \cdot 4 \cdot 9,81 = 3666,589 \text{ Н} \cdot \text{м}^2$ - маховий момент пильного диска.

Таким чином підставивши значення махових моментів (2.19) отримаємо

$$GD^2_m = 1079,1 + 88,29 + 10518,713 + (12384,144 + 3788,622 + 9423,093 + 3666,589) / 0,912^2 = 46868,139 \text{ Н} \cdot \text{м}^2 > 4806,596 \text{ Н} \cdot \text{м}^2$$

Умова $GD^2_m > GD^2_{\text{треб}}$ виконується.

2.4 Розрахунок приводу механізму подачі диска

Статичний момент

$$M_{cm} = T \cdot R_g \cdot (k \cdot \cos \varphi + \sin \varphi) = 20614,8 \cdot 1,2 \cdot (0,34 \cdot \cos 37,9^\circ + \sin 37,9^\circ) = 22273,08 \text{ Н} \cdot \text{м} \quad (2.20)$$

де $R_g = 1,2 \text{ м}$ - радіус водила;

$$k = \frac{R}{T} = \frac{7139,125}{20614,8} = 0,34 - \text{Коефіцієнт враховує співвідношення радіальної та тангенціальної складових зусилля різання.}$$

Приведений до валу електродвигуна статичний момент від сил різання

Приведений до валу електродвигуна статичний момент від сил різання

$$M_{np} = \frac{M_{cm}}{i \cdot \eta} = \frac{22273,08}{27,06 \cdot 0,92} = 894,673 \text{ Н} \cdot \text{м}, \quad (2.21)$$

де $\eta = 0,92$ - ККД механізму подачі;

$i=27,06$ – передавальне число редуктора механізму подачі.

Попередньо визначимо потужність двигуна подачі

$$N = \frac{M_{np} \cdot n}{9550} = \frac{894,673 \cdot 440}{9550} = 41,196 \text{ кВт}. \quad (2.22)$$

Зважаючи на те, даний розрахунок потужності є попереднім і йому будуть перевірка на перегрів і уточнений розрахунок потужності вибираємо свідомо велику потужність двигуна постійного струму Д818 з послідовним збудженням, для якого $N_n = 185 \text{ кВт}$, $n_n = 450 \text{ мин}^{-1}$, $I_{я} = 27,5 \text{ кг/м}^2$.

При розгоні до основної швидкості та гальмування з основної швидкості до зупинки динамічний момент

$$M_{cp.n} = 2M_n = 2 \cdot 3926,111 = 7852,222 \text{ Н} \cdot \text{м}, \quad (2.23)$$

де M_n - номінальний момент електродвигуна

$$M_n = 9550 \frac{N_n}{n} = 9550 \cdot \frac{185}{450} = 3926,111 \text{ Н} \cdot \text{м}. \quad (2.24)$$

Момент холостого ходу механізму подачі

$$M_{x.x} = 0,1 \cdot M_n = 0,1 \cdot 3926,111 = 392,611 \text{ Н} \cdot \text{м}$$

Тривалість періодів розгону та гальмування

$$t_{p(m)} = \frac{GD^2 \Delta n}{375 \cdot (M_{cp.n} - M_{x.x})}, \quad (2.25)$$

де Δn - Зміна швидкості електродвигуна в аналізованому періоді розгону або гальмування;

GD^2 - Сумарний маховий момент механізму подачі, наведений до валу електродвигуна.

Кінематична схема механізму подачі представлена на рис. 2.3

$$\begin{aligned}
 GD^2 &= GD_1^2 + GD_2^2 + GD_3^2 + GD_4^2 + (GD_5^2 + GD_6^2 + GD_7^2 + GD_{11}^2) / i_1^2 + \\
 &+ (GD_8^2 + GD_9^2 + GD_{10}^2 + GD_{12}^2 + GD_{13}^2 + GD_{14}^2 + GD_{15}^2 + GD_{16}^2) / (i_1 \cdot i_2)^2 = \\
 &= 1079,1 + 88,29 + 7,848 + 23,544 + (2562,372 + 1,962 + 0,007 + 6,278) / 4,18^2 + \\
 &+ (1,962 + 1,962 + 62,784 + 26706,744 + 2786,04 + 4102,56 + 4334,058 + \\
 &+ 941634,432) / (4,18 \cdot 5,6)^2 = 5199,463 \text{ Н} \cdot \text{м}^2
 \end{aligned}$$

де

$$GD_1^2 = I \cdot 4g = 27,5 \cdot 4 \cdot 9,81 = 1079,1 \text{ Н} \cdot \text{м}^2 - \text{маховий момент якоря двигуна};$$

$$GD_2^2 = I \cdot 4g = 2,25 \cdot 4 \cdot 9,81 = 88,29 \text{ Н} \cdot \text{м}^2 - \text{маховий момент муфти};$$

Наступні моменти інерції визначимо за допомогою тривимірного твердотільного моделювання КОМПАС – 3 D V 6 Plus .

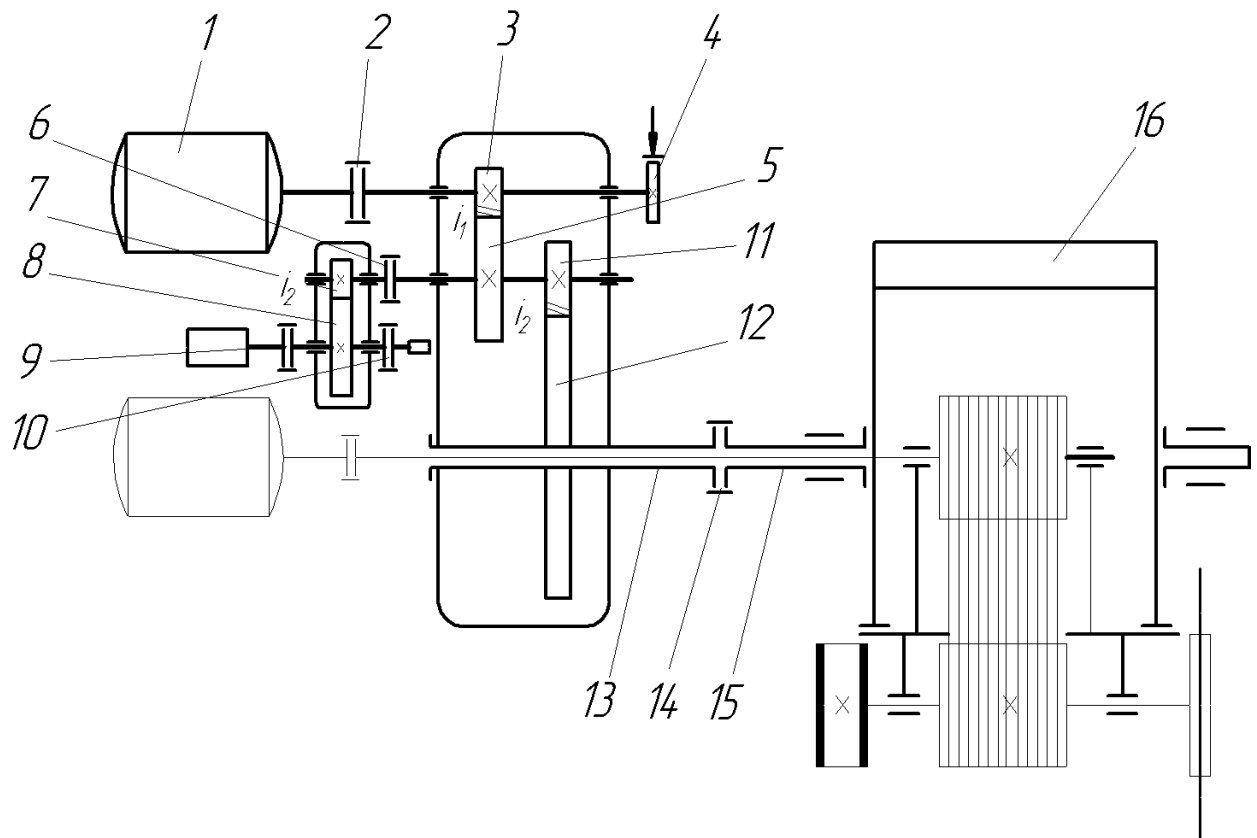
$$GD_3^2 = I \cdot 4g = 0,2 \cdot 4 \cdot 9,81 = 7,848 \text{ Н} \cdot \text{м}^2 - \text{маховий момент шестірни};$$

$$GD_4^2 = I \cdot 4g = 0,6 \cdot 4 \cdot 9,81 = 23,544 \text{ Н} \cdot \text{м}^2 - \text{маховий момент шківів гальма};$$

$$GD_5^2 = I \cdot 4g = 65,3 \cdot 4 \cdot 9,81 = 2562,372 \text{ Н} \cdot \text{м}^2 - \text{маховий момент}$$

зубчастого колеса;

$$GD_6^2 = I \cdot 4g = 0,05 \cdot 4 \cdot 9,81 = 1,962 \text{ Н} \cdot \text{м}^2 - \text{маховий момент муфти};$$



Малюнок 2.3 – Кінематична схема механізму подачі

$$GD^2_7 = I \cdot 4g = 0,0002 \cdot 4 \cdot 9,81 = 0,007 \text{ Н} \cdot \text{м}^2 - \text{маховий момент шестірні};$$

$GD^2_8 = I \cdot 4g = 0,16 \cdot 4 \cdot 9,81 = 6,278 \text{ Н} \cdot \text{м}^2 - \text{маховий момент зубчастого колеса};$

$$GD^2_9 = I \cdot 4g = 0,05 \cdot 4 \cdot 9,81 = 1,962 \text{ Н} \cdot \text{м}^2 - \text{маховий момент муфти};$$

$$GD^2_{10} = I \cdot 4g = 0,05 \cdot 4 \cdot 9,81 = 1,962 \text{ Н} \cdot \text{м}^2 - \text{маховий момент муфти};$$

$$GD^2_{11} = I \cdot 4g = 1,6 \cdot 4 \cdot 9,81 = 62,784 \text{ Н} \cdot \text{м}^2 - \text{маховий момент шестірні};$$

$GD^2_{12} = I \cdot 4g = 680,6 \cdot 4 \cdot 9,81 = 26706,744 \text{ Н} \cdot \text{м}^2 - \text{маховий момент зубчастого колеса};$

$GD^2_{13} = I \cdot 4g = 70 \cdot 4 \cdot 9,81 = 2786,04 \text{ Н} \cdot \text{м}^2 - \text{маховий момент тихохідного валу};$

$$GD^2_{14} = I \cdot 4g = 104,56 \cdot 4 \cdot 9,81 = 4102,56 \text{ Н} \cdot \text{м}^2 - \text{маховий момент муфти};$$

$GD^2_{15} = I \cdot 4g = 110,45 \cdot 4 \cdot 9,81 = 4334,058 \text{ Н} \cdot \text{м}^2$ - маховий момент проміжного валу;

$GD^2_{16} = I \cdot 4g = 23996,8 \cdot 4 \cdot 9,81 = 941634,432 \text{ Н} \cdot \text{м}^2$ - Маховий момент водила.

Таким чином отримаємо

$$t_{p(m)} = \frac{GD^2 \Delta n}{375 \cdot (M_{дин} - M_{x.x})} = \frac{5199,463 \cdot 440}{375 \cdot (7852,222 - 392,611)} = 0,92 \text{ с};$$

З міркувань швидкості спрацьовування системи керування двигуном приймаємо $t_{p(m)} = 2 \text{ с}$.

Побудуємо навантажувальну діаграму двигуна механізму подачі (рис. 2.4).

Визначимо динамічні моменти, що виникають у період розгону та гальмування (1-а та 5-а ділянка навантажувальної діаграми)

$$M_{дин} = I \cdot \frac{\Delta w}{t} = 132,49 \cdot \frac{46,05}{2} = 3050,81 \text{ Н} \cdot \text{м}; \quad (2.26)$$

Визначимо за навантажувальною діаграмою загальний момент

Для ділянки №1:

$$M = M_{ст} + M_{дин} = 0 + 3050,81 = 3050,81 \text{ Н} \cdot \text{м};$$

Для ділянки №2:

$$M = M_{ст} + M_{дин} = 0 + 0 = 0 \text{ Н} \cdot \text{м};$$

Для ділянки №3:

$$M = M_{ст} + M_{дин} = 894,673 + 0 = 894,673 \text{ Н} \cdot \text{м};$$

Для ділянки №4:

$$M = M_{ст} + M_{дин} = 0 + 0 = 0 \text{ Н} \cdot \text{м};$$

Для ділянки №5:

$$M = M_{ct} + M_{дин} = 0 + 3050,81 = 3050,81 \text{ Н} \cdot \text{м};$$

Визначимо еквівалентний момент

$$M_{\text{э}} = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^6 M_i^2 \cdot t_i}{t_p}} = \sqrt{\frac{3050,81^2 \cdot 2 + 894,673^2 \cdot 0,32 + 3050,81^2 \cdot 2}{9,731}} = \quad (2.27)$$

$$= 1962,706 \text{ Н} \cdot \text{м};$$

де M_i - момент на i – ом ділянці навантажувальної діаграми;

t_i - Тривалість i – го ділянки навантажувальної діаграми;

t_p - час роботи двигуна протягом циклу;

Визначимо потужність електродвигуна

$$N = \frac{M_{\text{э}} \cdot n}{9550 \cdot \eta} = \frac{1962,706 \cdot 440}{9550 \cdot 0,92} = 105,525 \text{ кВт}; \quad (2.28)$$

Залишаємо двигун постійного струму Д818 з послідовним збудженням, для якого $N_n = 185 \text{ кВт}$, $n_n = 450 \text{ мин}^{-1}$, $I_{\text{я}} = 27,5 \text{ кг/м}^2$.

Проведемо перевірку двигуна на перевантаження

$$\lambda = \frac{M_{\text{max}}}{M_n} = \frac{3050,81}{3926,111} = 0,77 < 2. \quad (2.29)$$

Умова виконується.

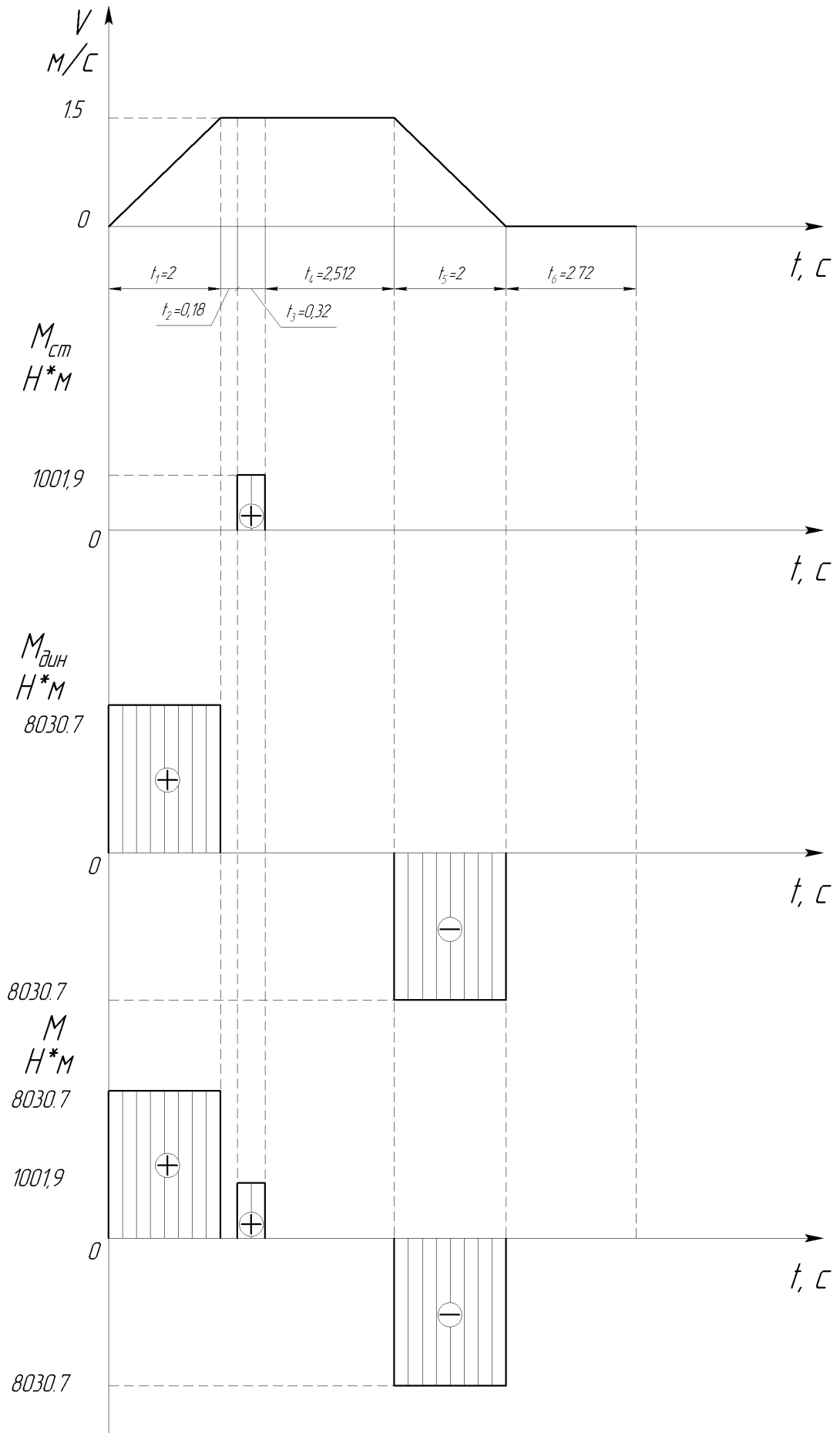


Рисунок 2.4 – Навантажувальна діаграма приводу механізму подачі

Проведемо перевірку на перегрів електродвигуна із умови $N_g \leq N_H$

$$N_g = k_3 \cdot \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^6 M_i^2 \cdot t_i \cdot w_i^2}{\sum_{i=1}^6 \beta_i \cdot t_i}}; \quad (2.30)$$

де $k_3 = 1,2$ - коефіцієнт запасу;

w_i - швидкість двигуна на даній ділянці діаграми:

$$w_1 = \frac{\pi \cdot n_0 + \pi \cdot n_2}{30 \cdot 2} = \frac{3,14 \cdot 0 + 3,14 \cdot 440}{30 \cdot 2} = 23,025 \text{ c}^{-1},$$

$$w_2 = \frac{\pi \cdot n_2}{30} = \frac{3,14 \cdot 440}{30} = 46,05 \text{ c}^{-1},$$

$$w_3 = \frac{\pi \cdot n_3}{30} = \frac{3,14 \cdot 440}{30} = 46,05 \text{ c}^{-1},$$

$$w_4 = \frac{\pi \cdot n_4}{30} = \frac{3,14 \cdot 440}{30} = 46,05 \text{ c}^{-1},$$

$$w_1 = \frac{\pi \cdot n_4 + \pi \cdot n_6}{30 \cdot 2} = \frac{3,14 \cdot 440 + 3,14 \cdot 0}{30 \cdot 2} = 23,025 \text{ c}^{-1}.$$

β_i - Коефіцієнт погіршення теплопередачі на кожній ділянці діаграмі:

$$\beta_1 = \beta_0 + (1 - \beta_0) \frac{w_1}{w_H} = 0,3 + (1 - 0,3) \cdot \frac{23,025}{47,1} = 0,642,$$

$$\beta_2 = \beta_0 + (1 - \beta_0) \frac{w_2}{w_H} = 0,3 + (1 - 0,3) \cdot \frac{46,05}{47,1} = 0,984,$$

$$\beta_3 = \beta_0 + (1 - \beta_0) \frac{w_3}{w_H} = 0,3 + (1 - 0,3) \cdot \frac{46,05}{47,1} = 0,984,$$

$$\beta_4 = \beta_0 + (1 - \beta_0) \frac{w_4}{w_H} = 0,3 + (1 - 0,3) \cdot \frac{46,05}{47,1} = 0,984,$$

$$\beta_5 = \beta_0 + (1 - \beta_0) \frac{w_5}{w_n} = 0,3 + (1 - 0,3) \cdot \frac{23,025}{47,1} = 0,642,$$

$$\beta_6 = \beta_0 + (1 - \beta_0) \frac{w_6}{w_n} = 0,3 + (1 - 0,3) \cdot \frac{0}{47,1} = 0,3.$$

$$N_9 = 1,2 \cdot \sqrt{\frac{2 \cdot 3050,81^2 \cdot 2 \cdot 23,025^2 + 894,673^2 \cdot 0,5 \cdot 46,05^2}{2 \cdot 0,642 \cdot 2 + 2,692 \cdot 0,984 + 2,72 \cdot 0,3}} = 65,54 \text{ кВт} < 185 \text{ кВт}.$$

Умова виконується, остаточно приймаємо двигун постійного струму Д818 з послідовним збудженням, для якого $N_n = 185 \text{ кВт}$ $n_n = 450 \text{ мин}^{-1}$, $I_я = 27,5 \text{ кг/м}^2$.

2.5 Перевірка валу приводного шківa на втомну міцність

Визначимо зусилля на вал приводного шківa, таким є зусилля натягу ременя. Схема силових параметрів клинопасової передачі представлена на рис. 2.5

$$F_n = 2F_0 \sin(\varphi / 2), \quad (2.31)$$

де F_0 – сила попереднього натягу ременя;

$$F_0 = \sigma_0 \cdot S_0 \cdot z = 0,135 \cdot 10^6 \cdot 692 \cdot 10^{-6} \cdot 24 = 22423,0 \text{ Н}, \quad (2.32)$$

$\sigma_0 = 0,135 \cdot 10^6 \text{ Па}$ - Початкова напруга в ремені [5];

$S_0 = 692 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2$ - Площа поперечного перерізу одного ременя Д-4750Т [5];

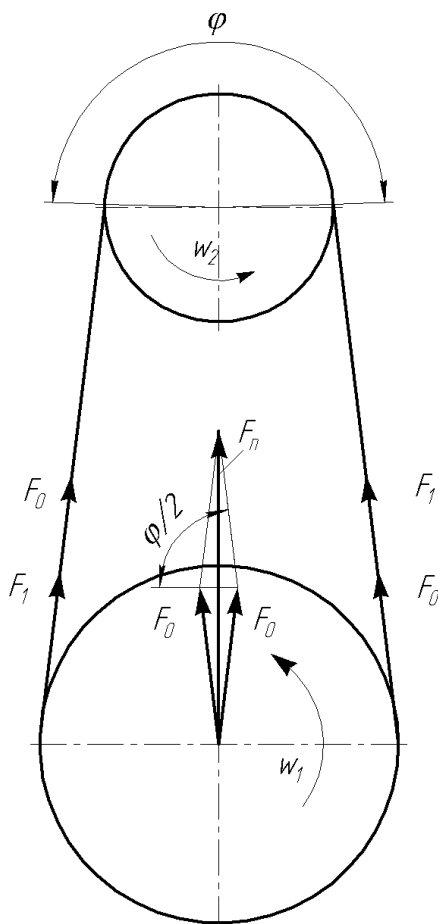


Рисунок 2.5 – Силові параметри клинопасової передачі

z - кількість ременів.

φ - найменший кут обхвату малого шківів

$$\varphi = 180^\circ - [(D_1 - D_2) / a] \cdot 60^\circ = 180^\circ - [(0,8 - 0,73) / 1,2] \cdot 60^\circ = 176,5^\circ; \quad (2.33)$$

$D_1 = 0,8\text{ м}$ - Діаметр приводного шківів ;

$D_2 = 0,73\text{ м}$ - Діаметр приводного шківів;

$a = 1,2\text{ м}$ - міжосьова відстань.

$$F_n = 2F_0 \sin(\varphi / 2) = 2 \cdot 2242,08 \cdot \sin(176,5^\circ / 2) = 4482,068\text{ Н}.$$

Вал розглядаємо як балку на шарнірорухомих шарнірах. Розрахункова схема представлена на рис. 2.6.

Визначимо реакції в опорах

$$\text{З умови } \sum_{i=1}^3 M_{iB} = 0$$

$$-F_n / 2 \cdot 260 - F_n / 2 \cdot (260 + 830) + R_E \cdot (2 \cdot 260 + 830) = 0,$$

$$R_E = \frac{F_n / 2 \cdot 260 + F_n / 2(260 + 830)}{2 \cdot 260 + 830} = \frac{4482,068 / 2 \cdot 260}{2 \cdot 260 + 830} + \\ + \frac{4482,068 / 2 \cdot (260 + 830)}{2 \cdot 260 + 830} = 2241,034 \text{ Н,}$$

$$\text{З умови } \sum_{i=1}^3 M_{iE} = 0$$

$$F_n / 2 \cdot 260 + F_n / 2 \cdot (260 + 830) - R_B \cdot (2 \cdot 260 + 830) = 0,$$

$$R_B = \frac{F_n / 2 \cdot 260 + F_n / 2(260 + 830)}{2 \cdot 260 + 830} = \frac{4482,068 / 2 \cdot 260}{2 \cdot 260 + 830} + \\ + \frac{4482,068 / 2 \cdot (260 + 830)}{2 \cdot 260 + 830} = 2241,034 \text{ Н,}$$

Перевірка

$$\sum_{i=1}^4 Y_i = F_n / 2 + F_n / 2 + R_B + R_E = 4482,068 / 2 + 4482,068 / 2 + 2241,034 + \\ + 2241,034 = 0.$$

Визначимо згинальні моменти

$$M_C = F_n / 2 \cdot 0,26 = 2241,034 \cdot 0,26 = 582,67 \text{ Н} \cdot \text{м}, \quad (2.34)$$

$$M_D = F_n / 2 \cdot 0,26 = 2241,034 \cdot 0,26 = 582,67 \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

Епюра згинальних моментів представлена на рис. 2.6.

Визначимо крутний момент переданий валом

$$T = 9550 \frac{N_d}{n} = 9550 \frac{185}{450} = 3926,111 \text{ Н} \cdot \text{м}, \quad (2.35)$$

де $N_d = 185 \text{ кВт}$ - Потужність електродвигуна;

$n = 450 \text{ мин}^{-1}$ - Частота електродвигуна;

Епюра моментів, що крутять, представлена на рис. 2.6.

Визначимо наведені (розрахункові) моменти

Так як в розрахунках на втомну міцність братиме участь тільки ділянка валу АС тому що крутний момент на цій ділянці максимальний епюри моментів для решти валу будувати не доцільно.

$$M_A = \sqrt{M_A^2 + T^2} = \sqrt{0^2 + 3926,111^2} = 3926,111 \text{ Н} \cdot \text{м}, \quad (2.36)$$

$$M_B = \sqrt{M_B^2 + T^2} = \sqrt{0^2 + 3926,111^2} = 3926,111 \text{ Н} \cdot \text{м},$$

$$M_C = \sqrt{M_C^2 + T^2} = \sqrt{582,67^2 + 3926,111^2} = 3969,112 \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

Епюра наведених (розрахункових) моментів подано на рис. 2.6.

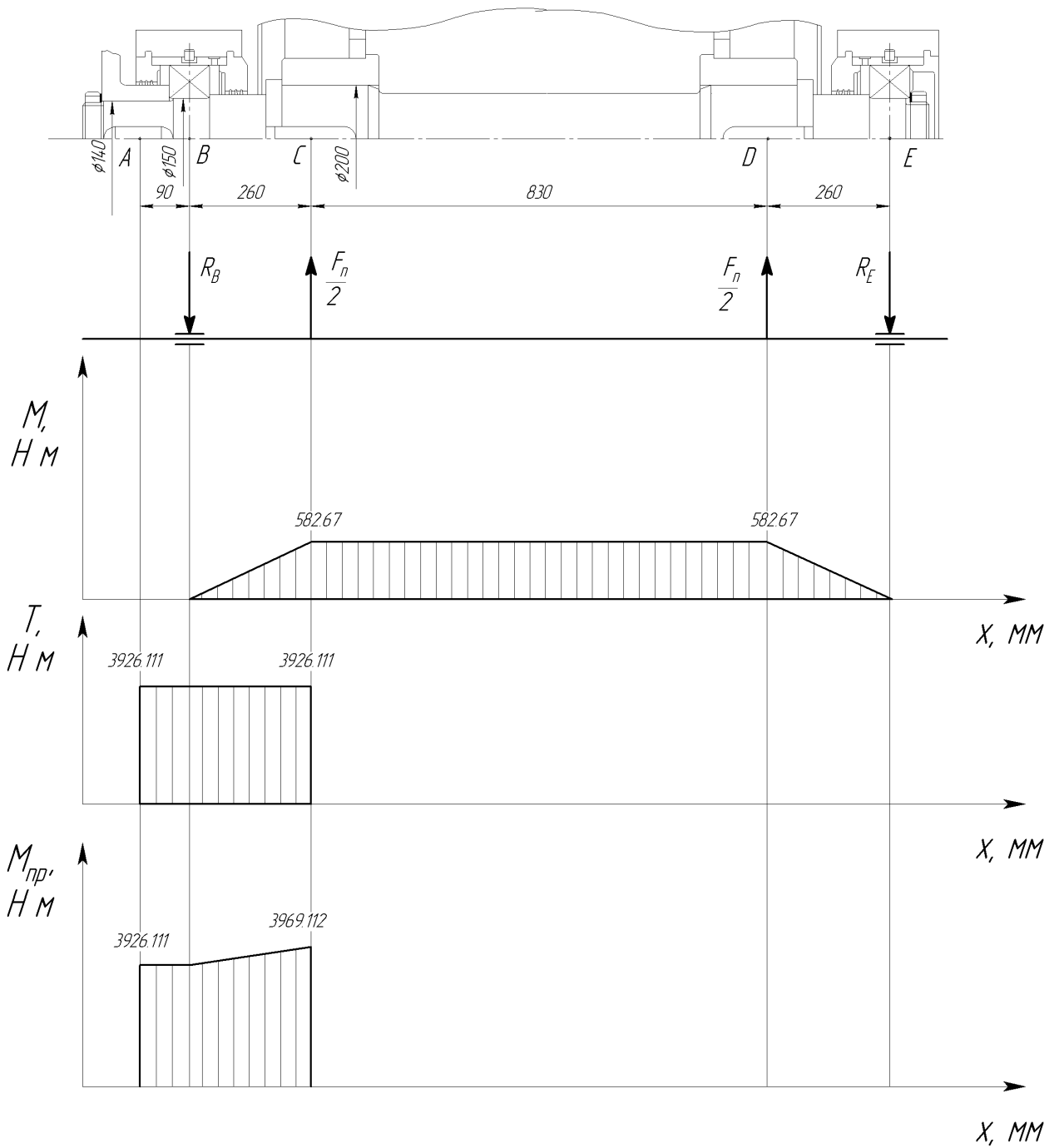


Рисунок 2.6 – Розрахункові схеми та епюри моментів приводного валу

Проведемо перевірку валу на втомну міцність.

Матеріал валу – сталь 45 ($\sigma_s = 790 \text{ МПа}$, $\sigma_{-1} = 360 \text{ МПа}$, $\tau_{-1} = 200 \text{ МПа}$).

Перетин А Напруги вигину

$$\sigma_a = \sigma_u = \frac{M_{npA}}{0,1 \cdot d^3} = \frac{3926,111 \cdot 10^3}{0,1 \cdot 140^3} = 14,307 \text{ МПа.} \quad (2.37)$$

Напруження крутіння

$$\tau_a = \tau_m = \frac{0,5 \cdot T}{0,2 \cdot d^3} = \frac{0,5 \cdot 3926,111 \cdot 10^3}{0,2 \cdot 140^3} = 3,57 \text{ МПа.} \quad (2.38)$$

Знайдемо коефіцієнти концентрації напруг у перерізі А

$$(K_\sigma)_D = \frac{(K_\sigma / K_d + K_F - 1)}{K_V} = \frac{(4,2 + 1 - 1)}{1} = 4,2; \quad (2.39)$$

$$(K_\tau)_D = \frac{(K_\tau / K_d + K_F - 1)}{K_V} = \frac{(2,9 + 1 - 1)}{1} = 2,9. \quad (2.40)$$

Межі витривалості валу в перерізі А

$$(\sigma_{-1})_D = \frac{\sigma_{-1}}{(K_\sigma)_D} = \frac{360}{4,2} = 85,7 \text{ МПа;} \quad (2.41)$$

$$(\tau_{-1})_D = \frac{\tau_{-1}}{(K_\tau)_D} = \frac{200}{2,9} = 68,9 \text{ МПа.} \quad (2.42)$$

Коефіцієнти запасу міцності валу за нормальними і дотичними напругами

$$S_\sigma = \frac{(\sigma_{-1})_D}{\sigma_a} = \frac{85,7}{14,307} = 5,99; \quad (2.43)$$

$$S_\tau = \frac{(\tau_{-1})_D}{\tau_a} = \frac{68,9}{3,57} = 19,2. \quad (2.44)$$

Розрахунковий коефіцієнт запасу міцності валу в перерізі А

$$S = \frac{S_\sigma \cdot S_\tau}{\sqrt{S_\sigma^2 + S_\tau^2}} = \frac{5,99 \cdot 19,2}{\sqrt{5,99^2 + 19,2^2}} = 5,71 > [S] = 1,8. \quad (2.45)$$

Опір втоми валу в перерізі А забезпечується.

Перетин при рівному з перетином А наведеному моменті має більший радіус, отже перевірки на втомну міцність не потребує.

Перетин С Напруги вигину

$$\sigma_a = \sigma_u = \frac{M_{nC}}{0,1 \cdot d^3} = \frac{3969,112 \cdot 10^3}{0,1 \cdot 200^3} = 4,96 \text{ МПа}.$$

Напруження крутіння

$$\tau_a = \tau_m = \frac{0,5 \cdot T}{0,2 \cdot d^3} = \frac{0,5 \cdot 3926,111 \cdot 10^3}{0,2 \cdot 200^3} = 1,22 \text{ МПа}.$$

Знайдемо коефіцієнти концентрації напруги в перерізі С

$$(K_\sigma)_D = \frac{(K_\sigma / K_d + K_F - 1)}{K_V} = \frac{(4,2 + 1 - 1)}{1} = 4,2;$$

$$(K_\tau)_D = \frac{(K_\tau / K_d + K_F - 1)}{K_V} = \frac{(2,9 + 1 - 1)}{1} = 2,9.$$

Межі витривалості валу в перерізі А

$$(\sigma_{-1})_D = \frac{\sigma_{-1}}{(K_\sigma)_D} = \frac{360}{4,2} = 85,7 \text{ МПа};$$

$$(\tau_{-1})_D = \frac{\tau_{-1}}{(K_\tau)_D} = \frac{200}{2,9} = 68,9 \text{ МПа}.$$

Коефіцієнти запасу міцності валу за нормальними і дотичними напругами

$$S_\sigma = \frac{(\sigma_{-1})_D}{\sigma_a} = \frac{85,7}{4,96} = 17,27;$$

$$S_\tau = \frac{(\tau_{-1})_D}{\tau_a} = \frac{68,9}{1,22} = 56,4.$$

Розрахунковий коефіцієнт запасу міцності валу в перерізі С

$$S = \frac{S_\sigma \cdot S_\tau}{\sqrt{S_\sigma^2 + S_\tau^2}} = \frac{17,27 \cdot 56,4}{\sqrt{17,27^2 + 56,4^2}} = 16,5 > [S] = 1,8$$

Опір втоми валу в перерізі С забезпечується.

2.6 Розрахунок фундаменту

Вихідні дані:

$$G_m = 67800,5 \text{ кг};$$

$$P_{mex} = 19230 \text{ Н};$$

$$M_{опр} = 42360 \text{ Нм}.$$

Визначаємо геометричні параметри фундаменту (схема фундаменту представлена на рис. 2.1):

$$a' = 6400 + 2 \cdot n = 6400 + 2 \cdot 100 = 6600 \text{ мм},$$

$$b' = 10185 + 2 \cdot n = 10185 + 2 \cdot 100 = 10385 \text{ мм},$$

$$a'' = 6600 + 2 \cdot n' = 6600 + 2 \cdot 200 = 7000 \text{ мм},$$

$$b'' = 10385 + 2 \cdot n' = 10385 + 2 \cdot 200 = 10785 \text{ мм}.$$

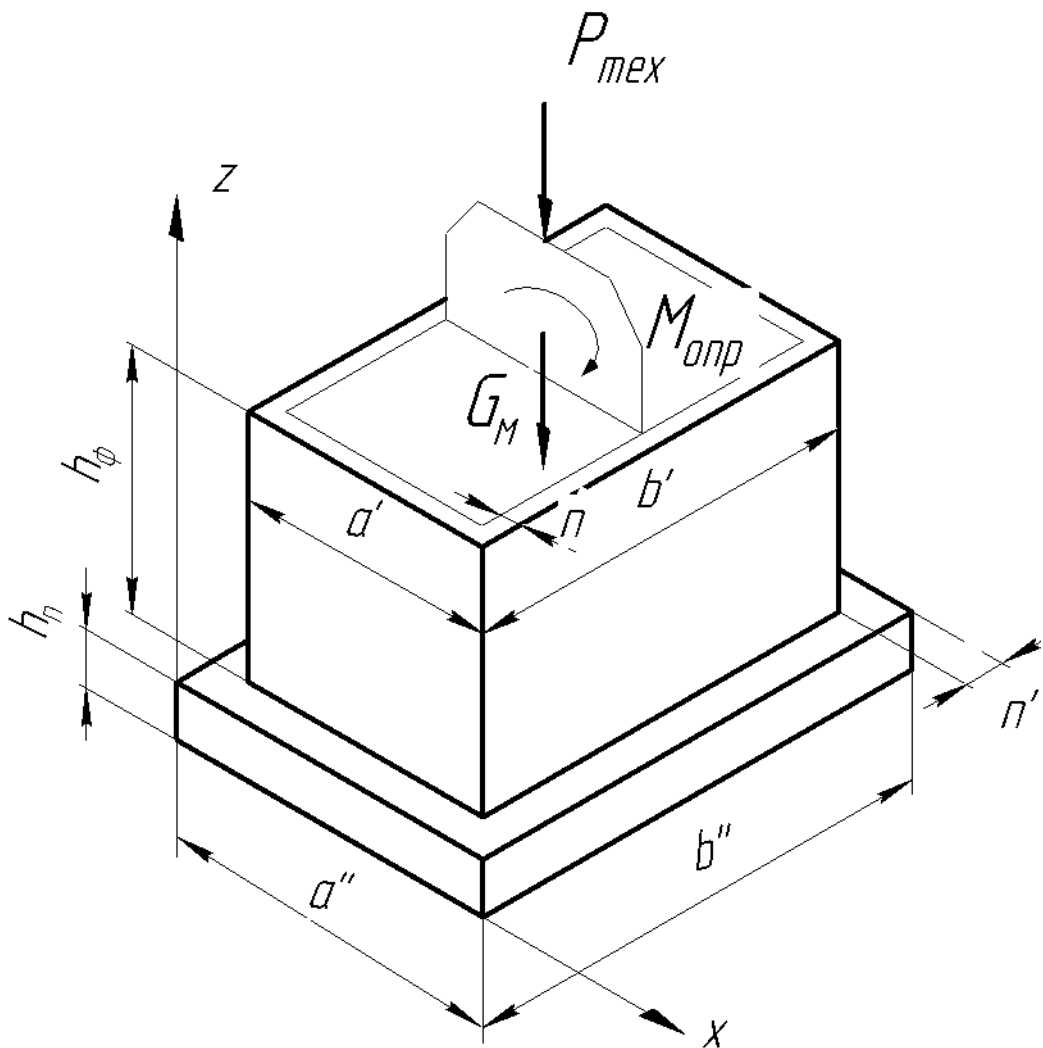


Рисунок 2.7 – Схема для розрахунку фундаменту

Визначаємо тиск на ґрунт:

$$\rho = \frac{G_m + P_{mex} + G_\phi}{a'' \cdot b''} + \frac{M_{опр}}{W} = \frac{67800 + 1923 + 59664}{700 \cdot 1078} + \frac{4236 \cdot 10^2}{8,8 \cdot 10^6} =$$

$$= 0,219 \text{ кг/см}^2 < 2 \text{ кг/см}^2 ; \quad (2.46)$$

Об'єм фундаменту:

$$V_\phi = 4 \cdot 67,8 = 271,2 \text{ м}^3 ;$$

де: 4 м^3 припадає на 1 т ваги встановленого обладнання.

Вага фундаменту:

$$G_\phi = V_\phi \cdot \rho = 271,2 \cdot 2,2 = 596,64 \text{ т} ; \quad (2.47)$$

де: $\rho = 2,2 \text{ кг/см}^2$ - Щільність бетону;

Момент опору перерізу фундаменту:

$$W = \frac{a''^2 \cdot b''}{6} = \frac{700^2 \cdot 1078}{6} = 8,8 \cdot 10^6 \text{ см}^3 ; \quad (2.48)$$

Остаточно приймаємо:

$$a' = 6600 \text{ мм},$$

$$b' = 10385 \text{ мм},$$

$$a'' = 7000 \text{ мм},$$

$$b'' = 10785 \text{ мм}.$$

Визначимо загальну висоту фундаменту:

$$h_{общ} = \frac{V_\phi}{S_\phi} = \frac{271,2}{6,6 \cdot 10,38} = 3,95 \text{ м}, \quad (2.49)$$

Висота підшви фундаменту:

$$h_n = \frac{1}{5} \cdot h_{\text{общ}} = \frac{1}{5} \cdot 3,95 = 0,79 \text{ м}, \quad (2.50)$$

Висота власне фундаменту:

$$h_{\phi} = h_{\text{общ}} - h_n = 3,95 - 0,79 = 3,16 \text{ м}; \quad (2.51)$$

Об'єм підшви фундаменту:

$$V_n = h_n \cdot a'' \cdot b'' = 0,79 \cdot 7,0 \cdot 10,785 = 59,64 \text{ м}^3, \quad (2.52)$$

Для підшви фундаменту приймаємо бетон Б100 (10 кг/см²)

Об'єм власне фундаменту:

$$V_{\phi} = h_{\phi} \cdot a' \cdot b' = 3,16 \cdot 6,6 \cdot 10,385 = 216,59 \text{ м}^3, \quad (2.53)$$

Для підшви фундаменту приймаємо бетон Б200 (20 кг/см²)

Загальний обсяг фундаменту:

$$V_{\Sigma} = V_n + V_{\phi} = 59,64 + 216,59 = 270,102 \text{ м}^3.$$

Вага фундаменту:

$$G_{\phi} = V_{\Sigma} \cdot \rho = 270,102 \cdot 2,2 = 594,224 \text{ т};$$

Уточнюємо вагу фундаменту:

$$\Delta G_{\phi} = 596,64 - 594,224 = 2,416 \text{ т};$$

Уточнюємо тиск на ґрунт:

$$\Delta\rho = \frac{2416}{700 \cdot 1078} = 0.0032 \text{ кг/см}^2;$$

$$\rho_{\text{факт}} = \rho + \Delta\rho = 0,219 + 0,0032 = 0,222 \text{ кг/см}^2 < 2 \text{ кг/см}^2$$

Проведемо розрахунок анкерних болтів

Відстань між анкерними болтами - $a = 6200\text{мм}$

. На рис. 2.2 представлено розрахункову схему.

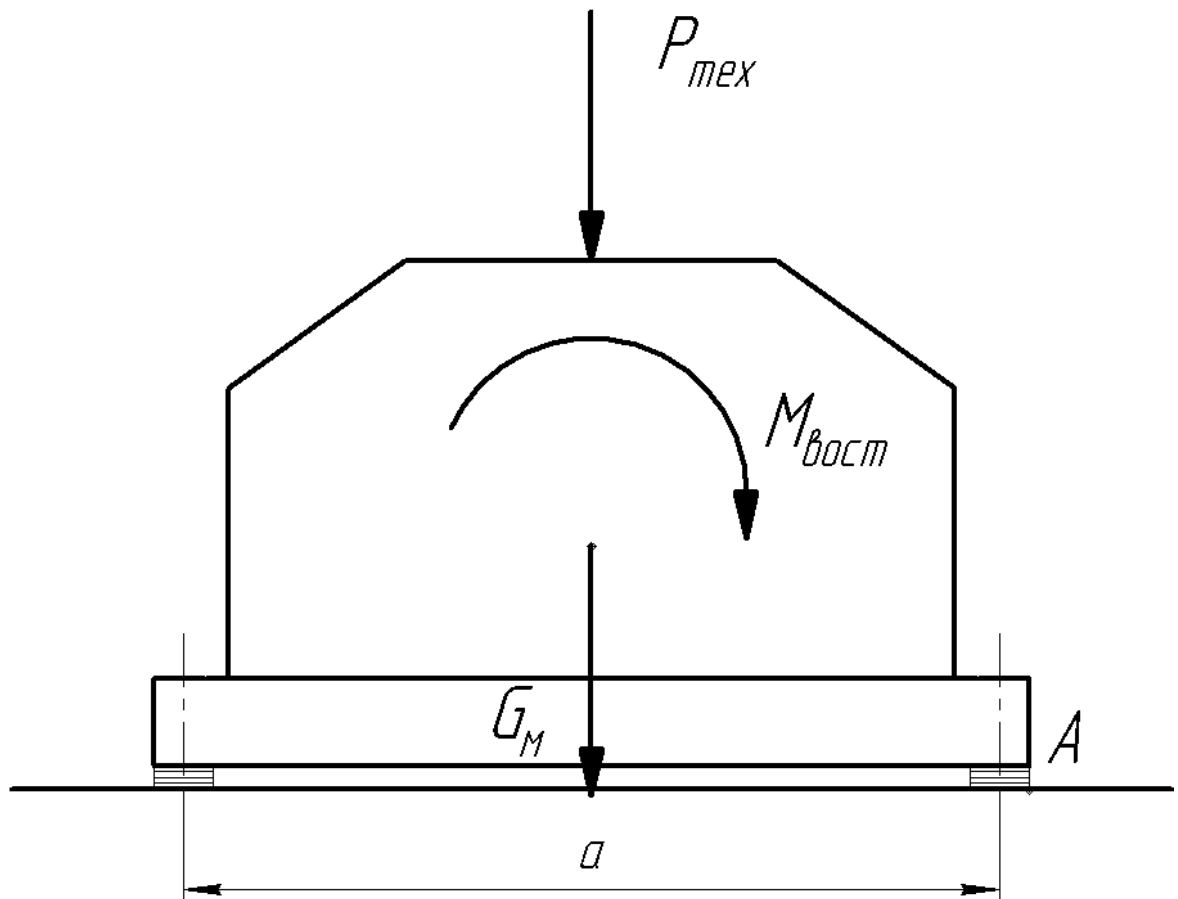


Рисунок 2.8 – Схема для розрахунку анкерних болтів

З умови впливає що:

$$\frac{M_{\text{вост}}}{M_{\text{опр}}} = 1,4; \quad (2.54)$$

$$M_{\text{вост}} = 1,4 \cdot M_{\text{опр}} = 1,4 \cdot 42,36 = 59,34 \text{ кН} \cdot \text{м};$$

$$M_{\text{вост}} = (P_{\text{мех}} + G_{\text{м}}) \cdot \frac{a}{2} + Q_{\text{б}} \cdot a \cdot n_p = 59,34 \text{ кН} \cdot \text{м}; \quad (2.55)$$

Зусилля у стрижні болта:

$$Q_{\text{б}} = \frac{M_{\text{вост}} - (P_{\text{мех}} + G_{\text{м}}) \cdot \frac{a}{2}}{a \cdot n_p} = \frac{59,34 - (19,23 + 678) \cdot \frac{1}{2}}{2} = -144,63 \text{ кН}. \quad (2.56)$$

Знак "-" зусилля в стрижні болта показує, що механізм не потребує закріплення анкерними болтами, але з міркувань надійності та з метою "захисту від дурня" використовуємо глухі анкерні болти діаметром М40.

2.7 Розрахунок системи змащення редуктора

Мастильні матеріали поділяються на такі типи:

- рідкі (мінеральні, синтетичні та напівсинтетичні олії, змащувальні рідини);
- пластичні (тверді та спеціальні мастильні матеріали).

Рідкі мастила у вузлі тертя виконують такі функції:

- зменшують коефіцієнт тертя;
- охолоджують тертьові поверхні;
- захищають тертьові поверхні від корозії;
- виводять продукти зносу із зони тертя.

Залежно від характеру подачі мастила до вузлів тертя розрізняють такі системи мастил:

- індивідуальну;

- картерну;
- циркуляційну;
- аерозольну.

Вихідні дані:

- потужність редуктора $N = 185$ кВт;
- максимальний момент на тихохідному валу $M_{\max} = 99,178$ кН · м;
- число оборотів тихохідного валу $n_3 = 16$ мин⁻¹;
- передатне число редуктора $i = 27$.

Діаметри коліс редуктора наведено на кінематичній схемі редуктора (рис.2.1):

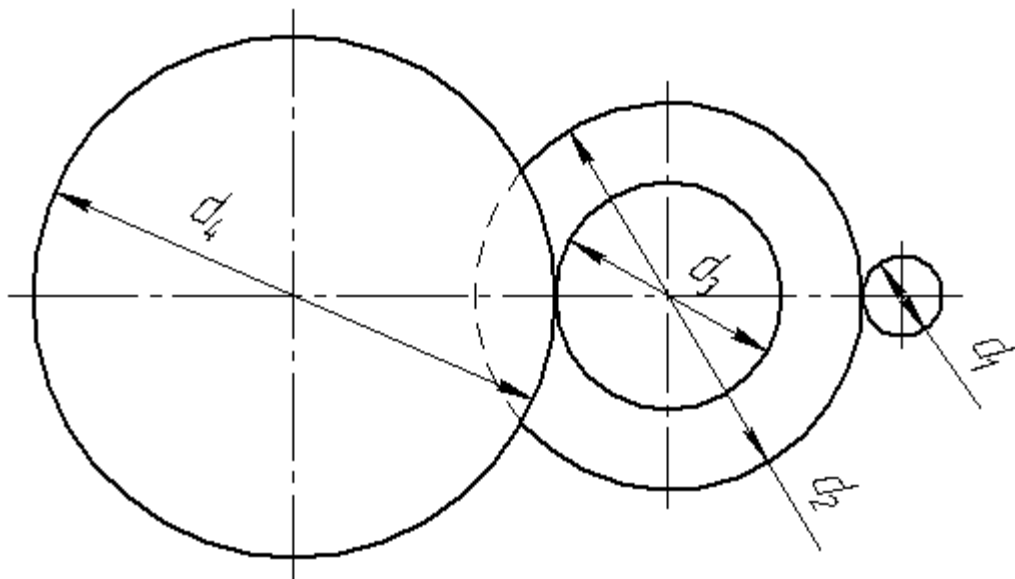


Рисунок 2.9 – Кінематична схема редуктора

$$d_1 = 170 \text{ мм};$$

$$d_2 = 820 \text{ мм};$$

$$d_3 = 240 \text{ мм};$$

$$d_4 = 1344 \text{ мм}.$$

Передавальні числа ступеней редуктора:

$$i_1 = \frac{d_2}{d_1} = \frac{820}{170} = 4,823;$$

$$i_2 = \frac{d_4}{d_3} = \frac{1344}{240} = 5,6.$$

Число оборотів на валах редуктора:

$$n_1 = 440 \text{ мин}^{-1};$$

$$n_2 = \frac{440}{i_1} = 91,23 \text{ мин}^{-1};$$

$$n_3 = \frac{91,23}{i_2} = 16 \text{ мин}^{-1};$$

Визначимо лінійні швидкості на кожному щаблі редуктора:

$$V_1 = \frac{d_1 \cdot \pi \cdot n_1}{60} = \frac{0,17 \cdot 3,14 \cdot 440}{60} = 3,91 \text{ м/с};$$

$$V_2 = \frac{d_3 \cdot \pi \cdot n_3}{60} = \frac{0,24 \cdot 3,14 \cdot 91,23}{60} = 1,15 \text{ м/с}.$$

Ширина зубців коліс:

$$B_2 = 14,8 \text{ см};$$

$$B_4 = 79,2 \text{ см};$$

Визначимо тиск на одиницю довжини зуба:

$$q = \frac{102N}{V \cdot B}. \quad (2.57)$$

Таким чином

$$q_1 = \frac{102 \cdot 185}{3,91 \cdot 14,8} = 326 \text{ кН/м};$$

$$q_2 = \frac{102 \cdot 185}{1,15 \cdot 72,9} = 225,084 \text{ кН/м};$$

Для вибору мастильного матеріалу використовуємо формулу:

$${}^0BU_{50} = \frac{q \cdot m}{20}, \quad (2.58)$$

де ${}^0BU_{50}$ - Умовна в'язкість масла при температурі 50^0C ;

m - коефіцієнт, що залежить від окружної швидкості ($m = 1,6$ при $V \leq 8\text{м/с}$).

Таким чином:

для першого ступеня

$${}^0BU_{50}^1 = \frac{326 \cdot 1,6}{20} = 26,08,$$

для другого ступеня

$${}^0BU_{50}^2 = \frac{225,084 \cdot 1,6}{20} = 18.$$

Внаслідок великої тихохідності редуктора визначити сорт олії розрахунковим шляхом не вдалося. Експериментально встановили, що для змащення редуктора краще застосувати олію І-20 для якої ${}^0BU_{50} = 2,60 - 3,31$.

Для вибору системи мастила необхідно визначити кількість тепла, що виділяється при терті, Q_1 і кількість тепла, яка може бути відведена від вузла тертя в навколишній простір Q_2 :

$$Q_1 = 860(1 - \eta) \cdot N \cdot 4,1868 = 860(1 - 0,96) \cdot 185 \cdot 4,1868 = 26644,795 \text{ кДж/ч}, \quad (2.59)$$

$$Q_2 = k(t_M + t_B) \cdot A = 45(50 - 25) \cdot 11,35 = 12768,75 \text{ кДж/ч}. \quad (2.60)$$

де η - ККД редуктора;

$k = 45$ – коефіцієнт теплопередачі;

t_M, t_B – температура відповідно олії та повітря;

A - Площа поверхні редуктора м^2 :

$$A = 2(2,5 \cdot 1,5) + 1(2,5 \cdot 0,7) + 2(1,5 \cdot 0,7) = 11,35 \text{ м}^2.$$

так як $Q_1 > Q_2$ вибираємо циркуляційну мастило зануренням.

Подача насосної установки:

$$P = \frac{Q_1 - Q_2}{\xi \cdot c \cdot \gamma \cdot \Delta T} = \frac{26644,795 - 12768,75}{0,75 \cdot 2,0 \cdot 0,925 \cdot 10} = 1000,075 \text{ дм}^3/\text{ч}; \quad (2.61)$$

де: $\xi = 0,75$ - коефіцієнт враховує неповне використання олії для охолодження;

$c = 2,0 \frac{\text{кДж}}{\text{кг} \cdot \text{град}}$ - питома теплоємність масла;

$\gamma = 0,925 \frac{\text{кг}}{\text{дм}^3}$ - щільність масла;

$\Delta T = 10^\circ$ - допустиме розрахункове підвищення температури олії.

Нехтуємо кількістю тепла, яка може бути відведена в навколишній простір і перерахуємо подачу насосної установки:

$$P' = \frac{Q_1}{\xi \cdot c \cdot \gamma \cdot \Delta T} = \frac{26644,795}{0,75 \cdot 2,0 \cdot 0,925 \cdot 10} = 1920,34 \text{ дм}^3/\text{ч}$$

Розрахуємо кількість мастила, що заливається в редуктор:

— по потужності, що передається:

$$G_M = 0,4N = 0,4 \cdot 185 = 74 \text{ літрів}$$

Таким чином необхідна кількість мастила, що заливається в редуктор, дорівнює 74 літри.

3 ДОСЛІДНА ЧАСТИНА

3.1 Вибір та обґрунтування прийнятої конструкції дискової пилки гарячого різання

Початкова конструкція роторної пилки гарячого різання є оптимальною.

Роторні пилки працюють на високих швидкостях подачі 1...3 м/с, тоді як традиційні конструкції ріжуть зі швидкістю 0,007...0,25 м/с . Збільшення швидкостей різання дозволило збільшити продуктивність пилок, підвищити стійкість пиляльних дисків і значно розширити діапазон перерізів, що розрізаються. Досягнення таких швидкостей при використанні традиційних конструкцій пилок не представляється можливим через зворотно-постнательного руху ланки подачі, що несе пильний диск. Відомо, що цикл різання в будь-якому випадку насамперед залежить від того, наскільки швидко ланка подачі може бути зупинена і повернена у вихідне положення. До того ж, при великих швидкостях подачі в момент зупинки і реверсу різко зростають динамічні навантаження на механізм.

При аналізі використовуваних конструкцій пилок слід звернути увагу на одну особливість роторних пилок - незважаючи на різке підвищення швидкостей подачі і, відповідно, збільшення зусиль різання, потужності електродвигунів обертання дисків такі ж або навіть менше, ніж у пилок, наприклад, салазкових з тим же діаметром диска . Зазначене пояснюється тим, що в роторних пилах при великих подачах власне процес різання триває десяті частки секунди, і маховики в приводі диска віддають кінетичну енергію, накопичену на холостому ході. Тому частина роботи різання перебирає маховик і двигун диска може мати невелику потужність. Однак під час різання відбувається зниження оборотів дискового валу, так звана просадка за швидкістю, тому продуктивність роторних пилок визначається часом відновлення двигуном номінальних оборотів. Лише після відновлення номінального числа оборотів може подаватися команда виконання наступного різку.

В основу конструкцій роторних пилок покладено принцип кругового переміщення пильного диска. Виключається, таким чином, зворотно-поступальний рух ланки подачі, що дозволяє досягти високих швидкостей подач диска при незначних динамічних навантаженнях.

Так як продуктивність пилок визначається тривалістю циклу різання прокату, зробимо розрахунок тривалості операції різання.

Схема для розрахунку тривалості операції різання роторної пилки представлена на рис. 3.1.

На схемі:

Точка 0 - початкове положення водила $V_0 = 0$ м/с (швидкість переміщення центру пильного диска), $\omega_0 = 0$ с⁻¹.

На ділянці 0-1 відбувається розгін водила до швидкості $V_{0-1} = 1,5$ м/с. Тривалість розгону двигуна до $n_0 = 440$ мин⁻¹ становить $t_{0-1} = 2$ с (розрахунок здійснено у пункті 2.4).

Довжина дуги 0-1

$$S_{0-1} = \frac{a \cdot t^2}{2} = \frac{0,75 \cdot 2^2}{2} = 1,5 \text{ м},$$

де a - лінійне прискорення водила

$$a = \frac{V_1 - V_0}{t} = \frac{1,5 - 0}{2} = 0,75 \text{ м/с}^2,$$

Кут повороту водила

$$\varphi_{0-1} = \frac{S_{0-1}}{R_g} = \frac{1,5}{1,2} = 1,25 \text{ рад} = 71,65^\circ.$$

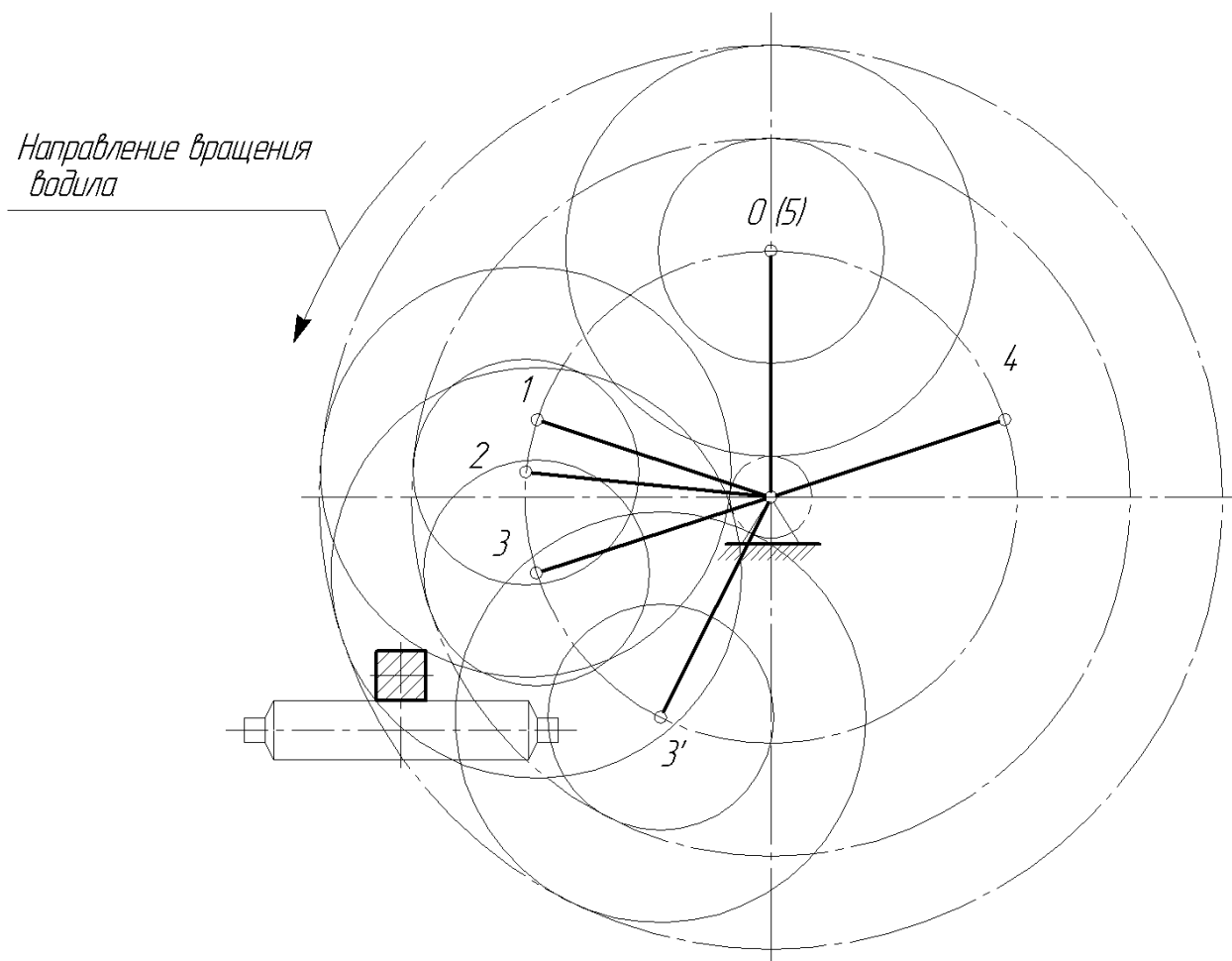


Рисунок 3.1 – Схема для розрахунку тривалості операції різання роторної пилки

де $R_g = 1.2$ м - Радіус водила.

На ділянці 1-2 відбувається рівномірне переміщення водила з $V_{1-2} = 1,5$ м/с

Графічно визначаємо кут повороту водила по дузі 1-2

$$\varphi_{1-2} = 0,225 \text{ рад} = 12,95^\circ,$$

Довжина дуги 1-2

$$S_{1-2} = \varphi_{1-2} \cdot R_g = 0,225 \cdot 1,2 = 0,27 \text{ м},$$

Час переміщення водила дугою 1-2

$$t_{1-2} = \frac{S_{1-2}}{V} = \frac{0,27}{1,5} = 0,18 \text{ с.}$$

На ділянці 2-3 відбувається різання прокату зі швидкістю
 $V_{2-3} = 1,5 \text{ м/с}$

Графічно визначаємо кут повороту водила по дузі 1-2

$$\varphi_{2-3} = 0,4 \text{ рад} = 23,48^\circ,$$

Довжина дуги 2-3

$$S_{2-3} = \varphi_{2-3} \cdot R_g = 0,4 \cdot 1,2 = 0,48 \text{ м,}$$

Час переміщення водила дугою 1-2

$$t_{2-3} = \frac{S_{2-3}}{V} = \frac{0,48}{1,5} = 0,32 \text{ с.}$$

На ділянці 3-4 відбувається рівномірне переміщення водила з $V_{3-4} = 1,5 \text{ м/с}$

Кут повороту водила дугою 3-4

$$\begin{aligned} \varphi_{3-4} &= 360^\circ - (2\varphi_{0-1} + \varphi_{1-2} + \varphi_{2-3}) = 360^\circ - (2 \cdot 71,65^\circ + 12,95^\circ + 23,48^\circ) = \\ &= 3,14 \text{ рад} = 180,27^\circ \end{aligned}$$

Довжина дуги 3-4

$$S_{3-4} = \varphi_{3-4} \cdot R_g = 3,14 \cdot 1,2 = 3,768 \text{ м},$$

Час переміщення водила дугою 3-4

$$t_{3-4} = \frac{S_{3-4}}{V} = \frac{3,768}{1,5} = 2,512 \text{ с}.$$

На ділянці 4-5 відбувається гальмування водила до швидкості $V_{4-5} = 0 \text{ м/с}$

. Тривалість гальмування двигуна до $n_0 = 0 \text{ мин}^{-1}$ становить $t_{4-5} = 2 \text{ с}$ (розрахунок здійснено у пункті 3.4)

Довжина дуги 4-5

$$S_{4-5} = 1,5 \text{ м},$$

Кут повороту водила

$$\varphi_{4-5} = \frac{S_{4-5}}{R_g} = \frac{1,5}{1,2} = 1,25 \text{ рад} = 71,65^\circ.$$

Таким чином час циклу

$$t_{\Sigma} = t_{0-1} + t_{1-2} + t_{2-3} + t_{3-4} + t_{4-5} = 2 + 0,18 + 0,32 + 2,512 + 2 = 7,012 \text{ с}.$$

Також слід врахувати час пересування прокату мірної довжини рольгангу, час спрацьовування упору і притискного механізму.

Після проходження водилом крапки 3' зона транспортування прокату звільняється і прокат мірної довжини переміщається рольгангом.

Графічно визначаємо кут повороту водила по дузі 3 – 3'

$$\varphi_{3-3'} = 0,789 \text{ рад} = 45,28^\circ,$$

Довжина дуги 3 – 3'

$$S_{3-3'} = \varphi_{3-3'} \cdot R_g = 0,789 \cdot 1,2 = 0,947 \text{ м},$$

Час переміщення водила дугою 3 – 3'

$$t_{3-3'} = \frac{S_{3-3'}}{V} = \frac{0,947}{1,5} = 0,631 \text{ с},$$

Таким чином час циклу

$$t_{\Sigma} = t_{0-1} + t_{1-2} + t_{2-3} + t_{3-3'} = 2 + 0,18 + 0,32 + 0,631 = 3,131 \text{ с}.$$

Остаточно тривалість операції різання $t_{\Sigma} = 3,131 \text{ с}$.

Для доказу переваг роторної пилки розрахуємо аналогічно до попередньої методики тривалість операції різання важільної пилки.

Схема до розрахунку тривалості операції різання важільного пилки представлена на рис. 3.2.

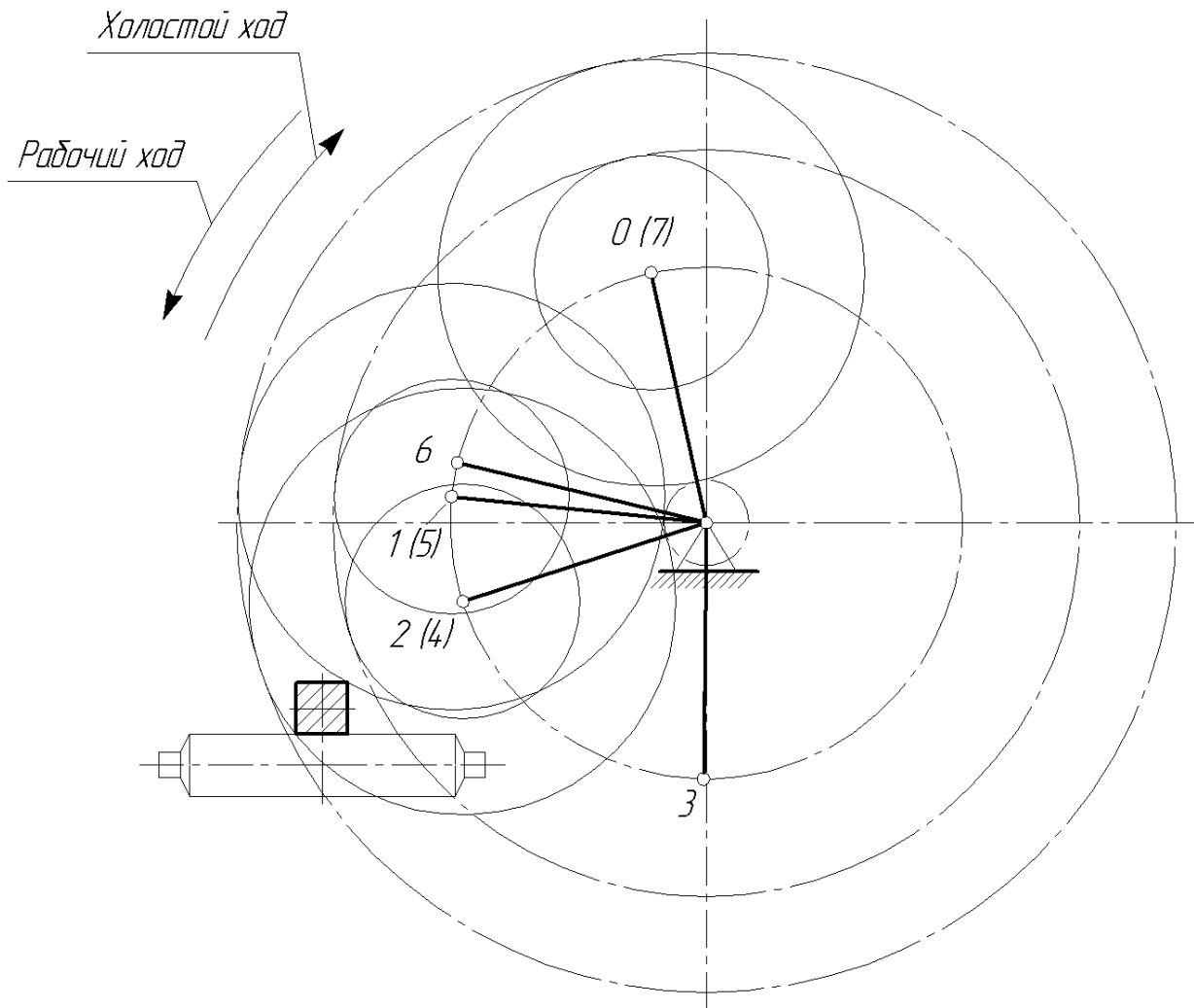


Рисунок 3.2 – Схема для розрахунку тривалості операції різання важільного пили

Точка 0 - початкове положення важеля $V_0 = 0$ м/с (швидкість переміщення центру пильного диска), $w_0 = 0$ с⁻¹.

На ділянці 0-1 відбувається розгін важеля до швидкості $V_{0-1} = 1,5$ м/с. Тривалість розгону двигуна до $n_o = 440$ мин⁻¹ становить $t_{0-1} = 2$ с (розрахунок зроблений у пункті 2.4).

Довжина дуги 0-1

$$S_{0-1} = \frac{a \cdot t^2}{2} = \frac{0,75 \cdot 2^2}{2} = 1,5 \text{ м,}$$

де a - лінійне прискорення важеля

$$a = \frac{V_1 - V_0}{t} = \frac{1,5 - 0}{2} = 0,75 \text{ м/с}^2,$$

Кут повороту важеля

$$\varphi_{0-1} = \frac{S_{0-1}}{R_g} = \frac{1,5}{1,2} = 1,25 \text{ рад} = 71,65^\circ.$$

де $R_g = 1,2 \text{ м}$ – радіус водила.

На ділянці 1-2 відбувається різання прокату зі швидкістю $V_{1-2} = 1,5 \text{ м/с}$

Графічно визначаємо кут повороту важеля дугою 1-2

$$\varphi_{1-2} = 0,4 \text{ рад} = 23,48^\circ,$$

Довжина дуги 1-2

$$S_{1-2} = \varphi_{1-2} \cdot R_g = 0,4 \cdot 1,2 = 0,48 \text{ м},$$

Час переміщення важеля дугою 1-2

$$t_{1-2} = \frac{S_{1-2}}{V} = \frac{0,48}{1,5} = 0,32 \text{ с}.$$

На ділянці 2-3 відбувається гальмування важеля до швидкості $V_{2-3} = 0 \text{ м/с}$. Тривалість гальмування двигуна до $n_0 = 0 \text{ мин}^{-1}$ становить $t_{2-3} = 2 \text{ с}$ (розрахунок здійснено у пункті 2.4)

Довжина дуги 2-3 $S_{2-3} = 1,5 \text{ м}$,

Кут повороту важеля $\varphi_{2-3} = 1,25 \text{ рад} = 71,65^\circ$.

На ділянці 3-4 відбувається розгін важеля до швидкості $V_{3-4} = 1,5 \text{ м/с}$.

Тривалість розгону двигуна до $n_d = 440 \text{ мин}^{-1}$ становить

$$t_{3-4} = 2 \text{ с}$$

Довжина дуги 3-4 $S_{3-4} = 1,5 \text{ м}$,

Кут повороту важеля $\varphi_{3-4} = 1,25 \text{ рад} = 71,65^\circ$

На ділянці 4-5 відбувається рівномірне переміщення важеля з $V_{4-5} = 1,5 \text{ м/с}$

Графічно визначаємо кут повороту важеля дугою 4-5

$$\varphi_{4-5} = 0,4 \text{ рад} = 23,48^\circ,$$

Довжина дуги 4-5

$$S_{4-5} = \varphi_{4-5} \cdot R_g = 0,4 \cdot 1,2 = 0,48 \text{ м},$$

Час переміщення важеля дугою 4-5

$$t_{4-5} = \frac{S_{4-5}}{V} = \frac{0,48}{1,5} = 0,32 \text{ с}.$$

На ділянці 5-7 відбувається гальмування важеля до швидкості $V_{5-7} = 0 \text{ м/с}$. Тривалість гальмування двигуна до $n_d = 0 \text{ мин}^{-1}$ становить $t_{5-7} = 2 \text{ с}$ (розрахунок здійснено у пункті 2.4)

Довжина дуги 5-7 $S_{5-7} = 1,5 \text{ м}$,

Кут повороту важеля $\varphi_{5-7} = 1,25 \text{ рад} = 71,65^\circ$.

Таким чином час циклу

$$t_{\Sigma} = t_{0-1} + t_{1-2} + t_{2-3} + t_{3-4} + t_{4-5} + t_{5-7} = 2 + 0,32 + 2 + 2 + 0,32 + 2 = 8,64 \text{ с.}$$

Після проходження водилом крапки б зона транспортування прокату звільняється і прокат мірної довжини переміщається рольгангом.

На ділянці 5-6 відбувається уповільнення важеля

Графічно визначаємо кут повороту важеля дугою 5-6

$$\varphi_{5-6} = 0,129 \text{ рад} = 7,42^{\circ},$$

Лінійне прискорення важеля $a = 0,75 \text{ м/с}^2$

Довжина дуги 5-6

$$S_{5-6} = \varphi_{5-6} \cdot R_g = 0,129 \cdot 1,2 = 0,155 \text{ м,}$$

Час переміщення важеля дугою 5-6

$$t = \sqrt{\frac{2S}{a}} = \sqrt{\frac{2 \cdot 0,155}{0,75}} = 0,64 \text{ с.}$$

Таким чином час циклу

$$t_{\Sigma} = t_{0-1} + t_{1-2} + t_{2-3} + t_{3-4} + t_{4-5} + t_{5-6} = 2 + 0,32 + 2 + 2 + 0,32 + 0,64 = 4,96 \text{ с.}$$

Остаточна тривалість операції різання $t_{\Sigma} = 4,96 \text{ с.}$

Порівняння отриманих результатів показує перевагу конструкції роторної пилки ($t_{\Sigma} = 3,131 \text{ с}$) перед важелем ($t_{\Sigma} = 4,96 \text{ с}$) та іншими.

3.2 Визначення оптимальної схеми компоновання ділянки різання прокату

Для систематизації існуючих технологічних схем розкрою та його аналізу було проведено збір фактичних даних на вітчизняних та зарубіжних станах, який дозволив виділити кілька основних варіантів компоновальних рішень, умовно зображених у табл. 3.1.

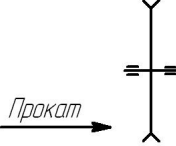
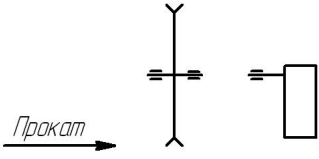
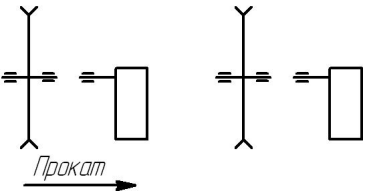
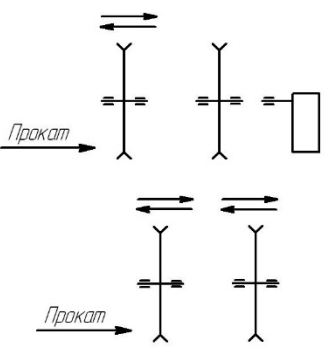
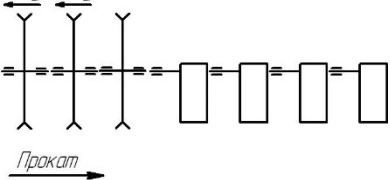
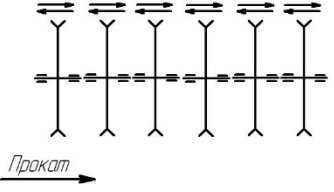
Найчастіше до складу обладнання ділянки різання входять пересувні пилки, що включають елементи беззаперечного різання, та упори для зупинки прокату. Таке комбінування дозволяє здійснювати різання прокату в широкому діапазоні мірних довжин.

Оцінюючи існуючі схеми, необхідно сформулювати основні вимоги до ділянок різання. До них насамперед слід віднести: 1) наявність резерву продуктивності в порівнянні з продуктивністю стану; 2) надійність у роботі та можливість резервування; 3) точність відрізки мірних довжин; 4) можливість швидкої переналагодження іншу мірну довжину; 5) мінімальна займана площа та металомісткість.

Перша з схем, що розглядаються, з візуальним відміром довжини застосовується на застарілих станах, де заготовки після різання піддаються наступному торцюванню. Таке рішення в даний час, коли висуваються підвищені вимоги до якості та економії металу, перспектив подальшого застосування не має.

Друга та третя схеми практично повністю відповідають викладеним вимогам. Надійність цих ділянок висока за порівняно невеликої площі внаслідок застосування мінімуму обладнання. Переналаштування на потрібну довжину виконується шляхом пересування упору, що має масу рухомих частин у кілька разів меншу, ніж маса самих пилок. Причому третя схема дозволяє у разі виходу з ладу однієї пилки не зупиняти процес прокатки.

Таблиця 3.1 - Компонувальні схеми ділянок різання прокату

№ схеми	№ групи	Схема розміщення обладнання	Місце експлуатації	Примітка
1	2	3	4	5
1			Електростальський металургійний завод , стан 600; Чепельський металургійний завод , пільгер -стан; ТГМЗ, пільгер -стан.	Відмір довжини по лінійці, розташованої на борту роликового конвєра
2	I		Дніпропетровський металургійний комбінат ім . Петровського; Сакаї (Японія), балковий стан.	Упори виконуються або пересувними , або стаціонарними, але мають кілька хоботів
3			Завод Дніпроспец-сталь, стан 1050, 550; Лакенбі (Англія), великосортний стан.	3 індивідуальними приводами
4			Хірохата (Японія), крупносортний стан; Тохасі (Японія), крупносортний стан; завод Дніпроспец-сталь, стан 350; Єнакіївський металургійний завод , стан 550.	
5	II			
6			Металургійний комбінат "Азов-сталь", великосортний цех, Мішкольцький металургійний комбінат, середньосортний стан.	Така ж схема зі стаціонарною пилкою застосовується на рельсомолочних станах

Продовження табл. 3.1

1	2	3	4	5
7	III		Комунарський металургійний завод, стан 600.	Різання виконується на спеціальному стел - лаже між підводними роликівими конвеєрами.
8	IV		Дифферданж (Люксем - бург), універсальний балковий стан; Макіївський металургійний завод, стан 600.	На стані 600 розділення потоків відбувається відразу після чистової кліті.

Условные обозначения: - стационарная пила; - передвижная пила; - упор для остановки проката

Час розкрою прокату на розглянутих трьох ділянках, віднесених до I групи (табл. 3.1) визначається виразом

$$T_P = 2t_T \cdot \frac{L}{l_M} + (t_Y + t_\Phi + t_o) \left(\frac{L}{l_M} + 1 \right), \quad (3.1)$$

де T_P - час розкрою смуги з урахуванням відрізки переднього та заднього кінців,

с;

t_T - час транспортування однієї мірної смуги, с;

t_Y - час спрацьовування упору, з;

t_Φ - час на фіксацію прокату, с;

t_o - час зупинки смуги на роликівому конвеєрі, включаючи час підведення диска, різання та повернення у вихідне положення;

L - Довжина гуркоту, м;

l_M - Мірна довжина, м.

Для третьої схеми наведена формула застосовна за умови, що продуктивність ділянки визначається роботою першої пили, що виконує розкрій розкочування на дворазові мірні довжини і обрізання кінців. Третя схема допускає можливість використання її для різання пакету гуркотів. При цьому з'являється додаткова операція вирівнювання кінців перед обрізанням. Для цього випадку час розкрою визначиться з виразу

$$T_P = 2t_T \cdot \frac{L}{l} + (t_Y + t_\Phi + t_o) \frac{L}{l} + (t_T + t_Y). \quad (3.2)$$

Всі наступні схеми з 4-ї по 8-у включають пересувні варіанти виконання пилок. Їх застосування значно збільшує продуктивність ділянки, проте при цьому знижується надійність його роботи через підвищення ймовірності поломки однієї з кількох пилок. Слід також наголосити і на необхідності застосування додаткових механізмів пересування пилок, що працюють в умовах попадання на напрямні води, стружки та окалини. Крім того, суттєво збільшується площа, яку займає ділянка. Є й інші недоліки у разі використання пересувних пилок, наприклад тривале налаштування на мірну довжину, необхідність виконання секцій роликового конвеєра рухомими через можливе влучення диска на ролик при зміщенні пилки. З'являються проблеми при відрізку коротких заготовок (3...7м).

Для II групи пилок (схеми 4,5,6) час розкрою визначається за формулою

$$T_P = t_T \cdot \frac{L}{l} + (t_\Phi + t_o + t_\kappa) p, \quad (3.3)$$

де t_κ - час, що витрачається на правильне встановлення смуги, с. У разі використання за останньою пилкою упору $t_\kappa = t_Y$;

p - кількість прийомів розкрою прокату.

До III групи (схема 7) відносяться ділянки, що мають спеціальний стелаж для різання, а також незбігаються з ним і між собою по осі транспортування підводить і відводить роликові конвеєри. У такому випадку з'являється можливість поєднання процесу різання та процесу відведення відрізаних мірних довжин. Це значно скорочує час розкрою, проте в такому випадку мірні довжини зі стелажу різання на роликовий конвеєр, що відводить, повинні передаватися між пилами (табл. 3.1) . Для здійснення цієї операції необхідне застосування спеціальної конструкції пилок, оскільки санлазкові, маятникові та роторні пилки виключають таку можливість. У промисловості подібна схема реалізована завдяки застосуванню важільних пилок у вигляді шарнірного чотиридзвінника, які не набули широкого поширення через великі габарити і металомісткість. Час розкрою прокату за такою схемою визначається часом транспортування при низьких швидкостях роликового конвеєра, оскільки розкрій прокату виконується на спеціальному стелажі під час підведення наступної заготовки, або за наступною залежності:

$$T_p = t_{n.n} + t_{\phi} + t_o, t_T < T_p \quad (3.4)$$

де $t_{n.n}$ - час передачі смуги з роликового конвеєра, що підводить, на стелаж різання і далі на відповідний роликовий конвеєр, с.

IV група (схема 8) передбачає роздвоєння потоку транспортування прокату після чистової кліті та його різання в дві лінії. Таке рішення економічніше, ніж, наприклад, виконання за схемою 6, так як дозволяє скоротити довжину ділянки різання та вагу обладнання. Однак застосування цього варіанту ускладнюється необхідністю використання механізму стрілочного типу, який призводить до викривлення смуги, що важко піддається редагуванню. Виключити цей недолік можна використанням шлеппера передачі смуги з транспортного роликового конвеєра на лінію різання. Час розкрою на такій ділянці визначається, як і для схем групи III, але з відповідним зменшенням його вдвічі.

Запропонована класифікація ділянок різання прокату, безумовно, не відображає всіх можливих компонування, але дозволяє в першому наближенні порівняти пропускну здатність найбільш поширених схем та виявити "вузькі місця" у технологічному процесі розкрою профілів. Як критерій такого порівняння обрана годинна продуктивність ділянки, шт/ч:

$$Q = \frac{3600n_p}{T_p}, \quad (3.5)$$

де n_p - кількість розкатів, що одночасно розрізаються.

Нижче наведені результати розрахунку продуктивності різних ділянок різання при наступних вихідних даних: $L = 50$ м, $l = 8$ м, $t_{n.n} = 7$ с, $t_y = 3$ с, $t_\phi = 2$ с, $p = 1$, $t_o = 3$ с (роторні пилки), $t_o = 16$ з (санлазкові пилки), $t_o = 10$ з (чотириланкові важелі пилки). Швидкість роликового конвеєра 1...5 м/с, кількість розкатів, що одночасно розрізаються, 1...4 шт. Розрахунок продуктивності ділянок I групи (для схеми 3) виконувався по першій пилці, що працює в більш напруженому режимі, ніж друга, і забезпечує, як зазначалося раніше, різання дворазових мірних довжин і кінців розкочування. Результати розрахунку продуктивності представлені у табл. 3.2 та у вигляді графічних залежностей на рис 3.3.

Таблиця 3.2 – Часові продуктивності ділянок різання прокату різних компоновок

$V_{рол}$, м/с	Годинна продуктивність Q , шт / год									
1	2									
1 2 3 4 5	Схема I									
	Роторні пилки					Санлазкові пили				
	Кількість одночасно розрізаних гуркотів					Кількість одночасно розрізаних гуркотів				
	1	2	3	4	5	1	2	3	4	5
	22,78	44,72	67,07	89,44	111,8	14,27	29,72	44,58	59,44	74,3
33,33	67,28	100,9	134,6	168,2	17,79	38,24	57,37	76,49	95,61	
39,41	80,89	121,3	161,8	202,2	19,38	42,29	63,43	84,58	105,7	
43,37	90,00	135,0	180,0	225,0	20,31	44,65	66,97	89,30	111,6	
46,15	96,54	144,7	193,1	241,7	20,89	46,19	69,29	92,39	115,5	
1 2 3 4 5	Схема II									
	Роторні пилки					Санлазкові пили				
	Кількість одночасно розрізаних гуркотів 1									
	1	62,068				50,70				
	2	109,09				78,26				
3	145,94				95,57					
4	175,60				107,4					
5	200,00				116,1					
1 2 3 4 5	Схема III									
	Чотирьохланкові пили									
	Кількість одночасно розрізаних гуркотів 1									
	1									
	2									
3										
4										
5										
80,23										
145,3										
178,56										
178,56										
178,56										

Продовження табл . 3.2

1	2	
	Схема IV	
	Роторні пилки	Санлазкові пили
	Кількість одночасно розрізаних гуркотів 1	
1	62,068	50,70
2	109,09	78,26
3	145,94	95,57
4	175,60	107,4
5	200,00	116,1

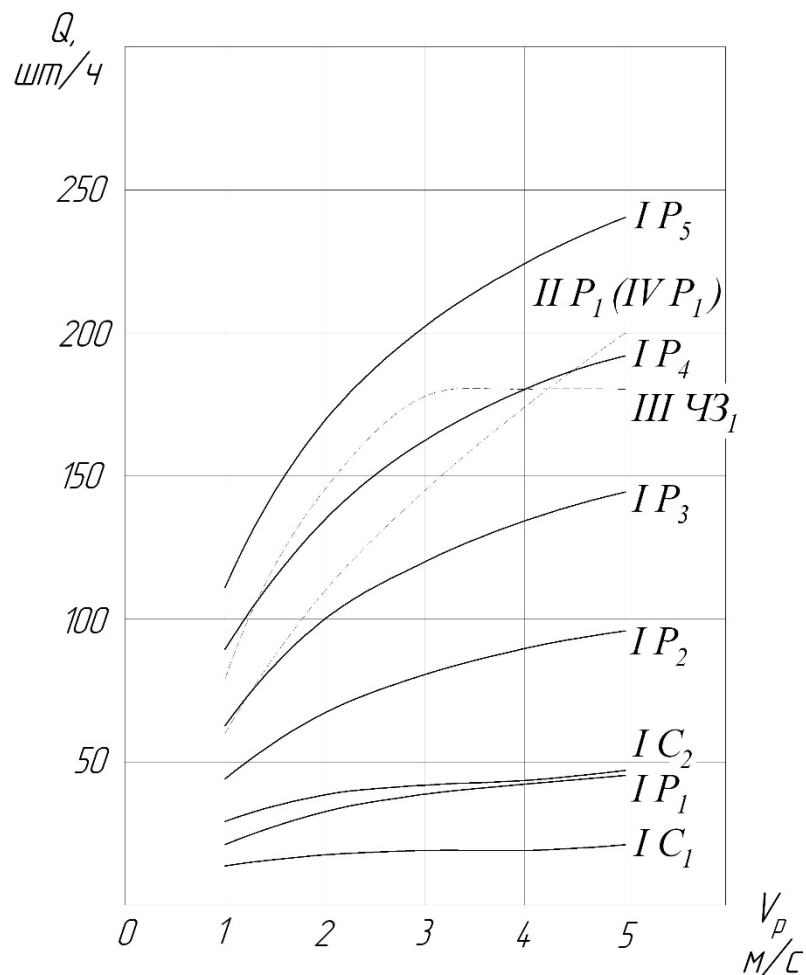


Рисунок 3.3 - Графічні залежності ділянок різання Q від швидкості транспортування прокату V для різних схем компонування:

С - салазкові пили, Р - роторні пили, ЧЗ - чотириланкові пили; I – IV – номер компонувальної схеми; 1,2...5 - кількість розкатів, що одночасно розрізаються.

Аналіз побудованих графіків показує, що застосування високопродуктивних роторних пилок (Р) у порівнянні з пилами салазковими (С) за інших рівних умов в 1,5...2,3 рази підвищує пропускну здатність ділянок різання (наприклад, IC_1, IC_2 і IP_1, IP_2). При розкрії одиночних гуркотів найбільшу продуктивність забезпечують ділянки III групи з роздільними конвеєрами, що підводять і відводять. При швидкості конвеєра 3 м/с і більше продуктивність цих ділянок регламентується часом різання і тому відповідна крива на рис 3.3 паралельна осі абцис. Дещо меншу продуктивність забезпечує ділянку з такою ж кількістю пересувних пилок (II група). Фактично таку ж продуктивність має ділянку з роздвоєнням потоку транспортування (IV група) ця залежність збігається з IP_1 .

Різання одиночних гуркотів на ділянках I групи навіть з використанням роторних пилок не дозволяє досягти високої продуктивності. Однак ці схеми мають великий резерв продуктивності при збільшенні числа розкатів, що одночасно розрізаються. Так наприклад, при пакетному різанні роторними пилами 3 і 4 гуркотів продуктивність значно зростає. А різання 5 розкочування одночасно дозволяє перевершити продуктивність III групи ділянок. Цей результат змушує розглядати схеми I групи, як найперспективніші з погляду пропускну спроможності. Вони з резервом можуть забезпечити продуктивність будь-якого прокатного табору. На користь такого висновку слід віднести і ті переваги, про які говорилося раніше (надійність невелика площа тощо).

Розрахована вище продуктивність ділянок не може бути досягнута без чіткої, надійної та високопродуктивної роботи допоміжного обладнання, до якого слід віднести упори для зупинки прокату, роликів конвеєр, пристрої притиску прокату, прибирання обрізу та відбору проб. Для цього застосовуються або стаціонарні упори з набором буфетів, розташованих на відстані один від одного, або упори у пересувному виконанні.

При безперечному різанні відмір заготовок виконується шляхом попереднього розміщення пилок на необхідній відстані один від одного. Ця операція займає значний час, оскільки крім установки пилок потрібно поєднати

прорізи в плитних настилах з площинами різальних дисків пилок. Подібне поєднання здійснюється на деяких станах шляхом виконання окремих секцій плитного настилу у вигляді набору колосників, що знімаються, і наступного знімання відповідного колосника в місці виконання прорізу. Більш складне розв'язання задачі цього завдання, але водночас і економічніше, виповнюється в лінії універсального балкового стану НТКМ. Кожна пила цієї лінії має на своїй рамі секцію роликового конвеєра з плитним настилем і відповідним прорізом для диска. А між пилками встановлюються рухомі секції роликових конвеєрів. Таке рішення безумовно дозволяє полегшити переналаштування пилок на інший розмір. Однак у будь-якому випадку простої ділянки на переналагодження залишаються значними.

Беззаперечне різання, що здійснюється за один прийом 5-6 пилками, як правило поєднується з корекцією мірних довжин, що відрізаються в залежності від температури прокату, яку він має при перетині кордону ділянки різання. На початку ділянки різання встановлюють оптичні пірометри, пов'язані з автоматичною системою упарвлення приводу переміщення пилок. За час транспортування прокату роликовим конвеєром пили виставляються на заданий розмір з урахуванням температури. Їх відхилення від первісного становища не великі, і диск потрапляє у той самий проріз у плитному настилі, як і за попередньої установки. Використання такого способу суттєво підвищує точність різання по довжині.

Закріплення прокату на роликовому конвеєрі загалом циклі різання займає 2-3 з, що становить (10...15%) T_p . Скорочення цього часу або поєднання цієї операції з іншими може збільшити пропускну здатність ділянки різання.

Аналіз продуктивності ділянок різання показав, що найдовшою операцією в процесі розкрою смуги є її транспортування роликовим конвеєром на позицію різання. Тому вибору оптимальної швидкості конвеєра має приділятися окрема увага.

Найбільш трудомістка серед допоміжних операцій прибирання обрізу . Часто необхідність правильно розмістити систему прибирання змушує

переглядати здавалося б бездоганні схеми компоновання. Справа в тому, що механізоване прибирання – це цілий комплекс механізмів, який бажано зосередити в одному місці ділянки різання. В іншому випадку збільшується площа, займана ділянкою, зростає кількість збиральних механізмів, знижується добова продуктивність.

Найбільш раціональна схема збирання обрізу була запропонована УЗТМ для універсального рельсобалкового стану Нижньо-Тагільського металургійного комбінату. Незважаючи на те, що 6 пилок розташовані на ділянці різання в одну лінію, обрізка кінців зосереджена в одному місці. Це досягається певною послідовністю розкрою смуги. Обрізка переднього кінця чергової смуги поєднується в циклі розкрою з останнім ходом пилок при різанні попередньої смуги. Обріз штовхачем зсувається по плитному настилу і потрапляє на похилі передавальні візки, які вантажать його в залізничні вагони, встановлені в сусідньому прольоті. Таке вирішення завдання найбільш повно відповідає вимогам техніки безпеки, і вимогам раціонального розміщення обладнання.

Проте в кожному конкретному випадку при проектуванні нової ділянки різання необхідно вирішувати проблему розміщення та компоновання системи збирання обрізу з урахуванням тих особливостей та вимог, які ставляться у технічному завданні на проектування. Насамперед це стосується продуктивності ділянки, оскільки розглянута система збирання дещо знижує цей показник через перекриття штовхачем зони транспортування прокату.

3.3 Шляхи підвищення пропускної спроможності ділянки різання прокату

Як впливає з виконаного аналізу п. 3.2, оптимізація процесу розкрою на мірні довжини може здійснюватися переважно за рахунок внутрішніх резервів

технологічного процесу шляхом скорочення тривалості тієї чи іншої операції, їх поєднання тощо.

Огляд існуючих компоновальних рішень ділянок різання, виконаний розділ 3.3, дозволив встановити аналітичні залежності визначення часу циклу розкрою прокату. Уявити залежності (3.1), (3.2), (3.3), (3.4) можна одним виразом

$$T_P = \frac{L}{l_M} n t (t + t_\phi + t_o) N + t_\kappa, \quad (3.5)$$

де n - число, що визначає кількість транспортувань кожної мірної довжини (відведення, підведення), $n = 2$ у разі різання під упор, в інших випадках $n = 1$;

t - час спрацьовування упору (для схем із його використанням);

t_ϕ - час, витрачений на правильне встановлення смуги, для схем з пересувними пилками;

t_o - час переміщення смуги з роликового конвеєра, що підводить, на відповідний роликовий конвеєр без урахування часу зупинки на різання (для схем з двома паралельними ролковими конвеєрами);

N - кількість різів, що виконується кожною пилкою в циклі розкрою всієї смуги або пакета заготовок на мірні довжини. Для стаціонарних пилок

$N = (\frac{L}{l} + 1)$, для пересувних при розкрої всієї смуги за один різ усіма

пилками і для схеми з двома ролковими конвеєрами $N = 1$;

t_κ - час, необхідне вирівнювання кінців у разі різання пакета заготовок,

$t_\kappa = t_T + t_Y$, з.

Для розрахунку комбінованих технологічних схем з використанням пилок у пересувному виконанні та упорів потрібно застосування більш складних залежностей, виведення яких необхідно здійснювати в кожному конкретному випадку. Однак у п 3.2, була показана недоцільність застосування пилок у пересувному виконанні. Розглянуті раніше конструкції роторних пилок і

маятникової пилки дозволяють з великим запасом забезпечити продуктивність будь-якої ділянки та виключає необхідність застосування пересувних пилок.

Оцінка значень кожного з виразів (3.5) Членів показує, що однією з найбільш тривалих операцій у циклі розкрою заготовки є її транспортування. Швидкість роликового конвеєра на ділянках різання існуючих станів 1,5...2,5 м/с. Однак з метою скорочення тривалості цієї операції швидкість може бути більшою.

Оцінка впливу на загальний цикл процесу розкрою інших операцій може бути виконана шляхом побудови циклограми роботи ділянки різання (рис. 3.4). Значний час у загальному циклі різання одиночних гуркотів займає зупинка прокату на роликовому конвеєрі для виконання різ. Причому після закінчення продовжити транспортування прокату не можна, оскільки потрібно вивести диск з прорізу і лише після цього звільнити прокат від притиску. Таким чином, низькі швидкості подачі та реверс пильного диска призводять до збільшення загального циклу різання. Зазначені недоліки усунуті в конструкціях роторних пилок: час зупинки прокату на роликовому конвеєрі скорочено до мінімального. Досягнуто це завдяки застосуванню підвищених швидкостей подач пильного диска та виведення диска з прорізу в ту саму сторону, в яку здійснювався різ.

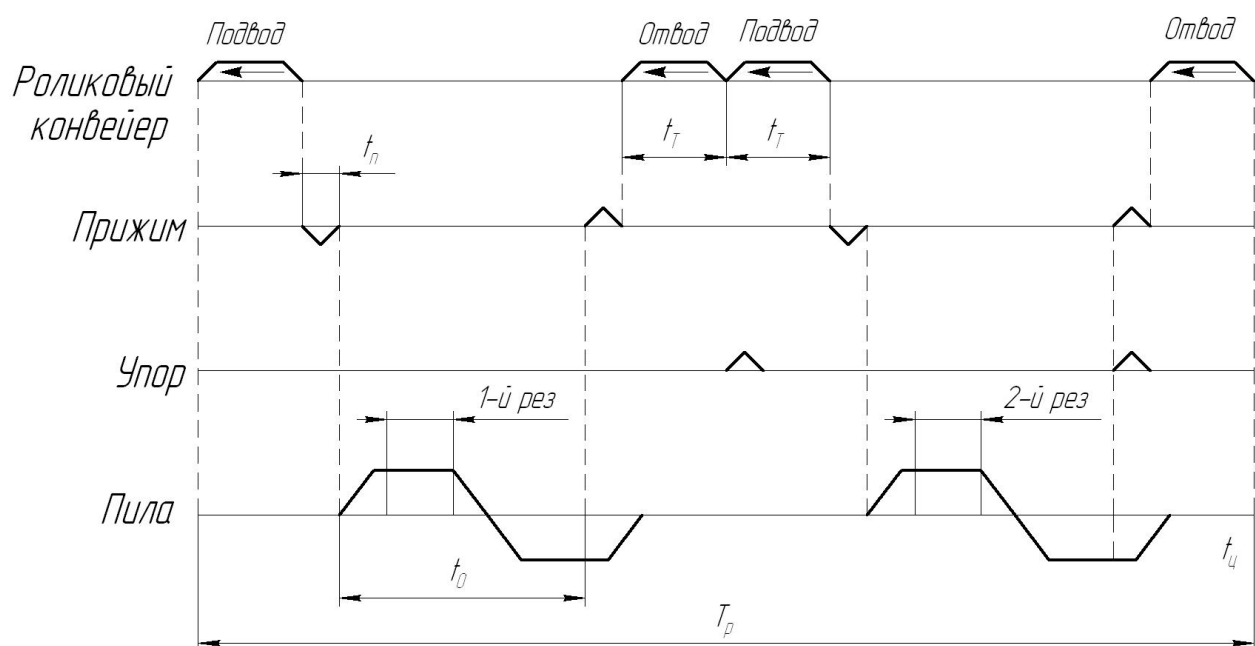


Рисунок 3.4 – Циклограма ділянки різання прокату салазковою пилюкою під упор

Останній фактор виключає втрати часу на зупинку диска, розгін ланки подачі та повернення у вихідне положення. На рис. 3.5 показана циклограма роботи ділянки з роторною пилюкою при тих же режимах роботи допоміжного обладнання, що і на рис. 3.4. Порівняння цих циклограм показало, що за інших рівних умов заміна салазкової пилюки на роторну дозволила в 1,5 рази збільшити продуктивність ділянки як за рахунок скорочення часу зупинки прокату на роликівому конвеєрі, так і за рахунок суміщення операцій повернення диска у вихідне положення, а також звільнення прокату притискається з подальшим транспортуванням відрізаної смуги. Таке поєднання виявилось можливим завдяки практично миттєвому виходу диска з прорізу після різання.

Подальше скорочення циклу різання, як свідчить аналіз циклограми рис. 3.5, може бути досягнуто шляхом скорочення часу спрацьовування притиску. Ця операція у загальному циклі різання займає 5...10%. Для реалізації такого поєднання пропонується механізм розкриття

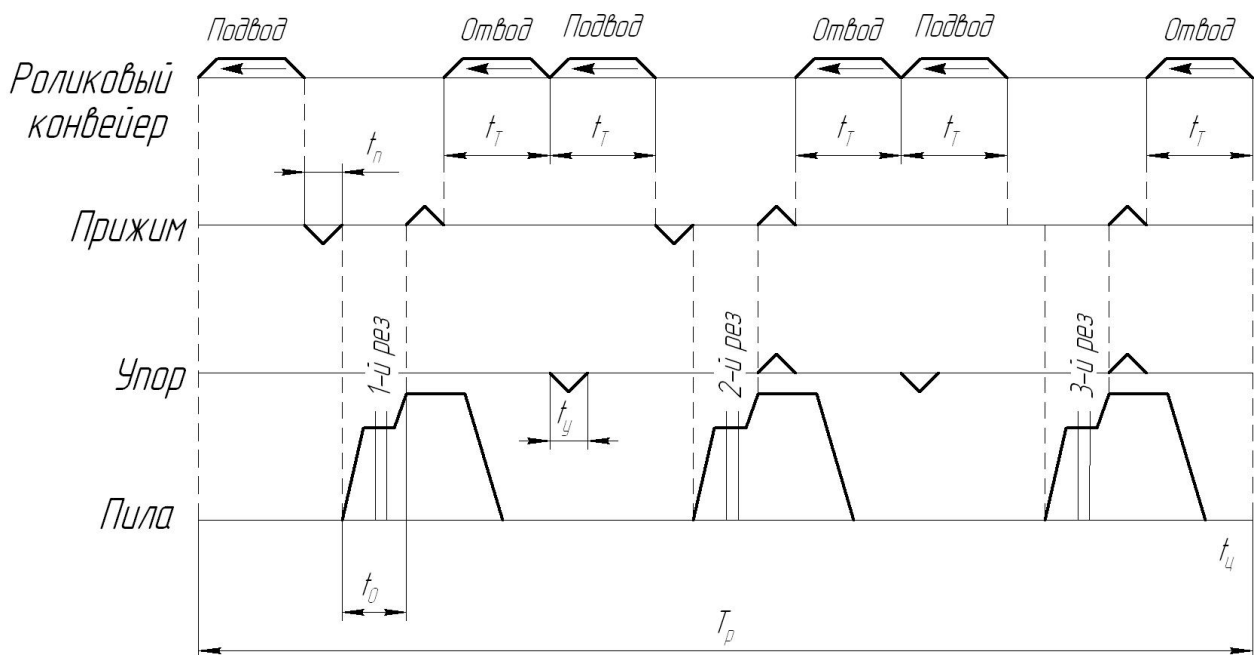


Рисунок 3.5 – Циклограма ділянки різання прокату роторною пилюкою під упор

пропили або затискач для фіксації прокату кінематично зв'язати з механізмом подачі і таким чином здійснювати цю допоміжну операцію під час холостого ходу диска, тобто підведення диска до заготівлі.

Ще одним резервом підвищення продуктивності може бути суміщення операцій відведення відрізаної частини з підведенням під відрізок розкату, що залишився. Як видно з циклограми, ці операції здійснюються послідовно. Однак запропоноване поєднання ускладнюється необхідністю опустити упор перед підведенням гуркотом і відміряти наступну заготівлю. Тому справжній шлях поєднання зазначених операцій – створення розриву між смугами, достатнього опускання у нього упора. Одним із способів реалізації даної пропозиції є надання відрізаної мірної довжини в початковий період руху більшої швидкості, ніж решті гуркоту, що переміщується спільно з відрізаним прокатом. Оскільки кожна зі смуг лежить на окремій секції роликового конвеєра – підвідної та відвідної, які виконані з роздільним управлінням, на відвідній можна дати короткочасне перевищення номінальної швидкості у 2...3 рази. Таке перевищення за 1...2 з руху смуги створює між відрізаною мірною довжиною і довгою розкочуванням відстань, достатню для опускання в цей розрив упору. Подібний спосіб може знайти застосування у разі використання на ділянці швидкості, розрахованої на короткі заготовки. У цьому випадку при різанні гуркоту на великі довжини, коли на транспортування йде багато часу, роликовому конвеєру, що відводить, можна повідомляти велику швидкість. Оптимальний спосіб встановлення на ділянці 2 пилок: перша виконує розкрій дворазових мірних довжин, друга – одноразових. Але швидкість роликових конвеєрів діляниці визначено короткомірними заготовками. Отже, пилка, що виконує різання на дворазові мірні довжини, "буде вузьким місцем" такої ділянки, оскільки на малій швидкості доведеться підводити і відводити довші заготовки, ніж на другій пилці. Для того, щоб зрівняти продуктивність обох пилок, можна застосувати запропонований спосіб на першій пилці. Циклограма роботи ділянки подано на рис 3.6. T_p для такого випадку можна розрахувати за таким виразом

$$T_p = (t_T + t_n + t_o + t_y)N. \quad (3.6)$$

На рис 3.7 представлені графічні залежності порозводительности ділянок від швидкості роликового конвеєра при тих умовах, що і в прикладі наведеному в пункті 3.2. Порівнюється продуктивність ділянок, обладнаних двома роторними пилами, що працюють під упор і ведуть поштучний розкрій прокату 1 і пакета з двох гуркотів 2, а також ділянок, що використовують запропоноване в роботі суміщення операцій при поштучному 3 і пакетному різанні двох розкочування 4. Порівняння цих залежностей показує, що навіть при поштучному розкрої прокату суміщення операцій практично в 1,5 рази підвищує продуктивність ділянки. А застосування пакетного різання двох гуркотів із запасом може забезпечити продуктивність будь-якого стану. Таким чином, запропоновані способи розкрою покату дозволяють вирішити проблему підвищення пропускнуої спроможності ділянки різання без збільшення кількості різального обладнання, площ, витрат і т.д.

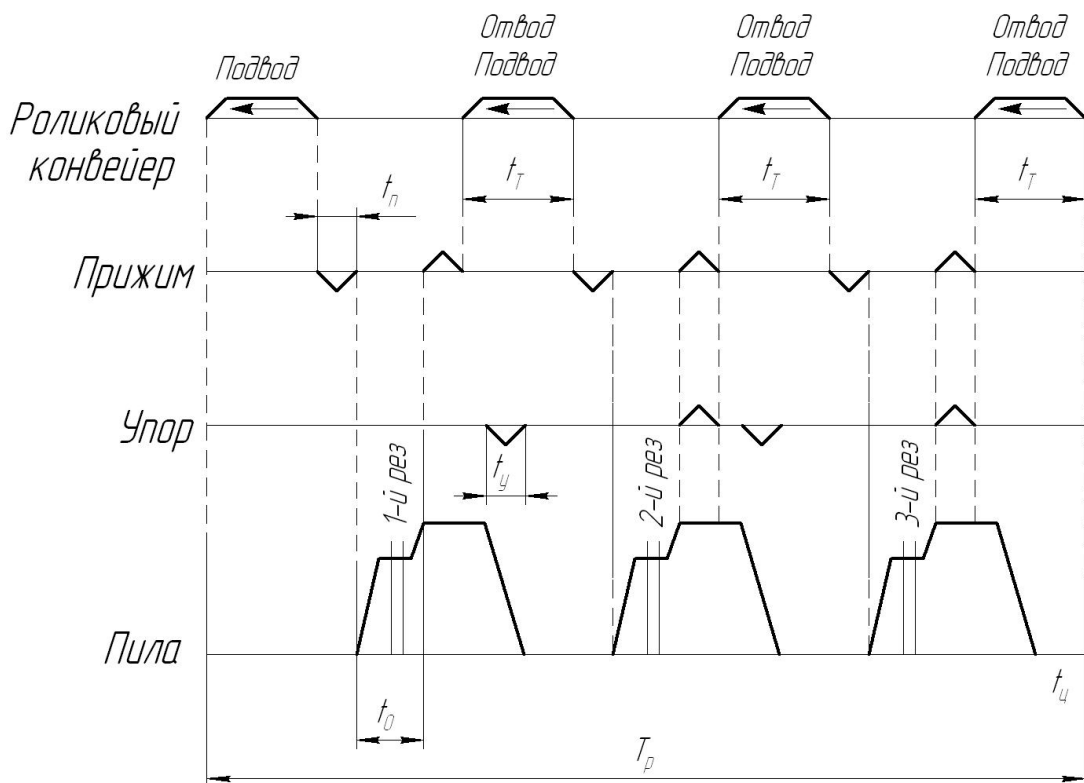


Рисунок 3.6 – Циклограма ділянки різання з розривом у заготовках

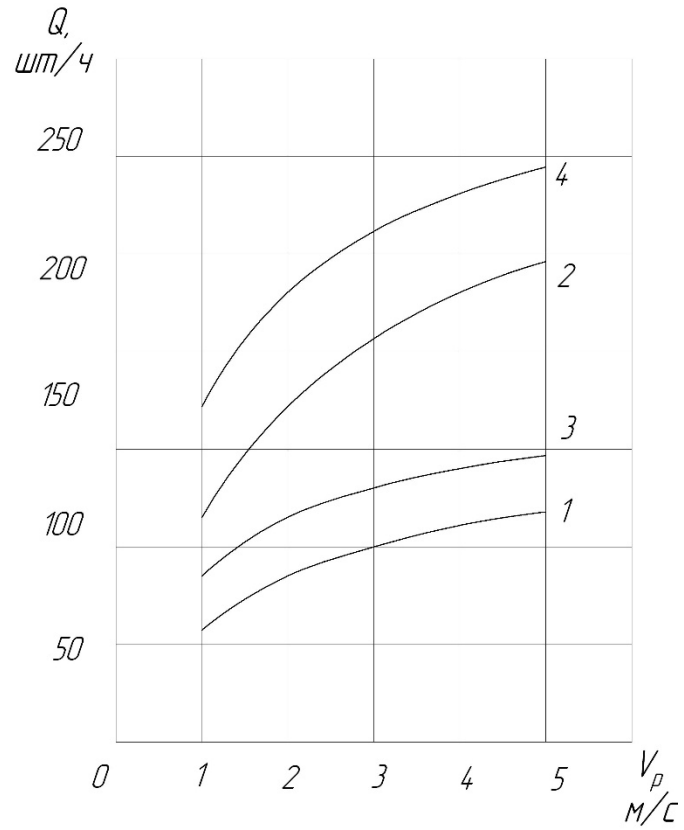


Рисунок 3.7 - Залежність продуктивності ділянки від швидкості роликового конвеєра

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА В ГАЛУЗІ

4.1 Охорона праці на виробництві

Охорона праці - система законодавчих актів: соціально-економічних, організаційних, технічних, гігієнічних, лікувально-профілактичних заходів, що забезпечують безпеку, здоров'я та працездатність людини у процесі праці.

Завдання - звести до мінімуму ймовірність ураження чи захворювання працюючого з одночасним забезпеченням комфорту за максимальної продуктивності праці. Реальні виробничі умови характеризуються небезпечними та шкідливими факторами. Небезпечні виробничі фактори - фактори, вплив яких на працюючого в певних умовах призводять до травми або інших професійних захворювань. Шкідливим виробничим фактором називається такий, вплив якого на працюючого в певних умовах призводить до захворювання або зниження працездатності. Небезпечні - деталі механізмів, що рухаються, розпечені тіла. Шкідливі - повітря, домішки в ньому, теплота, недостатнє освітлення, шум, вібрація, іонізуюче лазерне та електромагнітне випромінювання.

У законодавстві про ОП відображено такі правила та норми: правила організації ОП на підприємствах; правила з ТБ та виробничої санітарії; правила, що забезпечують індивідуальний захист працівників професійних захворювань; правила та норми спеціальної охорони праці жінок, молоді та осіб зі зниженою працездатністю; правові норми, у яких передбачається відповідальність порушення законодавства про ОП.

4.2 Аналіз потенційних та шкідливих факторів виробничого середовища

Розглянемо карту умов праці оператора поста управління стану 1050 (таблиця 4.1).

Таблиця 4.1 - Технологічна карта умов праці оператора посту управління станом 1050

Гігієнічна оцінка умов праці

Умови та характер праці відносяться до III класу 3 ступеня за показниками шкідливості: стереотипні рухи кистей рук та пальців, інфрачервоне випромінювання.

Атестація робочого місця

Фактори виробничого середовища та трудового процесу	Нормативно-значення, ГДК, ПДК	Фактичне значення	III клас шкідливих та небезпечних умов., та характер праці			Час дії фактора % за зміну
			1 степень	2 степень	3 степень	
I I. Пил переважно фіброгенної дії, мг/м ³						
пил силікатовмісний	4,0	6,4	1,8			94,5
IV . Шум еквівалентний, дБА	80	64				
VIII . Мікроклімат у приміщенні						
- температура повітря °,	28-21	30	2,0			94,5
- швидкість руху повітря, м/сек	0,1-0,2	< 0,3				94,5
- відносна вологість повітря, %	55	39				94,5
- інфрачервоне випромінювання, Вт/м ²	140	360		360		94,5
IX . Тяжкість роботи						
<u>Динамічна робота</u> м'язів плечового поясу - дрібні стереотипні рухи кистей та пальців рук (кількість за хвилину)	80000	96868			96868	
X. _ Напруженість праці						
Тривалість, зосередженість (% до тривалості зміни)	75	88,5	88,5			
Емоційна та інтелектуальна напруженість				Особ . ризик		
Кількість факторів			2	2	1	

Робочі місця мають у наявності: 2 фактори 1 ступеня, 2 фактори 2 ступеня, 1 фактор 3 ступеня. За показниками робоче місце слід рахувати з особливо шкідливими та особливо важкими умовами праці, що відповідає показникам Списку №1 пункт 1.

Згідно зі списком №1: пенсійний вік за пільговими умовами для чоловіків становить 50 років, для жінок 45 років, дається додаткова відпустка 14 днів, дається молоко та доплати згідно з колективним договором.

У таблиці 4.2 наведено фактори виробничого середовища трудового процесу та заходи щодо їх усунення, які мають місце на ділянці табору.

Таблиця 4.2 – Технічні заходи захисту від впливу шкідливих факторів виробничого середовища

№ п/п	Небезпечний чи шкідливий фактор виробничого середовища	Захисне пристрій	Тип пристрої	Параметри пристрої	Місце установки
2	Запиленість	Витяжна вентиляція			Стаціонарна установка
3	Запиленість	Розпіратор-СІЗОД	"Пелюстка" 40	-	Індивідуально
4	Шум	Навушники протишумові	-	Придатний до 110дБ	Індивідуально
5	Температура	Утеплена куртка, ватяні штани,	-	-	Індивідуально

4.3 Розрахунок звукоізоляційної kabіни спостереження та дистанційного керування

Виробничим шумом називається шум на робочих місцях, на ділянках або на території підприємств, який виникає під час виробничого процесу.

З метою захисту від шуму обслуговуючого персоналу на виробничих місцях з шумними технологічними процесами або з шумним обладнанням необхідно встановлювати кабінки спостереження та дистанційного контролю.

Використовуючи звукоізоляційні кабінки, можна забезпечити практично необхідне зниження шуму. Кабінки виготовляють із цегли, бетону та інших будівельних матеріалів. Внутрішня поверхня кабінки покрита звукопоглинаючим матеріалом із максимальними коефіцієнтами звукопоглинання в діапазоні (250 – 2000 Гц).

4.3.1 Визначення рівня звукового тиску у розрахунковій точці

Якщо джерела шуму розташовані на прилеглій до ізольованого приміщення території, а шум проникає через огорожувальні конструкції в ізольоване приміщення (рис. 4.1), то очікувані рівні звукового тиску L_v розрахунковій точці

$$L = L_{\text{сум}} + 10 \lg S - B - 10 \lg B + 6 = 117,85 + 10 \lg 26,32 - 4,4 - 10 \lg 4,4 + 6 = 126,37 \text{ дБ}, \quad (4.1)$$

$$L_{\text{сум}} = 10 \lg \sum_{k=1}^n 10^{0,1L_k} = 10 \lg (10^{0,1 \cdot 117,51} + 10^{0,1 \cdot 106,64}) = 117,85 \text{ дБ}, \quad (4.2)$$

$$L_k = L_{p_k} - 20 \lg r_k + 10 \lg \frac{\Phi_k}{4\pi} - \frac{\beta_a r_k}{1000}. \quad (4.3)$$

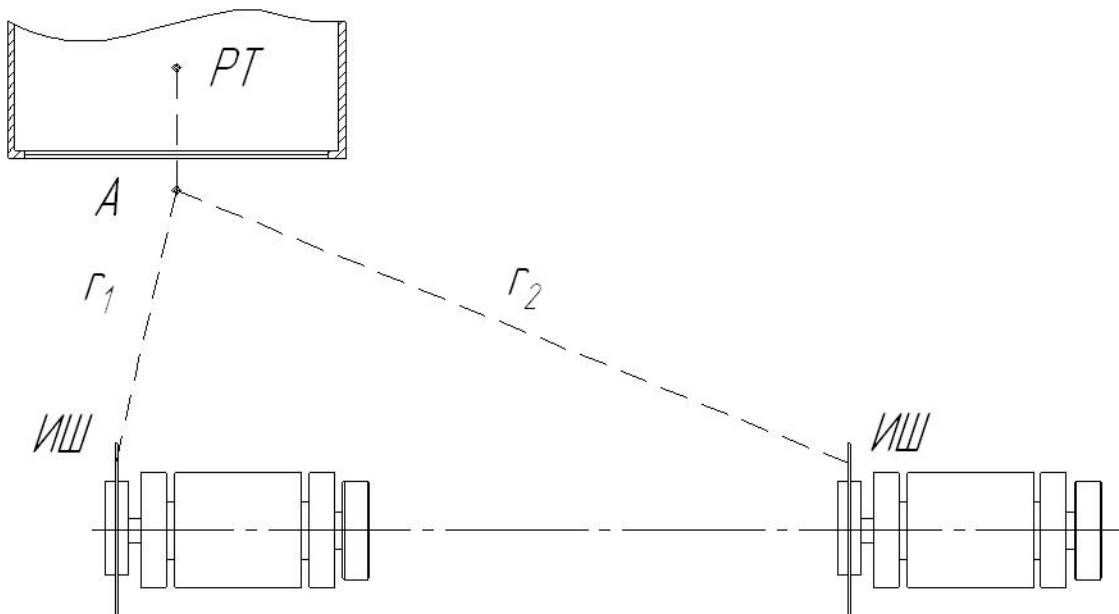


Рисунок 4.1 – Схема розташування розрахункової точки PT та джерел шуму III :

r - відстань від центру випромінювання до проміжної розрахункової точки

$$L_1 = L_{p_1} - 20 \lg r_1 + 10 \lg \frac{\Phi_1}{4\pi} - \frac{\beta_a r_1}{1000} = 120 - 20 \lg 3,8 + 10 \lg \frac{2}{4 \cdot 3,14} - \frac{24 \cdot 3,8}{1000} = 117,51 \text{ дБ}$$

$$= 106,64 \text{ дБ}$$

$$L_2 = L_{p_2} - 20 \lg r_2 + 10 \lg \frac{\Phi_2}{4\pi} - \frac{\beta_a r_2}{1000} = 120 - 20 \lg 13,4 + 10 \lg \frac{4}{4 \cdot 3,14} - \frac{24 \cdot 13,4}{1000} =$$

де $L_{\text{сум}}$ - сумарний рівень звукового тиску, утворений усіма розглянутими джерелами шуму в проміжній розрахунковій точці А, розміщеній на відстані 2м від огороженої конструкції приміщення, що розглядається дБ;

L_k - октавний рівень звукового тиску, створюваний аналізованим джерелом шуму в проміжній розрахунковій точці А, дБ;

L_{p_k} - октавний рівень звукової потужності, що випромінюється аналізованим джерелом шуму дБ;

r_k - відстань від джерела шуму до проміжної точки А, м;

S - площа огородження, що розглядається, або елемента огородження, через який шум проникає в ізольоване приміщення, м²;

V - постійна ізольованого приміщення, м³;

n - загальна кількість джерел шуму, які беруть до уваги;

Φ_k - фактор спрямованості джерела шуму,

$\Phi_k = 2$ при розташуванні джерела з рівномірним випромінюванням на поверхні, що відбиває, $\Phi_k = 4$ при розташуванні джерела біля двогранного кута [17];

β_a - Згасання звуку в атмосфері,

$\beta_a = 24$ дБ/км при середньгеометричній частоті 4000 Гц [17].

4.3.2 Розрахунок зниження шуму звукоізоляційною кабіною

Необхідне зниження шуму кабіною визначається за такою формулою:

$$R_{\text{каб.}} = L_{\text{ш}} - L_{\text{дон}} = 126,375 - 80 = 46,37 \text{ дБ}, \quad (4.4)$$

де $L_{\text{ш}} = 126,375$ дБ октавний рівень звукового тиску на робочому місці шумного приміщення на певному місці встановлення кабіни (дБ), що вимірюється в діючому приміщенні,

$L_{\text{дон}} = 80$ дБ - Допустимий рівень звукового тиску на робочих місцях в кабіні [17].

Таблиця 4.3 - Звукоізоляція елементів кабіни, дБ

Конструкція.	Поверхнева густина, кг/м ²	Товщина, мм	Середньгеометрична частота октавної частоти, Гц
--------------	---------------------------------------	-------------	---

		Елементи	Повітряні проміжок	4000
Цегляна кладка, оштукатурена з двох боків	420	270	-	65
Подвійне вікно із силікатним склом.	-	3 та 3	100	45
Стандартні двері без ущільнення	-	40	-	20

Середня ізоляція шуму даної неоднорідної конструкції визначається за формулою

$$R_{cp} = 10 \cdot Lg \left(\frac{S_{общ}}{\sum_{i=1}^n S_i \cdot 10^{-0,1 \cdot R_i}} \right) = \quad (4.5)$$

$$= 10 \cdot Lg \left(\frac{26,32}{7,9 \cdot 10^{-0,1 \cdot 45} + 1,6 \cdot 10^{-0,1 \cdot 20} + 16,81 \cdot 10^{-0,1 \cdot 65}} \right) = 32,09 \text{ дБ},$$

де $S_{общ}$ - Загальна площа огорожі, м²;
 S_i, R_i - площа та звукоізоляція окремого елемента.
 n - кількість елементів;

Необхідна звукоізоляційна здатність огорожувальних конструкцій, вікон та дверей звукоізоляційних кабін визначається за формулою

$$R_{Hi} = R_{сер} + 10 \cdot Lg \frac{S_i}{S_{заг}} + 10 \cdot Lg \cdot n; \quad (4.6)$$

Для цегляної кладки, оштукатуреної з двох сторін:

$$R_{н.к} = 32,09 + 10 \cdot Lg \frac{16,81}{26,32} + 10 \cdot Lg1 = 30,15 \text{ дБ};$$

Для подвійного вікна із силікатним склом:

$$R_{н.о} = 32,09 + 10 \cdot Lg \frac{7,9}{26,32} + 10 \cdot Lg1 = 26,869 \text{ дБ};$$

Для стандартних дверей з ущільненням прокладками із пористої гуми:

$$R_{н.д} = 32,09 + 10 \cdot Lg \frac{1,6}{26,32} + 10 \cdot Lg1 = 19,93 \text{ дБ}.$$

Проводимо перевірочний розрахунок очікуваного зниження шуму кабіною

$$R_{каб} = R_{ср} + 10LgB_k - 10Lg \sum_{k=1}^n S_i = 32,09 + 10 \cdot Lg1,98 - 10 \cdot Lg(16,81 + 7,9 + 1,6) = 20,85 \text{ дБ}.$$

де S_i - Площа кожного елемента огороження, м²;

n - загальна кількість елементів огорожі.

Так як ($R_{ср} = 32,09$ дБ $> R_{каб} = 20,85$ дБ) то цьому випадку розрахунок закінчено.

Виходячи з отриманих результатів, обрані елементи кабіни спостереження та дистанційного керування, задовольняють параметрам звукоізоляції.

4.4 Інші заходи спрямовані на зниження рівня шуму

Ефективним заходом зниження шуму при різанні дисковими пилами є застосування різних конструкцій глушників (рис. 4.2).

З метою зменшення вібрації диска першому випадку (рис. 4.2, а) передбачено використання опори, тобто. азбестових демпферів, що обмежують рух диска. У другому випадку вільна частина диска занурена в посудину з рідиною (рис. 4.2 б). Коливання диска демпфуються рідиною, і шум, що генерується диском пили знижується. Рівень шуму при застосуванні описаних глушників знижується до 85-90 дБ. У третьому випадку диск пили укріплюють вінцями (рис. 4.2, в).

При зміні конструкції пили може бути істотно знижений рівень шуму при різанні металу. Так, у диску пили фрезерують фігурні отвори так, що отвори розташовані по одному діаметру по обидва боки центру диска. При виникненні в диску згинальних коливань останні локалізуються при проходженні отвору, знижуючи шум, що генерується.

Для зниження рівня шуму можна рекомендувати наступні конструктивні заходи: - застосування дисків пили з максимально можливим числом зубів; використання демпфуючих прокладок при затисканні прокату, що розрізається, для зменшення збудження коливань в конструкції опор диска; демпфування коливань у диску пили шляхом

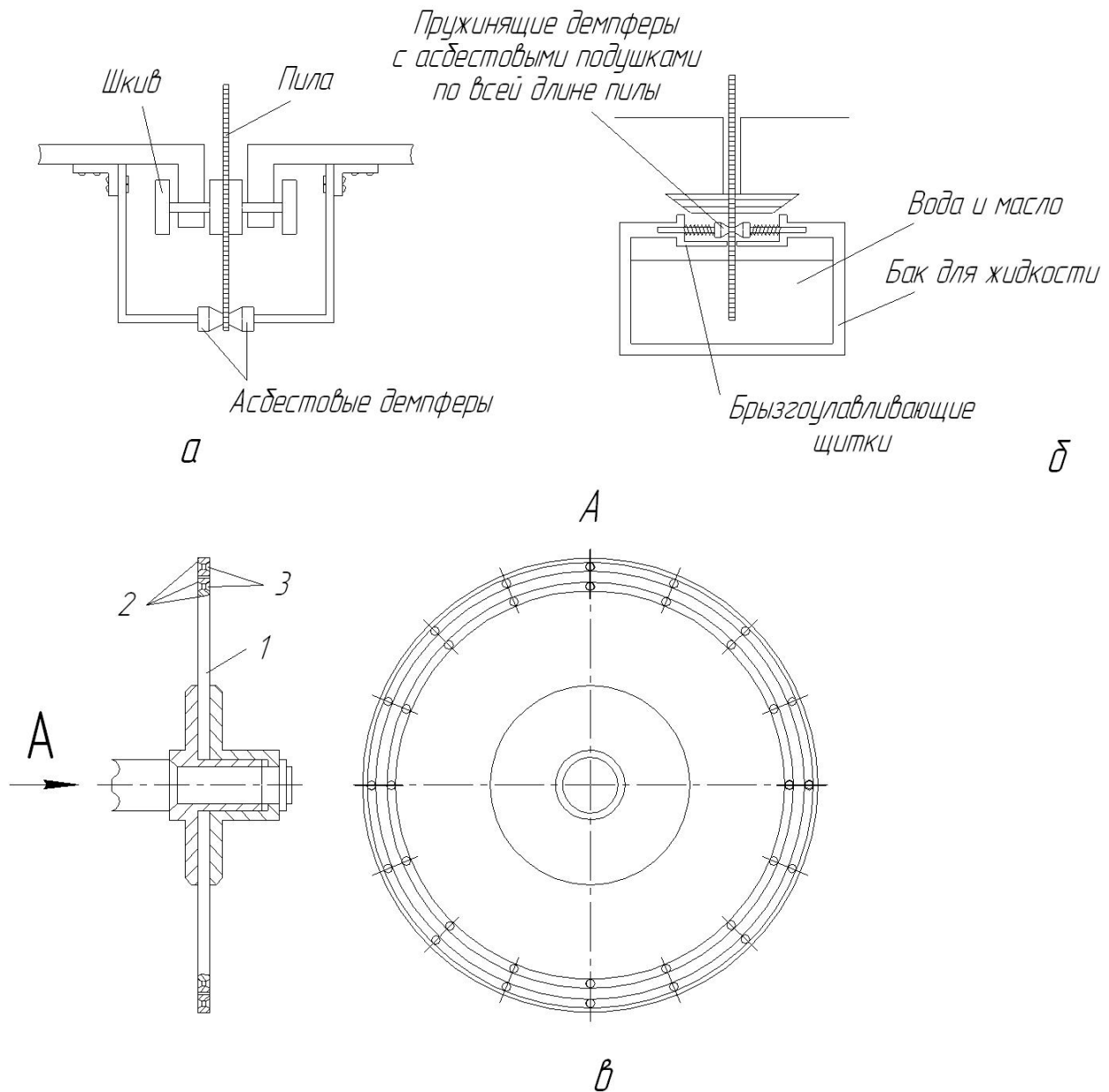


Рисунок 4.2 – Способи зниження шуму при різанні дисковими пилами:

а - глушник шуму з азбестовим демпфером; б – те саме, з демпфуючою рідиною; в – складовий диск; 1 – центральний диск; 2 – вінці; 3 – заклепки

застосування прокладок у затискному фланці (рис. 4.3) або притискних роликів; використання багат шарових дисків пилки.

Впровадження перерахованих заходів забезпечує зниження шуму до 5дБА, проте при застосуванні замість дисків абразивно-відрізних кіл знижує рівень звукової потужності до 15 дБА за тих же умов експлуатації.

Гаряче абразивне різання прокату має низький рівень шуму, малу тривалість різання, високу продуктивність зі знімання металу, економічність, особливо при різанні спеціальної легованої сталі, відсутність необхідності зачищення торців і видалення задирок.

При різанні дисковими пилами генерується шум через тертя металу, що розрізається об диск, а також взаємодія між диском пили і металом.

Рівень шуму і розподіл частот залежать від геометричної форми металу, що розрізається, і виду матеріалу. При зворотному ході пилки з'являється шум, зумовлений бічною вібрацією диска пилки. Показано, що при різанні більше

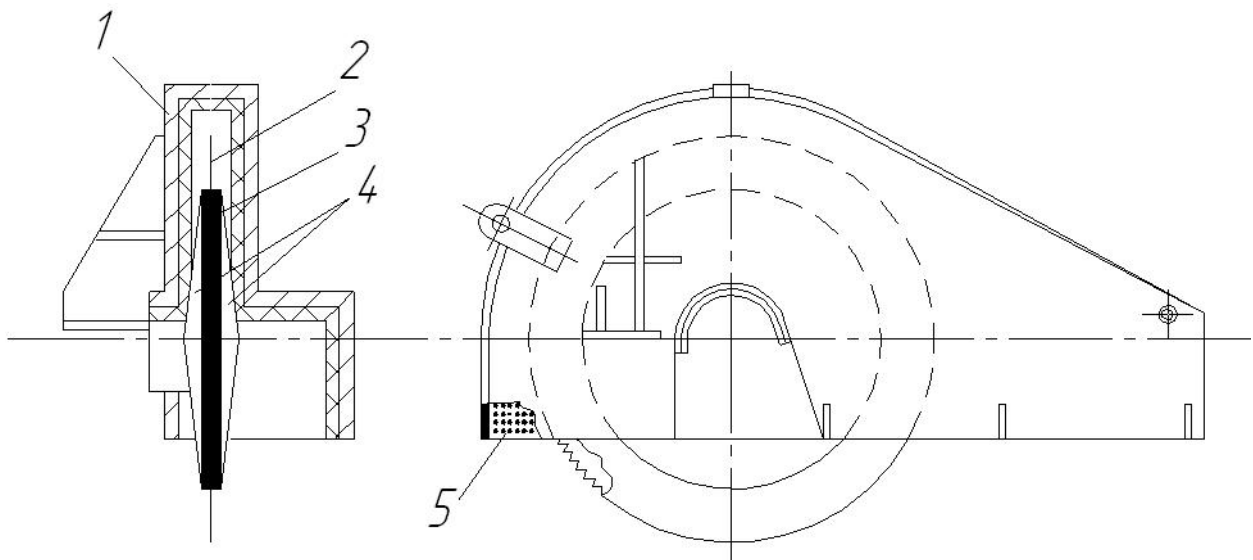


Рисунок 4.3 – Пристрій для глушіння шуму дискової пилки:

1 – звукоізолюючий кожух; 2 – диск пили; 3 – гумові прокладки; 4 – притискні шайби збільшеного діаметра; 5 – звукопоглинаюче облицювання кожуха

твердого металу виникає підвищений рівень шуму з більшою часткою високочастотних складових. При різанні за кілька проходів підвищення рівня шуму незначно порівняно з різкою за прохід. Зниження рівня шуму може бути досягнуто поступовим відведенням розрізаних частин гуркату, ізоляцією металу, що розрізається від рольгангу, що призводить до зменшення в рольганзі

корпусного шуму. Особливо високий рівень шуму спостерігається при зворотному ході диска пили внаслідок його бічних коливань.

4.5 Технічні рішення щодо виробничої санітарії

4.5.1 Опалення та вентиляція

Під вентиляцією розуміють систему заходів та пристроїв, призначених для забезпечення на робочих місцях, у робочих та обслуговуваних зонах приміщень метеорологічних умов та чистоти повітряного середовища. Залежно від способу переміщення повітря розрізняють природну та механічну вентиляцію. Для усунення осідання пилу в приміщенні, зменшуючи його кількість у повітрі, все обладнання закрито парасольками (витяжна вентиляція), з'єднаними за допомогою повітроводів з пристроями для очищення повітря, що видаляється.

У прокатному виробництві має місце випаровування технологічного мастила. Для видалення цих пар за кліттю встановлюють парасольки.

Також у прольоті ділянки використовують природну вентиляцію повітря. У такому вигляді вентиляції повітря надходить та видаляється через щілини вікна, двері, ворота, ліхтарі.

Опалення побутових приміщень здійснюється за допомогою панелей (батарей) у яких як теплоносії використовують пар. Опалення побутових приміщень здійснюється від цеху тепловодопостачання.

4.5.2 Природне та штучне освітлення

Для створення сприятливих умов праці важливе значення має раціональне висвітлення. Незадовільне висвітлення ускладнює проведення робіт, веде до зниження продуктивності праці та працездатності очей і може бути причиною їх захворювань та нещасних випадків.

На промислових підприємствах штучне освітлення поділяється на робоче (для проведення робіт у темний час доби або у 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 робітника освітлення) та охоронне. При необхідності частина світильників того чи іншого виду освітлення може використовуватись для чергового освітлення.

Штучне освітлення проектується двох систем: загальне (рівномірне чи локалізоване з урахуванням розташування робочих місць) та комбіноване, коли до загального освітлення додається місцеве. Застосування одного місцевого освітлення не допускається, оскільки різкий контраст між яскраво освітленими та неосвітленими місцями стомлює очі, сповільнює швидкість роботи і нерідко є причиною нещасних випадків.

Характер зорової роботи – високої точності, розряд зорової роботи III , підряд роботи – В, контрастність об'єкта з фоном – середня, фон – середній, освітлення – комбіноване з газорозрядними лампами серії ВЛВ, ВЛК, ЛОУ. Освітленість ділянки не менше 750лк.

4.5.3 Санітарно-побутові приміщення

Обсяг виробничого приміщення однієї робочого, дільниці, становить 15,1м³, за нормами площа однієї робочого припадає 4,6м², що відповідає фактичним значенням.

Виробниче приміщення розташоване з урахуванням послідовності виробничих операцій, що унеможлиблює перетин технологічних потоків. Виробничий процес дільниці практично автоматизовано на 70%, управління технологією здійснюється у кабінах. Ділянка має примусове відведення тепла, газів та вологи через витяжні парасольки.

Конструкція стін, вікон, стель тощо. у виробничому приміщенні відповідає нормам санітарії та забезпечують сприятливі умови праці робочому персоналу.

До побутових належать приміщення задоволення санітарних і побутових потреб трудящих під час перебування їх у роботі: приміщення прийому їжі, вбиральні, душові, туалети, умивальні, курильні, обігріву трудящих і питного

водопостачання. Так як ділянка має велику кількість людей, побутові приміщення розташовуються в безпосередній близькості з виробничою будівлею.

У цеху є здоровпункт, на ділянках обладнані санітарні пости, укомплектовані аптечками та іншими медичними препаратами.

4.5.4 Виробничий шум, виробнича вібрація

За походженням шум буває механічний, що виникає в результаті тертя вузлів та деталей механізмів та машин на холостому та робочому ході; аерогідродинамічний, що виникає при великих швидкостях руху потоків повітря, газів, рідин; імпульсний, що виникає в результаті зіткнення твердих тіл; термічний, що генерується при згорянні газоподібного палива в пальникових та форсуночних пристроях. Джерелами шуму на ділянці слябінгу є: приводи ножиць, рольгангів, робочої кліті, кантувача; також шум виникає при ударах злитка про рольганг, робочі валки, упор ножиць.

Шум різної інтенсивності та частоти, довгостроково впливаючи на працюючих, призводить до зниження гостроти слуху, а згодом до розвитку професійної глухоти. Шум також негативно впливає фізіологічні функції організму людини. Будучи зовнішнім подразником, який сприймається та аналізується корою головного мозку, шум призводить до перенапруги центральної нервової системи та розладу функцій внутрішніх органів та систем людини.

Для зменшення шуму в джерелі його утворення замінюють ударні взаємодії деталей ненаголошеними, зворотно-поступальні рухи - обертальними; демпфують коливання деталей, що соударяються, і окремих вузлів агрегату шляхом зчленування їх з матеріалами, що мають велике внутрішнє тертя: гумою, пробкою, бітумом, бітумними картонами, повстю, азбестом та ін; зменшують інтенсивність вібрацій деталей агрегатів шляхом облицювання цих поверхонь.

Для ослаблення вібрацій всі агрегати, що створюють вібрації (робочі машини, двигуни, вентилятори тощо), встановлюють на самостійних

фундаментах, віброізолюваних від підлоги та інших конструкцій будівель, або спеціально розрахованих амортизаторах із сталевих пружин або пружних матеріалів. Для ослаблення передачі вібрацій та шуму по повітроводах та трубопроводах приєднання їх до вентиляторів та насосів здійснюється за допомогою гнучкої вставки з прогумованої тканини або гумового патрубку.

4.5.5 Виробничі випромінювання

Температурний режим у виробничих приміщеннях або в ізолюваних його частинах залежить від величини тепловиділень обладнання, агрегатів, нагрітих напівфабрикатів та готової продукції, а також від сонячної радіації, що проникає в цех через відкриті та засклені отвори. Частина тепла, що надійшло в цех, віддається назовні, а решта, так зване явне або надлишкове тепло, нагріває повітря робочих приміщень.

Робочі холодних цехів металургійних підприємств постійно чи періодично зазнають впливу інфрачервоного випромінювання. Інтенсивність опромінення на робочих місцях залежно від розмірів та температури джерел випромінювання та відстані від нього змінюється у широких межах.

Для поліпшення умов праці в холодних цехах та захисту працюючих від теплового впливу застосовують такі способи: теплоізоляцію поверхонь, що випромінюють тепло, за допомогою водоохолоджуваних екранів, рам, щитів, завіс та ін.; теплоізоляцію та охолодження робочих місць (постів управління, кабін машиністів кранів та ін.); природну та механічну вентиляцію; повітряне охолодження замкнених просторів печей, що у ремонті; водорозпилення на робочих місцях та у припливних віконних отворах; спецодяг та індивідуальні захисні пристрої — щитки, екрани, окуляри, світлофільтри; раціональну організацію режиму праці та відпочинку.

Ефективним засобом зниження шкідливої дії теплових виділень є максимальне скорочення часу знаходження нагрітого металу у виробничих приміщеннях.

4.6 Заходи з техніки безпеки

Електроустаткування ділянки відноситься до установок до 1000В. Умови безпечної експлуатації значною мірою залежать від захищених пристроїв.

Усі струмопровідні частини ізольовані. Як захисну ізоляцію застосовують теплостійкі лаки, електроізолюючі плівки, емалеві та масляні фарби.

Покриття повинні швидко сохнути, добре зв'язуватися з поверхнею, що покривається, утворювати на ній токонепровідну плівку, вологонепроникну, механічно міцну плівку. Для захисту від короткого замикання використовують швидкодіючий релейний захист та вимикачі, плавкі запобіжники. На всіх частинах устаткування, що обертаються, повинні бути встановлені захисні щити, кожухи.

На вантажопідіймальному устаткуванні, крім перелічених вище вимог, повинні бути встановлені обмежувачі вантажопідйомності, а також відсутнє мимовільне опускання вантажу. Робота вантажопідіймальних машин та пристроїв для транспортування вантажів у момент пусків повинна супроводжуватись звуковими сигналами.

Дотримання всіх норм та правил техніки безпеки призводить до значного зниження нещасних випадків на виробництві.

4.7 Заходи пожежної безпеки

Ділянка має категорію з пожежонебезпечності Г (не горючі речовини розпечені або розплавлені, і горючі речовини спалюються або утилізуються як паливо). Будівля металургійної ділянки відноситься до 1 ступеня вогнебезпечності (будівлі з несучими та огорожувальними конструкціями з природних або штучних кам'яних матеріалів, бетону або залізобетону із застосуванням листових та плитних негорючих матеріалів).

До первинних засобів пожежогасіння на комбінаті відносять: вогнегасники пінні серії ОХП-10, ОВП-10 та вогнегасники вуглекислотні серії ОУ-2, ОУ-5, ОУ-8. Пожежний інвентар (покривало з негорючого теплоізоляційного полотна, ящики з піском, пожежні відра, совкові лопати, ломи, сокири, пожежні рукави).

Цех має внутрішній протипожежний водопровід із пожежними кранами та рукавами.

На території комбінату забороняється:

- палити у недозволених місцях, а курити необхідно у спеціально відведених місцях;
- закривати та захарашувати проїзди, підїзди та підходи до будівель, водопроводів та пожежних гідрантів;
- вимикати окремі ділянки водопровідної мережі, внутрішні пожежні крани, знижувати встановлений тиск у мережах;
- допускати до вогневих робіт осіб, які не пройшли інструктаж пожежного мінімуму;
- користуватися водою з пожежних водойм та засобами пожежогасіння не за прямим призначенням;
- застосовувати відкритий вогонь під час огляду устаткування.

ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ ТА РЕКОМЕНДАЦІЇ

1. У ході проведеного аналізу конструкцій дискових пилок гарячого різання з'ясувалося, що найбільш продуктивними є роторні пилки це пояснюється це тим, що пилки даної конструкції працюють на високих швидкостях подачі 1...3 м/с, в той час як традиційні конструкції ріжуть швидкістю 0,007...0,25 м/с. Збільшення швидкостей різання дозволяє збільшити продуктивність пилок, підвищити стійкість пиляльних дисків і значно розширити діапазон перерізів, що розрізаються.

2. Аналіз компоувальних схем ділянок різання виявив, що найбільш перспективною є така схема в якій дві стаціонарні роторні пилки гарячого різання ріжуть під упор, ця схема за рахунок різання пакетів заготовок дозволяє забезпечити продуктивність будь-якого прокатного стану.

3. Виявлено способи підвищення пропускної спроможності ділянки різання шляхом поєднання операцій підведення та відведення розкочування, що дозволяє підвищити продуктивність ділянки різання в 1,5 рази.

4. Ця робота може бути рекомендована до застосування у реальних умовах металургійного виробництва.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ЛІТЕРАТУРНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Іванченко Ф. К., Гребеник В. М., Ширяєв В. І. Розрахунок машин і механізмів прокатних цехів : навч. посіб. Київ : Вища школа, 1995. 456 с.
2. Прицип М. Г. Обладнання прокатних цехів : навч. посіб для студентів ЗДІА металург. спец. ден. та заоч. форм навчання / ЗДІА. Запоріжжя : ЗДІА, 2017. 115 с.
3. Прицип М. Г., Купріков В. О. Обладнання прокатних цехів : метод. вказівки до практ. занять і самот. роботи. Запоріжжя : ЗДІА, 2017. 83 с. URL: <http://ebooks.znu.edu.ua/files/ZII/metodychky/do2018/f357833.pdf>.
4. Нові технологічні процеси з використанням прогресивних методів пластичного деформування : монографія / О. В. Нахайчук, О. О. Розенберг, В. А. Огородніков [та ін.]. Вінниця : УНІВЕРСУМ, 2008. 159 с.
5. Федьков Г. О., Жук А. Я., Хімін В. М. Механічне обладнання металургійних заводів. Обладнання для обробки металів тиском : метод. вказівки до лаб. практикуму. Запоріжжя : ЗДІА, 2003. 56 с.
6. Федьков Г. О., Кобрін Ю. Г. Обладнання для обробки металів тиском : метод. вказівки до викон. лаб. робіт. Запоріжжя : ЗДІА, 2011. 56 с.
7. Хімін В. М., Федьков Г. О. Конструкції агрегатів цехів обробки металів тиском. Обладнання цехів обробки металів тиском : метод. посіб. Розділ "Обладнання трубопресових і пресово-волоочильних цехів" / ЗДІА. Запоріжжя : ЗДІА, 2006. 78 с.
8. Малишев Г. П. Надійність металургійних машин : конспект лекцій. Запоріжжя : ЗДІА, 2005. 60 с.
9. Малишев Г. П., Хімін В. Н. Надійність металургійного обладнання : метод. вказівки до викон. контр. розрахунк.-практ. роботи. Запоріжжя : ЗДІА, 2005. 28 с.
10. Куріс Ю. В., Грицай В. П., Малишев Г. П. Механічне обладнання металургійних підприємств : навч.-метод. посіб. Запоріжжя : ЗДІА, 2011. 135 с.
11. Таратута К. В., Малишев Г. П., Васильченко Т. О. Проблеми та напрямки подальшого розвитку металургійного обладнання : метод. вказівки до практ. занять та самот. роботи. Запоріжжя : ЗДІА, 2015. 83 с.
12. Організація, планування і управління виробництвом на металургійних підприємствах. Медведев І. А., Бельгольський Б. П., Зайцев Е. П.— 2-е вид., перероб. и доп.—К.; Донецк: Вища школа, 2004. 400 с.
13. Охрана окружающей среды : Учебное пособие для студентов вузов / Под ред. Белова С.В. – М.: Высш. Школа, 1983. -264с.
14. Купчик М.П. та інші. Основи охорони праці. – К.: Основа, 200. -416с.
15. Геврик Е.О. Охрана праці. Навчальний посібник для студентів вищих навчальних закладів. – К.:Ельга, Ніка-центр. 2003. – 280с.

16. Жидецький В.Ц. Основи охорони праці. Підручник.-Львів.: Афіша, 2003. – 320с.
17. Гадзюк М.П., Желібо Е.П., Халімовський М.О. Основи охорони праці: Підручник для студентів вищих навчальних закладів. Зав. ред. Гадзюк М.П. – К.: Каравелла, 2003. – 408с.
18. Огінський Й. К., Таратута К. В. Розрахунок металургійного обладнання : метод. вказівки до виконання курс. проекту для студентів ЗДІА спец. 133 "Галузеве машинобудування" ОПП "Металургійне обладнання" рівня вищ. освіти - магістр /ЗДІА. Запоріжжя: ЗДІА, 2018. 77 с. URL: <http://ebooks.znu.edu.ua/files/ZII/metodychky/2018/f359448.pdf>.

Список виконаних креслень

<i>№ п/п</i>	<i>Найменоване</i>	<i>Кол-во</i>	<i>Формат</i>
1	<i>Пила роторна гарячого різання РР 2500/200</i>	2	А1
2	<i>Вузол ріжучого диску</i>	1	А1
3	<i>Вал приводний</i>	1	А1
4	<i>Корпус касети</i>	1	А1
5	<i>Графіки залежності продуктивності ділянки різання від швидкості рольгангу</i>	1	А1
6	<i>Циклограми роботи ділянки різання</i>	1	А1
7	<i>Способи зниження шуми при різанні дисковими пилами</i>	1	А1

ДОДАТКИ