

Міністерство освіти і науки України

Запорізький національний університет
(повне найменування вищого навчального закладу)

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

кафедра металургійного обладнання
(повна назва кафедри)

ВИПУСКНА КВАЛІФІКАЦІЙНА РОБОТА БАКАЛАВРА

На тему Удосконалення вузла пильного диску роторної пили гарячого
різання сортового прокату в умовах прокатного цеху ПрАТ «Дніпроспецсталь».

Виконав: студент групи 6.1331-с

Петько В.Є.

(ПІБ)

(підпис)

спеціальності

133 Галузеве машинобудування

(шифр і назва)

спеціалізація

(шифр і назва)

Освітньо-професійна програма

133.00.12 Галузеве машинобудування

(шифр і назва)

Керівник Васильченко Т.О.

(прізвище та ініціали)

(підпис)

Н.контроль Васильченко Т.О.

(прізвище та ініціали)

(підпис)

Запоріжжя – 2024 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 Галузеве машинобудування

(шифр і назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедру А.О. Власов

“ _____ ” _____ 20__ року

Завдання

до випускної кваліфікаційної роботи бакалавра

Петька Владислава Євгенійовича

(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема бакалаврської роботи: Удосконалення вузла пильного диску роторної пили гарячого різання сортового прокату в умовах прокатного цеху ПрАТ «Дніпроспецсталь».
керівник бакалаврської роботи викладач Васильченко Т.О.
затвердені наказом вищого навчального закладу від “26” грудня 2023 року № 2215-с.
2. Строк подання студентом магістерської роботи 14 червня 2024 року.
3. Вихідні дані кваліфікаційної роботи техніко-економічні показники роботи прокатного цеху.
4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): 1. Загальна частина; 2. Спеціальна частина; 3. Експлуатаційна частина; 4. Охорона праці та техногенна безпека. Загальні висновки та рекомендації.
5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень): 1. Пила роторна гарячого різання РР 2500/2000– 2А1; 2. Циклограми роботи різних ділянок різки прокату- 1А1; 3. Вузол пильного диска – 1А1; 4. Фундамент роторної пили гарячого різання РР 2500/2000– 1А1 5. Шумоізоляція – 1А1.

6. Консультанти розділів магістерської роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		Завдання видав	Завдання прийняв
1	Васильченко Т.О., доцент		
2	Васильченко Т.О., доцент		
3	Васильченко Т.О., доцент		
4	Васильченко Т.О., доцент		

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів магістерської роботи	Строк виконання етапів магістерської роботи	Примітки
1	Збір матеріалу на проектування	13.05.2024 – 20.05.2024	
2	Групування та аналіз зібраного матеріалу. Уточнення завдань проектування	21.05.2024 – 27.05.2024	
3	Виконання теоретичної частини проекту	26.05.2024 – 29.05.2024	
4	Виконання графічної частини проекту	30.05.2024 – 05.06.2024	
5	Написання та оформлення пояснювальної записки	06.06.2024 – 10.06.2024	
6	Перевірка проекту консультантами	11.06.2024 – 13.06.2024	
7	Попередній захист проекту	14.06.2024	
8	Переплітання пояснювальної записки	Згідно з графіком	
9	Захист проекту у ДЕК	Згідно з графіком	

Студент _____
 (підпис) (прізвище та ініціали)

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

АНОТАЦІЯ

Петько В.Є. Удосконалення вузла пильного диску роторної пили гарячого різання сортового прокату в умовах прокатного цеху ПрАТ «Дніпроспецсталь»

Кваліфікаційна випускна робота для здобуття ступеня вищої освіти бакалавр за спеціальність 133 – Галузеве машинобудування, керівник Т.О. Васильченко. Запорізький національний університет, Інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю.М. Потебні, кафедра металургійного обладнання, 2024.

Розроблені заходи по підвищенню пропускної спроможності ділянки різання і оптимізовані її режими роботи. Визначені складові і оптимальна схема компоновки ділянки різання. Отримані графічні залежності, на підставі яких можливо вибрати оптимальну схему компоновки ділянки різання.

Ключові слова: ДІЛЯНКА РІЗКИ, РОТОРНА ПИЛА, ПРИТИСК, УПОР, КОМПОНУВАЛЬНА СХЕМА, ПРОПУСКНА СПРОМОЖНІСТЬ

ABSTRACT

Petko V.E. Improvement of the Assembly of the Saw Disc of the Rotary Saw for Hot Cutting of Graded Rolled Steel in the Conditions of the Rolling Shop of Dniprospeetsstal PrJSC .

Qualifying thesis for obtaining a bachelor's degree in higher education, specialty 133 - Industrial engineering, adviser T.Yu. Saykova. Zaporizhzhia National University, Engineering Educational and Scientific Institute them. Yu.M. Potebni, Department of Metallurgical Equipment, 2024.

Measures have been developed to increase the capacity of the cutting area and its operating modes have been optimized. The components and the optimal scheme of the layout of the cutting section are determined. Graphic dependencies are obtained, on the basis of which it is possible to choose the optimal scheme of the layout of the cutting section.

Key words: CUTTING SECTION, ROTARY SAW, PRESSURE, RESISTANCE, COMPONENT DIAGRAM, PERFORMANCE CAPACITY

ЗМІСТ

ВСТУП	8
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА	9
1.1 Загальні відомості про підприємство	9
1.2 Структура виробництва комбінату «Дніпроспецсталь»	10
1.3 Технологічний процес отримання продукції цеху	12
1.4 Основна продукція прокатного цеху	14
1.5 Основне і додаткове механічне обладнання цеху	15
1.6 “Вузькі місця” цеху і заходи щодо їх усунення	16
2 СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА	18
2.1 Огляд й аналіз конструкцій роторної пили гарячого різання РР 2500/2000	18
2.2 Вибір і обґрунтування прийнятої конструкції дискової пили гарячого різання	21
2.3 Визначення оптимальної компоувальної схеми ділянки різання прокату	31
2.4 Шляхи підвищення пропускної спроможності ділянки різання прокату	41
2.5 Визначення геометричних параметрів процесу різання дисковою пилою	47
2.6 Визначення зусиль різання прокату	49
2.7 Розрахунок приводу механізму обертання диска	50
2.8 Розрахунок приводу механізму подачі диска	53
2.9 Перевірка вала приводного шківа на втомну міцність	61
3 ЕКСПЛУАТАЦІЙНА ЧАСТИНА	67
3.1 Розрахунок фундаменту	67
3.2 Розрахунок системи змащування редуктора	71
4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА	76
4.1 Аналіз потенційних і шкідливих факторів виробничого середовища	76
4.2 Заходи захисту від впливу шкідливих факторів виробничого середовища	77
4.3 Розрахунок звукоізоляційної кабіни спостереження і дистанційного керування	78
4.3.1 Визначення рівня тиску в розрахунковій точці	78
4.3.2 Розрахунок зниження звукового шуму звукоізоляційною кабіною	80
ВИСНОВКИ	88
СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ	89
ДОДАТКИ	92

ВСТУП

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

У сучасних прокатних цехах технологічні операції здійснюються по потоковому і безперервному принципам, що дозволяє широко застосовувати комплексну механізацію і автоматизацію. Тому механічне обладнання прокатних цехів є вельми складним і різноманітним за призначенням і конструкцією. Створення нового прокатного обладнання і експлуатація складних машин вимагає використання досягнень в різних областях науки і техніці і підготовці висококваліфікованих фахівців – інженерів, конструкторів і механіків.

Підвищення продуктивності прокатних станів і якості продукції, що випускається ними, – основне завдання прокатного виробництва. Успішне її вирішення багато в чому визначається роботою ділянок різки, де виконується розкрій гарячих заготовок на мірні довжини. Традиційно для цих цілей застосовують дискові пили – машини масою 10..100 т із ріжучим інструментом у вигляді швидкообертаючогося диску із зубцями. Останніми роками в цій області відбулися великі якісні зміни із впровадженням у виробництво роторних пил конструкції іноземних підприємств, які дозволили значно скоротити час різання заготовки за рахунок збільшення швидкості подачі диска (до 1...3 м/с). Використання таких пил зажадало перегляду багатьох аспектів проектування і експлуатації цього класу ріжучих машин, включаючи і компоновку ділянок різки. Нового підходу вимагає і проектування допоміжних механізмів лінії різки, оскільки час на підведення заготовки, відмір потрібної довжини, затиск прокату, прибирання обрізків і так далі стало фактором, що визначає продуктивність всієї лінії.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1 Загальні відомості про підприємство

Відкрите акціонерне товариство "Електрометалургійний завод "Дніпрспецсталь" імені Анатолія Миколайовича Кузьміна" – це найбільше підприємство якісної металургії нашої країни. За 79-річну історію на заводі виплавлено більше 51 мільйона тон металу і вироблено 27 мільйонів тон прокату.

Народження заводу тісно пов'язане з Днепрогесом. Його перший промисловий струм 10 жовтня 1932 року пішов у тому числі і передусім на Завод інструментальної сталі (ЗІС) – так до війни називався завод "Дніпрспецсталь".

В період Великої Вітчизняної війни до 18 серпня 1941 року завод "Дніпрспецсталь" працював – плавив сталь, кував і прокатував метал для потреб оборони країни. 45 днів тривала героїчна оборона нашого міста. За цей час 2327 вагонів із обладнанням "Дніпрспецсталі" було вивезено на схід – до Сибіру і на Урал.

Завод поставляє свою продукцію понад п'ятьом тисячам замовникам в країни СНД і сьогодні вже до 70% постачань прокату йде на експорт, зокрема в США, Англію, Францію, Німеччину, Іспанію, Італію, Мексику, ПАР, Індонезію, Канаду та інші країни. Із сталі, виплавленої на заводі, виготовлені вузли і деталі для космічних кораблів "Восток", "Союз", "Буран".

Орієнтуючи свою продукцію на вимоги міжнародного ринку, що постійно ростуть, ВАТ "Дніпрспецсталь" послідовно проводить програму технічного переозброєння, яка включає модернізацію сталеплавильного і прокатного виробництва. Відповідно до цієї програми електросталеплавильні печі старої конструкції малої потужності підлягають заміні на могутніші і високоефективніші. У 2002 р. був введений в експлуатацію цех ад'юстажної обробки продукції. Впровадження високопродуктивних обробних ліній дозволило виробляти прутки із спеціальною обробкою поверхні діаметром від 12 до 200 мм з точністю виготовлення по якості h9–h10, розроблений проект

будівництва установки піч–ківш в СПЦ–2, що у поєднанні з агрегатом ГКР дозволить підвищити чистоту і якість металу.

1.2 Структура виробництва комбінату «Дніпроспецсталь»

У складі заводу працює більше 20 основних і допоміжних цехів і майже двох десятків відділів і служб.

Сталеплавильне виробництво представлено трьома електросталеплавильними цехами, оснащеними відкритими дуговими електродуговими печами ємкістю від 10 до 60 т і однією індукційною піччю ємкістю 10 т.

Кожен із сталеплавильних цехів спеціалізується на виплавці певних груп сталей. Так ЕСПЦ №1 в основному виплавляє швидкорізальні сталі, жароміцні сталі і сплави і найбільш складні конструкційно–леговані і інструментальні сталі. Виливка здійснюється в зливки розважуванням 1,2, 3,6 і 4,5 т. У цеху є установка напівбезперервного литва сталі для отримання електродів перетином 370x370мм для електрошлакової переплавки і круглих діаметром 405мм для вакуумно–дугової переплавки.

Електросталеплавильний цех №2 спеціалізований на виробництві всіх марок неіржавіючих сталей. У цеху встановлений конвертор для аргон–кисневого продування неіржавіючих сталей. У цьому цеху чотири 60–тонні електродугові печі, оснащені газоочисними установками із рукавними фільтрами. Цех відливає також листові зливки для комбінату "Запорозсталь". Виплавка неіржавіючих корозійностійких сталей із низьким вмістом вуглецю здійснюється через газокисневий конвертер. За розробку і впровадження у виробництво саме цієї технології група фахівців підприємства в 1997 г. стала лауреатами Державної премії України в області науки і техніки.

Електросталеплавильний цех №3 призначений для виплавки підшипникових, ресорно–пружинних, легованих конструкційних і вуглецевих інструментальних і конструкційних сталей. У цеху працюють сім 60–тонних електродугових печей. Позапічне доведення сталі проводиться в агрегаті "піч–ківш" італійської фірми "Даніелі", пущеної в експлуатацію в травні 1996г.

Висока якість сталей, що виплавляються, вузькі межі і стандартність їх хімічного складу забезпечуються обробкою напівпродукту, отриманого у відкритій дуговій печі, на установці "піч–ківш". З грудня 1998 року в цьому цеху запроваджений в експлуатацію агрегат для вакуумування рідкої сталі – вакууматор німецької фірми "Маннесман–демаг".

Сталеплавильний цех №5 – цех електрошлакової і вакуумно–дугової переплавки оснащений печами ЕШП і ВДП різної ємності. Тут виплавляються сортові зливки вагою 3,5 – 4,5 т, листові зливки до 20 т і вакуумні 5,5 і 6,5 т. Вакуумні зливки перероблюють в ковальсько–пресовому цеху, електрошлакові – на блюмінгу, листові – прокатуються на комбінаті "Азовсталь" на товстий суднобудівельний лист.

У 1980 р. запрацював цех по виробництву швидкорізальної сталі методом порошкової металургії. Запровадженні у виробництві методи холодного ізостатичного, а потім гарячого пресування в газостаті при температурі 1100 – 1150 градусів і тиску 1000 атмосфер дозволяє отримати метал із однорідною структурою без слідів карбідної сітки. У індукційній печі цеху освоєно виробництво із пресуванням круглих злиwkів діаметром 500 мм масою 2 т. Сортамент продукції: поковки круглого перетину діаметром 80–350 мм, металопрокат діаметром 20–70 мм.

Передільне виробництво.

Завод "Дніпроспецсталь" спеціалізується на виробництві прокату і поковок, холоднотягнутій сталі і сталі із спеціальною обробкою поверхні. У прокатному цеху працює обтискний стан "1100" і три сортові стани – "550", "325" і "280". Прокатка злиwkів, що надходять в гарячому або холодному стані масою від 2,8 до 4,5 т на заготовку для сортових станів, а також на сортовий прокат діаметром 130–250 мм, здійснюється на стані "1100". У липні місяці 1998 року проведена його корінна реконструкція із заміною клітей і збільшенням діаметру валків. Така реконструкція проводиться не частіше чим раз в тридцять років і дозволить освоїти виробництво прокату крупного сорту діаметром і стороною до 380мм.

На сортових станах виготовляється по інтенсивних схемах і найбільш оптимальних калібруваннях широкий сортамент прокату: круглого і квадратного перетину діаметром від 8 до 130 мм, а також штабового перетину, зокрема із параболічною кромкою.

Ковальсько–пресовий цех обладнаний гідравлічними пресами з номінальним зусиллям 6000 і 3200 т. Преси оснащені маніпуляторами вантажопідйомністю 10 і 5 т. Сортамент продукції, що випускається: поковки круглого і квадратного перетину розміром від 200 до 500 мм, сляби розміром 120–300x300–800 мм і шайби діаметром від 400 до 1100 мм.

Ковальський цех спеціалізується на виробництві сортів важкодеформуємих легованих інструментальних, швидкорізальних і нсіржавіючих сталей, жароміцних сплавів, зокрема із застосуванням радіального кування. У цеху встановлені дві радіально-кувальні машини РКМ–1000 і РКМ–340 австрійського виробництва і сім пневматичних молотів з масою падаючих частин від 1 до 5 т. Сортамент продукції: сорт круглого і квадратного перетину розміром 45–180 мм, штаби 25–55x75–100 мм і 60–100–250 мм.

Калібрувальний цех призначений для отримання холоднотягнутої сталі – калібруваної діаметром 10–30мм і сталі – "серебрянки" із спеціальною обробкою поверхні діаметром від 1,5 до 9мм. Створений цех по виробництву зварювального дроту діаметром від 2 до 5мм.

Випуск ріжучих інструментів і іншої продукції вищої категорії якості гарантований розробленою на заводі системою забезпечення якості продукції, що випускається, і цілком відповідає вимогам міжнародного стандарту ISO 9002, що підтверджує сертифікат товариства Технічного Надзору "TUV CERT" (Берлін–Бранденбург, Німеччина).

1.3 Технологічний процес отримання продукції цеху

“Блюмінг” забезпечується зливками із електросталеплавильного цеху через стріперне відділення, в якому зливки звільняються від виливниць і в гарячому стані з температурою 800, – 1060°С надходять в проліт нагрівальних

колодязів прокатного цеху. Зливки, що поступили, знімаються з візків мостовими кранами колодязного типу і садяться в камери колодязів для підігріву.

Три групи колодязів (№12) спеціалізовано для нагріву легованих і неіржавіючих марок сталей. Продуктивність однієї групи колодязів 45–60 т/час. Тривалість нагріву залежить від марки сталі і від температури посаду.

Управління процесом нагріву здійснюється індивідуально для кожної камери. У камери автоматично надходить необхідна кількість тепла по заздалегідь заданому графіку до повної готовності злиwkів до прокатки. Це досягається застосуванням приладів, що діють автоматично. Зливки, підігріті до температури 1360 – 1380°C, виймаються з колодязів і встановлюються на зливковоз кліщовими кранами, завдання зливковоза – транспортування злиwkів до приймального рольгангу. Пройшовши приймальний рольганг, злиwок подається на допоміжний рольганг і надходить у валки робочої кліти стану для обтискання до необхідних розмірів. Число пропусків злиwка між горизонтальними і вертикальними валками робочої кліти залежить від їх ваги і сортаменту прокатуваних блюмів. В процесі прокатки направлення злиwkів у валки здійснюється лiнійками маніпулятора, встановленими над робочими рольгангами перед станом і за станом. Зазвичай прокатка блюмів проводиться плазом, і вертикальні валки служать тільки для зняття розширення і великих обтискань ними не проводять. При прокатці злиwkів на блюми із спеціальних марок сталей, для рівномірного розподілу обтискань по перетину злиwка і скидання окалини з верхньої поверхні злиwkів, проводиться кантовка злиwkів на 180° кантувальником. Збита окалина провалюється під стан в жолоб, по якому водою змивається у відстійник. Із відстійника окалина краном грейфера вантажиться у вагони і вивозиться з цеху. Число пропусків коливається від 11 до 21. обтискання в горизонтальних валках 100–8 мм; у вертикальних: 30–5мм за пропуск. Після прокатки блюми транспортуються рольгангом, що підводить, до ножиць, на яких відрізується спочатку передній кінець, а потім блюм розрізається на мірні довжини. Різ блюма проводиться, при температурі 900–

1150°C. Позаду ножиць встановлено рухомий упор, який регулює при різанні розкрій блюма на певні довжини. При подачі блюма під ніж упор опускається і тримає передній кінець блюма на заданій відстані від ножа. При короткому блюмі включається штовхач і проштовхує важелем блюм під ніж, а останній відрізок скидається на транспортер рольганга, що коливається, потім на конвеєр обрізків, який подає їх у скраповий проліт в коробки. Із коробів обрізь вивантажуються на платформи електромостовим краном.

Порізані на мірні довжини блюми подаються по похилому транспортеру до печей безперервного тонколистового стану або забираються на склад блюмів. Блюми при прибиранні на склад зіштовхуються з відповідного рольганга одним із зіштовхувачів на штабелюючий стіл, що опускається після прийому кожного сляба на його товщину. Набрана на стіл стопа блюмів піднімається і зіштовхується на стелаж, з якого забирається на склад за допомогою крана із спеціальною крюк траверсою. Всі блюми легованих марок сталей піддаються сповільненому охолодженню або відпалу в печах з висувним піддоном. Блюми вуглецевих марок сталей на складі сортуються, після огляду проводиться видалення вад за допомогою вогневої і наждачної зачисток, блюми неіржавіючих марок сталей стружці в строгальному відділенні цеху. Прийняті сляби ВТК передаються для прокатки на інші стани або відвантажуються споживачам.

1.4 Основна продукція прокатного цеху

Продукцією цеху є прокат круглого і квадратного профілю. Відхилення по діаметру і розміру прокату дані в табл. 1.1 і 1.2.

Круги:

гарячекатані	10–21 мм
гарячекатані	22–42 мм
гарячекатані	45–130 мм
гарячекатані	140–250 мм

Квадрати:

гарячекатані	8–21 мм
гарячекатані	22–42 мм
гарячекатані	45–130 мм
гарячекатані	140–250 мм

Таблиця 1.1 – Продукція прокатного цеху. Круглий прокат.

Сталь	Спосіб виробництва	Діаметр												
		Граничні відхилення по діаметру, мм												
		2	10	20	40	80	100	130	180	250	300	400	500	600
Конструкційна вуглецева конструкційна легована ресорно-пружинна нержавіюча підшипникова	гарячекатана													
Інструментальна вуглецева Інструментальна легована	гарячекатана													
Швидкоріжуча	гарячекатана													

Таблиця 1.2 – Продукція прокатного цеху. Квадратний прокат.

Сталь	Спосіб виробництва	Сторона квадрату, мм									
		Граничні відхилення по розміру, мм									
		10	20	40	80	100	130	180	300	350	450
Конструкційна вуглецева конструкційна легована ресорно-пружинна нержавіюча підшипникова	гарячекатана										
Інструментальна вуглецева Інструментальна легована	гарячекатана										
Швидкоріжуча	гарячекатана										

1.5 Основне і додаткове механічне обладнання цеху

Основне і додаткове механічне обладнання представлено в табл. 1.3

Таблиця 1.3 – Обладнання цеху

Обладнання	Призначення	Вид приводу	Режим роботи
мостові кліщові колодязні крани	посадка і виїмка злиwkів в нагрівальні колодязі і посадка їх в зливковоз	електро – механічний	повторно – короткочасний
нагрівальні колодязі	нагрів злиwkів до температури 1030 –1080 °С	–	повторний
зливковоз	подача нагрітих злиwkів на приймальний рольганг	електро – механічний	повторний
стан блюмінг “1050”	являється обтискним станом	електро – механічний	повторно – короткочасний
рольганги	безперервне транспортування прокатуваного металу	електро – механічний	повторний
маніпулятор	точна установка зливка по осі і вирівнювання розкату	електро – механічний	повторний
кантувальник	поворот зливка на 90° або в два прийоми на 180°	електро – механічний	повторний
ножиці	обрізання кінців блюмів	електро – механічний	повторний
конвеєр для прибирання обрізків	подальша передача обрізків від транспортера на столі ножиць, що коливається, до коробки охолодження обрізків	електро – механічний	повторний
штабелюючі столи	укладання блюмів в стопи	електро – механічний	повторний

1.6 “Вузькі місця” цеху і заходи щодо їх усунення

На блюмінгах злиwки з відділення нагрівальних колодязів подаються на приймальний рольганг в деяких випадках широким кінцем вперед. Для

зменшення “хворого” металу на ножицях за блюмінгом ці зливки прокатують вузьким кінцем вперед, щоб прибуткова частина їх, розташована на широкому кінці, була позаду прокатного блюма. Для розвороту зливків на 180° в горизонтальній площині з метою подальшого його направлення до стану вузьким кінцем служить поворотний стіл. При експлуатації поворотного столу виникає необхідність частих поточних ремонтів, а значить зупинка лінії, що небажано.

Враховуючи 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. Найбільш в несприятливі умови, при даному режимі роботи, потрапив механізм розвороту зливків (поворотний стіл), що і призводить до частих ремонтів і відповідно до зупинки стану. Ще однією причиною частих поточних ремонтів являється те, що при розвороті зливок знаходиться на поворотному столі відносно тривалий час, при цьому підшипники нагріваються. Для усунення нагріву передбачено водяне охолодження. Даний вид охолодження, як правило, супроводить теча, а внаслідок витоків виникає корозія металу.

Також однією з проблем являється низька продуктивність ділянки порізки прокату, що пов'язана з технологічними особливостями роботи роторної пили гарячого різання РР 2500/2000. Розробленню заходів по підвищенню пропускної спроможності ділянки різки і оптимізації її режиму роботи присвячено даний дипломний проект.

2 СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА

2.1 Огляд й аналіз конструкцій роторної пили гарячого різання PP 2500/2000

Технічна характеристика:

Тип – ремінна;

Ріжучий диск:

Зовнішній діаметр диска, мм

для перетинів квадрат 240 мм, круг D=270 мм 2000

для перетинів квадрат 340 мм, круг D=360мм 2500

Діаметр диска після переточування, мм

для діаметру 2000 мм 1800

для діаметру 2500 мм 2410

Товщина диска, мм

для діаметру 2000 мм 10

для діаметру 2500 мм 12

Крок зубів, мм 50–80–100

Діаметр посадочного отвору, мм 900

Механізм обертання водила

Швидкість подачі диска на різ, м/хв 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 розрізає

Максимальна площа розрізаємого перетину, мм² 100000

Перетин, що максимально розрізає, мм круг D=360

Мінімальна температура розрізаємої заготівки

для перетину: від квадрата 80 мм до круга $D=270$ мм °С 800

для перетину: від квадрата 270 мм до круга $D=360$ мм °С 980

Межа міцності вуглецевих і легованих сталей, що розрізають, МПа

для перетину: від квадрата 80 мм до круга $D=270$ мм 15

для перетину: від квадрата 270 мм до круга $D=360$ мм 6

Розглянемо конструкцію роторної пили з ремінним приводом диска діаметром 2500/2000 мм (рис. 2.1). Механізм подачі пильного диска *1* виконаний у вигляді повнооборотної ланки *4* (води́ла) з цапфами, встановленого на рамі *8* за допомогою опор *17* і *5*. Водило приводиться в рух електродвигуном *20* постійного струму за допомогою циліндричного редуктора *23* через спеціальну зубчасту муфту *10*. Двигун подачі працює в режимі запуску. На фланцях води́ла *4* закріплена касета *2*, в розточках корпусу якої з одного боку встановлений дисковий вал в опорах *18*, *3* з пильним диском *1* і відомим шківом *24* клиноременної передачі, а з іншої – ведучий шків *13* в опорах *12*, *15*. З електродвигуном *21* ведучий шків *13* зв'язаний за допомогою проміжного валу *9*, що проходить усередині полого відомого валу редуктора, а також усередині муфти і порожнистої цапфи води́ла. Вал *9* з'єднаний з касетою за допомогою спеціальної муфти *11*, в яку кінець валу входить по шліцах, 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 стакані *7*, який угвинчений в порожнистий вал редуктора. При обертанні стакану проміжний вал зміщується по шліцах муфти *11* до повного виходу із неї і звільнення касети.

Натяг ременів клиноременної передачі виконується за допомогою натяжного ролика і натяжного механізму, встановлених в корпусі касети.

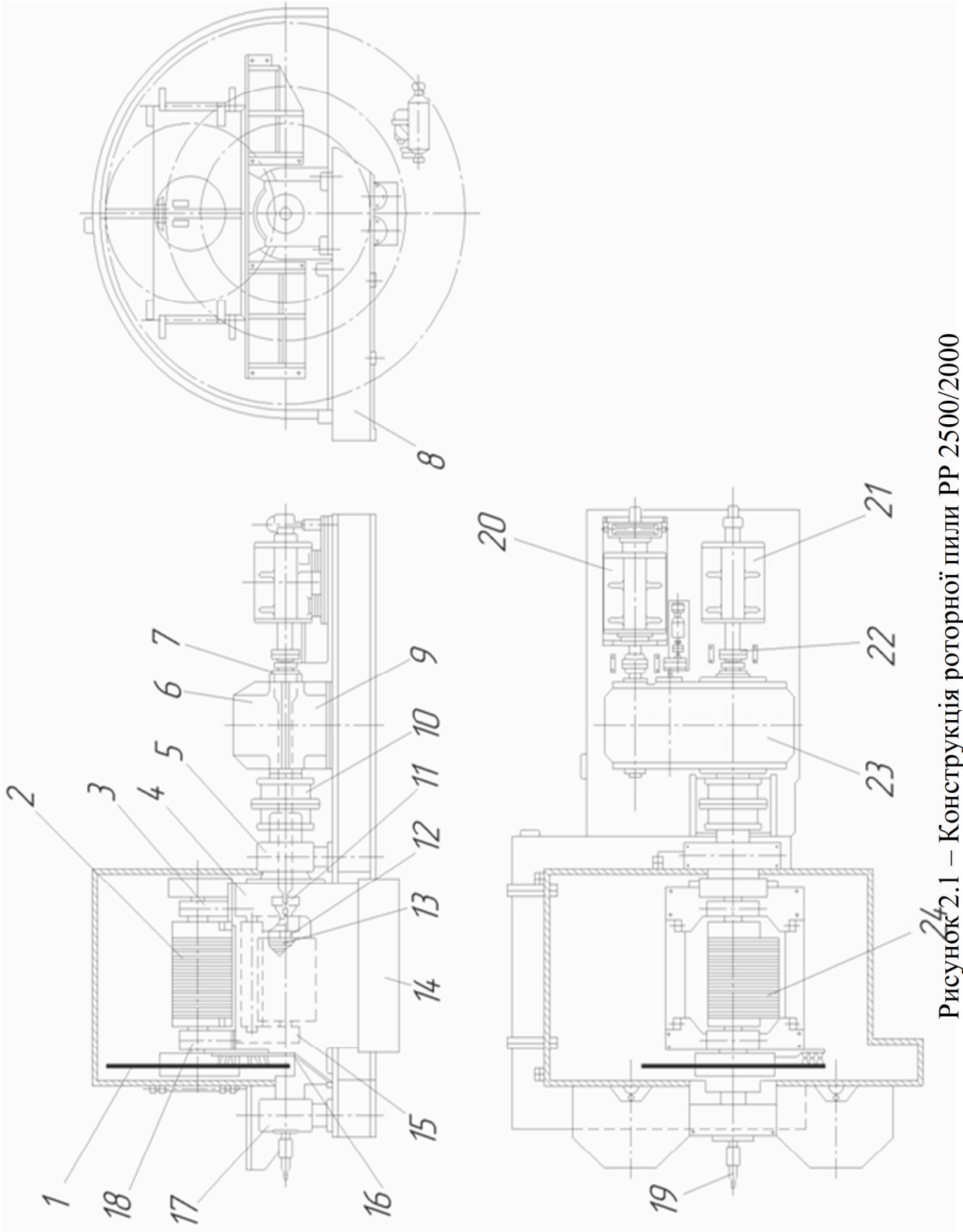


Рисунок 2.1 – Конструкція роторної пили РР 2500/2000

На одній з цапф водила встановлено патрон 19 для підведення змащування до швидкохідних підшипників касети. Диск після різання охолоджується водою, що подається через колектор 16, встановлений на фундаменті пили. Водило 4 відносно осі обертання урівноважено контрвантажем 14. Пила працює таким чином. У початковому положенні пильний диск, що обертається з постійною швидкістю, знаходиться збоку і над заготовкою, що розрізає. Після отримання команди на виконання різання включається двигун водила, і воно за час проходження диском шляху від початкового положення до моменту урізування в заготовку розганяється до необхідної швидкості обертання (тобто до заданої швидкості подачі). Далі відбувається розрізання прокату і виведення диска із зони різання на підвищеній швидкості. Зона транспортування прокату звільняється, і прокат подається під наступний різ. Одночасно з цим водило повертається в початкове положення, зробивши повний цикл. В даний час розроблені і успішно експлуатуються на металургійних підприємствах нашої країни і за кордоном декілька пил такої конструкції з діаметром диска 1200...2500 мм.

Самим вразливим місцем даних конструкцій пил є підшипникові вузли касети, оскільки мастило вимивається водою і підшипники заклинює.

Необхідно в підшипникових вузлах касети створити надмірний тиск за рахунок впровадження системи змащування масляним туманом (генератор типу ГМТ-200). До впровадження цього заходу необхідно регулярно, не рідше за один раз в зміну прокачувати від ручної станції СРГ всі точки змащування. У експлуатації повинно знаходитися три касети: одна працює на пилі, друга в зібраному стані – в запасі, третя у стадії розбирання, ремонту і складки.

2.2 Вибір і обґрунтування прийнятої конструкції дискової пили гарячого різання

Початкова конструкція роторної пили гарячого різання являється оптимальною.

Роторні пили працюють на високих швидкостях подачі 1...3 м/с, тоді як традиційні конструкції ріжуть із швидкістю 0,007...0,25 м/с. Збільшення швидкостей різання дозволило збільшити продуктивність пил, підвищити стійкість пильних дисків і значно розширити діапазон перетинів, що розрізають. Досягнення таких швидкостей при використанні традиційних конструкцій пил не представляється можливим через зворотно-поступальний рух ланки подачі, що несе пильний диск. Відомо, що цикл різки в будь-якому разі передусім залежить від того, наскільки швидко ланка подачі може бути зупинена і повернена в початкове положення. До того ж при великих швидкостях подачі у момент зупинки і реверсу різко зростають динамічні навантаження на механізм.

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

У основу конструкцій роторних пил покладений принцип кругового переміщення пильного диска. Виключається, таким чином, зворотно-поступальний рух ланки подачі, що дає можливість досягти високих швидкостей подачі диска при незначних динамічних навантаженнях.

Оскільки продуктивність пил визначається тривалістю циклу різання прокату, проведемо розрахунок тривалості операції різання.

Схема до розрахунку тривалості операції різання роторної пили представлена на рис. 2.2.

На схемі:

Точка 0 – початкове водила $V_0 = 0 \text{ м/с}$ (швидкість переміщення центру пильного диска) $\omega_0 = 0 \text{ с}^{-1}$.

На ділянці 0–1 відбувається розгін водила до швидкості $V_{0-1} = 1,5 \text{ м/с}$. Тривалість розгону двигуна до $n_0 = 440 \text{ хв}^{-1}$ складає $t_{0-1} = 2 \text{ с}$ (розрахунок виконаний в пункті 2.8).

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

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

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

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

Графічно визначуваний кут повороту водила на шляху 1–2

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

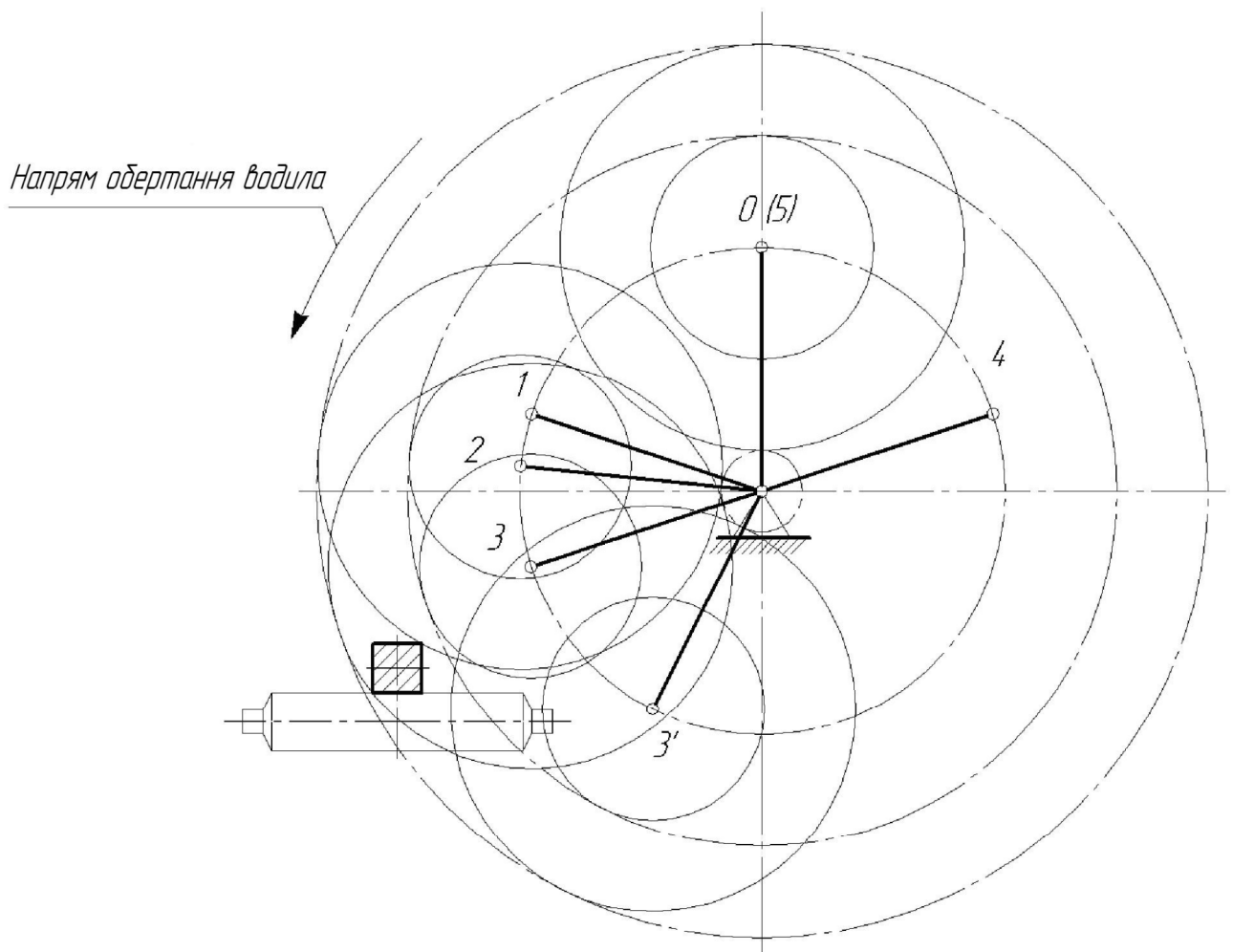


Рисунок 2.2 – Схема до розрахунку тривалості операції різання роторної пили

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 на шляху 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 з швидкістю $V_{2-3} = 1,5 \text{ м/с}$

Графічно визначуваний кут повороту водила на шляху 2–3

$$\varphi_{2-3} = 0,4 \text{ рад} = 23.48^\circ,$$

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 на шляху 2–3

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

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

Кут повороту водила на шляху 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 на шляху 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 $n_0 = 0 \text{ хв}^{-1}$ складає $t_{4-5} = 2 \text{ с}$ (розрахунок виконаний в пункті 2.7)

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 по рольгангу, час спрацьовування упору і притискного механізму.

Після проходження водилом точки 3' зона транспортування прокату звільняється і прокат мірної довжини переміщається по рольгангу.

Графічно визначуваний 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 на шляху 3-3'

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

Таким чином час циклу

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

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

Для доказу переваг роторної пили розрахуємо аналогічно попередній методиці тривалість операції різання важільної пили.

Схема до розрахунку тривалості операції різання важільної пили представлена на рис. 2.3.

Точка 0 – початкове положення важеля $V_0 = 0 \text{ м/с}$ (швидкість переміщення центру пильного диска) $\omega_0 = 0 \text{ с}^{-1}$.

На ділянці 0–1 відбувається розгін важеля до швидкості $V_{0-1} = 1,5 \text{ м/с}$. Тривалість розгону двигуна до $n_0 = 440 \text{ хв}^{-1}$ складає $t_{0-1} = 2 \text{ с}$ (розрахунок виконаний в пункті 2.8).

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.

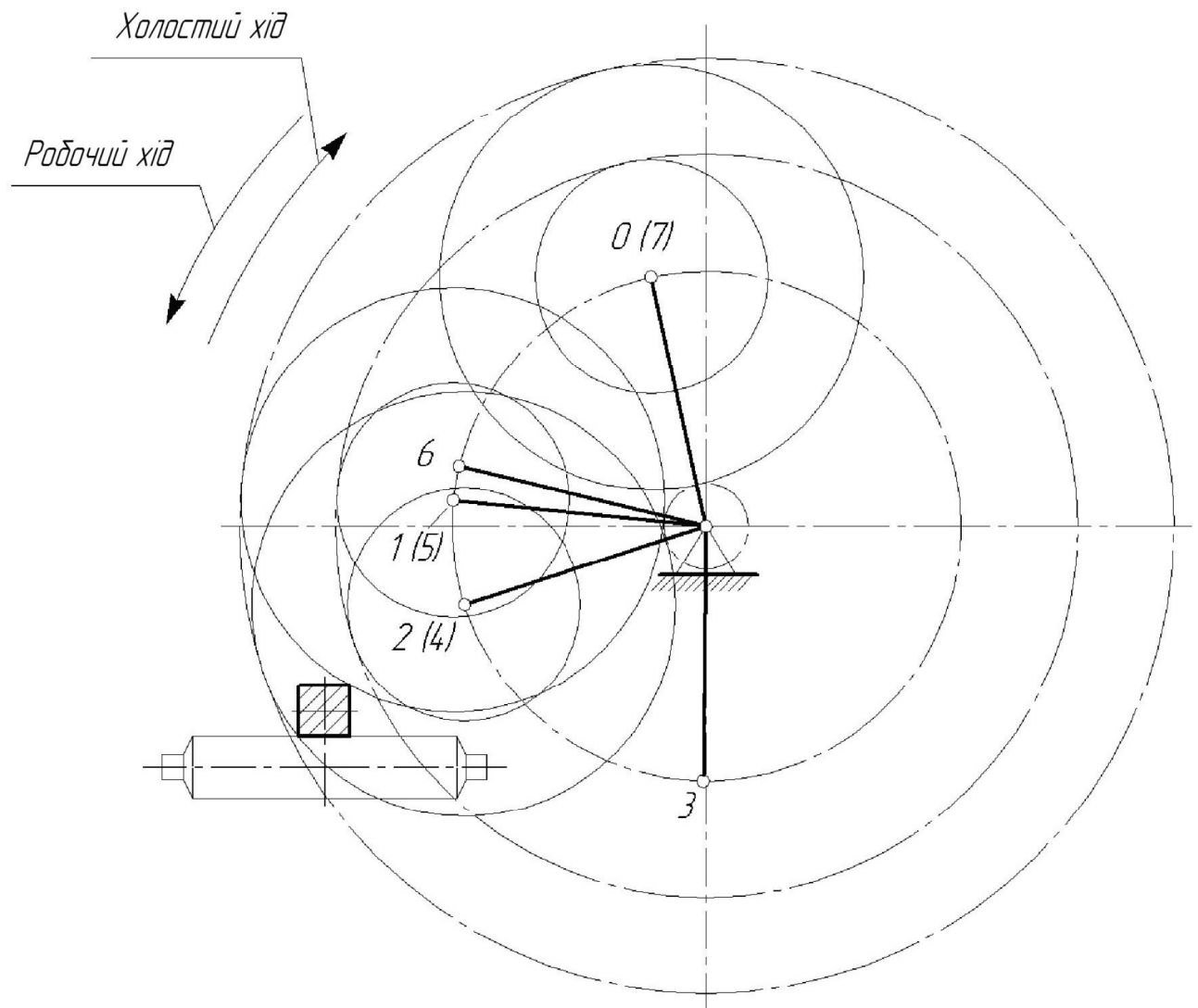


Рисунок 2.3– Схема до розрахунку тривалості операції різання важільної пили.

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

Графічно визначуваний кут повороту важеля по дузі 1–2

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

Довжина дуги 1–2

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

Час переміщення важеля по дузі 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 $n_d = 0 \text{ мин}^{-1}$ складає $t_{2-3} = 2 \text{ с}$ (розрахунок виконаний в пункті 2.7)

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 $n_d = 440 \text{ мин}^{-1}$ складає

$$t_{3-4} = 2 \text{ с}$$

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 із $V_{4-5} = 1,5 \text{ м/с}$

Графічно визначуваний кут повороту важеля по дузі 4–5

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

Довжина дуги 4–5

$$S_{4-5} = \varphi_{4-5} \cdot R_6 = 0,4 \cdot 1,2 = 0,48 \text{ м}$$

Час переміщення важеля по дузі 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 $n_0 = 0 \text{ хв}^{-1}$ складає $t_{5-7} = 2 \text{ с}$ (розрахунок виконаний в пункті 2.8)

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 точки 6 зона транспортування прокату звільняється і прокат мірної довжини переміщається по рольгангу.

На ділянці 5–6 відбувається уповільнення важеля

Графічно визначуваний кут повороту важеля по дузі 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

$$S_{5-6} = \varphi_{5-6} \cdot R_6 = 0,129 \cdot 1,2 = 0,155 \text{ м} ,$$

Час переміщення важеля по дузі 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 перевага конструкції роторної пили ($t_{\Sigma} = 3,131 \text{ с}$) перед важелем ($t_{\Sigma} = 4,96 \text{ с}$) і іншими.

2.3 Визначення оптимальної компоновальної схеми ділянки різання прокату

Для систематизації існуючих технологічних схем розкрою і їх аналізу був проведений збір фактичних даних на вітчизняних і зарубіжних станах, який дозволив виділити декілька основних варіантів компоновальних рішень, умовно зображених в табл. 2.1.

Найчастіше до складу обладнання ділянки різання входять пересувні пили, що включають елементи безупорної різки, і упори для зупинки прокату. Таке комбінування дозволяє здійснювати різання прокату в широкому діапазоні мірних довжин.

Оцінюючи існуючі схеми, необхідно сформулювати основні вимоги, що пред'являються до ділянок різки. До них в першу чергу слід віднести: 1) наявність резерву продуктивності порівняно з продуктивністю стану; 2) надійність в роботі і можливість резервування; 3) точність відрізки мірних довжин; 4) можливість швидкої переналадки на іншу мірну довжину; 5) мінімальні займана площа і металоємність.

Перша із даних схем з візуальним відміром довжини застосовується на застарілих станах, де заготовки після різання піддаються подальшому торцюванню. Таке рішення в даний час, коли пред'являються підвищені вимоги до якості і економії металу, перспектив подальшого застосування не має.

Друга і третя схеми практично повністю відповідають викладеним вимогам. Надійність цих ділянок висока при порівняно невеликій займаній площі внаслідок застосування мінімуму обладнання. Перенастроювання на потрібну довжину виконується шляхом пересування упору, що має масу рухомих частин у декілька разів меншу, ніж маса самих пил. Причому третя схема дозволяє у разі виходу із ладу однієї пили не зупиняти процес прокатки.

Час розкрою прокату на розглянутих трьох ділянках, віднесених до I групи (табл. 2.1) визначається із виразу

$$T_P = 2t_T \cdot \frac{L}{l_M} + (t_Y + t_\Phi + t_o) \left(\frac{L}{l_M} + 1 \right) \quad (2.1)$$

де T_P – час розкрою штаби з урахуванням відрізки переднього і заднього кінців, с;

t_T – час транспортування однієї мірної штаби, с;

t_Y – час спрацьовування упору, с;

t_Φ – час на фіксацію прокату, с;

t_o – час зупинки штаби на роликовому конвеєрі, включаючи час підведення диска, різання і повернення в початкове положення, с;

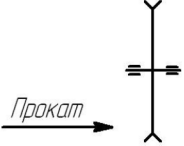
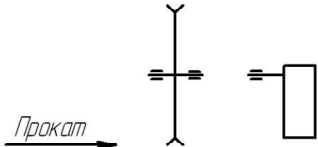
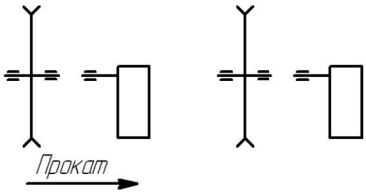
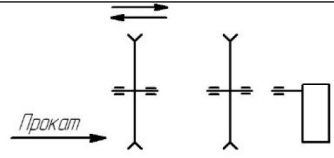
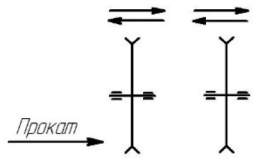
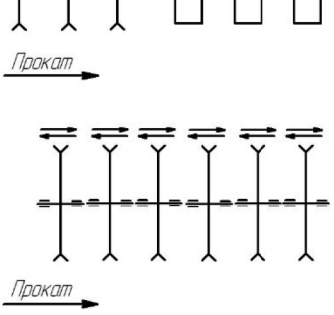
L – довжина розкату, м;

l_M – мірна довжина, м.

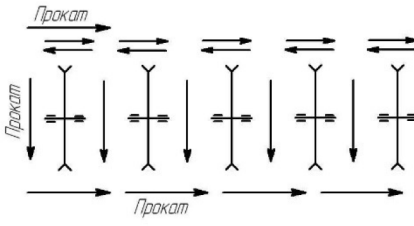
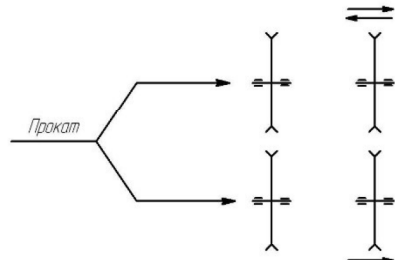
Для третьої схеми приведена формула застосовна за тієї умови, що продуктивність ділянки визначається роботою першої пили, що виконує розкрій розкату на двократні мірні довжини і обрізання кінців. Третя схема допускає можливість використання її для різання пакету розкатів. При цьому з'являється додаткова операція по вирівнюванню кінців перед обрізанням. Для цього випадку час розкрою визначиться із виразу:



$$T_P = 2t_T \cdot \frac{L}{l} + (t_Y + t_\Phi + t_o) \frac{L}{l} + (t_T + t_Y). \quad (2.2)$$


Таблиця 2.1 – Компонувальні схеми ділянок різання прокату

№ схеми	№ групи	Схема розташування обладнання	Місце експлуатації	Примітка
1	2	3	4	5
1	I		Електростальський металургійний завод, стан 600; Чепельський металургійний завод, пильгер-стан; ТГМЗ, пильгер-стан.	Відмір довжини по лінійці, розміщеній на борту роликового конвейера
2			Дніпропетровський металургійний комбінат ім. Петровського; Сакаї (Японія), балочний стан.	Упори виконуються або пересувними, або стаціонарними, але такими, що мають декілька хоботів з індивідуальними приводами
3			Завод Дніпроспецсталь, стан 1050, 550; Лакенбі (Англія), великосортний стан.	
4	II		Хирохата (Японія), крупносортовий стан; Тохаси (Японія), крупносортовий стан; завод Дніпроспецсталь, стан 350; Єнакіївський металургійний завод, стан 550.	
5				
6				

Продовження табл. 2.1.

1	2	3	4	5
7	III		Коммунарський металургійний завод, стан 600.	Різка виконується на спеціальному стелажі між підвідними роликівими конвейерами.
8	IV		Діфферданж (Люксем-бург), універсальний балочний стан; Макеев-ський металургійний завод, стан 600.	На стані 600 розділення потоків відбувається відразу після чистової кліті.

Умовні позначення:  – стаціонарна пила,  – пересувна пила,

 – упор для зупинки прокату.

Всі подальші схеми з 4-ої по 8-у включають в себе пересувні варіанти виконання пил. Їх застосування значно збільшує продуктивність ділянки, проте при цьому знижується надійність її роботи через підвищення вірогідності поломки однієї з декількох пил. Слід також відзначити і необхідність застосування додаткових механізмів пересування пил, що працюють в умовах попадання на направляючі води, стружки і окалини. Крім того, істотно збільшується площа, займана ділянкою. Є і інші недоліки у разі використання пересувних пил, наприклад тривале настроювання на мірну довжину, необхідність виконання секцій роликівого конвеєра рухомими через можливе попадання диска на ролик при зміщенні пили. З'являються проблеми і при відрізання коротких заготовок (3,7м).

Для II групи пил (схеми 4,5,6) час розкрою визначається по формулі

$$T_P = t_T \cdot \frac{L}{l} + (t_\phi + t_o + t_k) p \quad (2.3)$$

де t_k – час, що витрачається на правильну установку штаби, с. У разі використання за останньою пилою упору $t_k = t_y$;

p – кількість прийомів розкрою прокату.

До III групи (схема 7) відносяться ділянки, що мають спеціальний стелаж для різання, а також неспівпадаючі з ним і між собою по осі транспортування підвідного і відвідного роликів конвеєрів. У такому разі з'являється можливість поєднання процесу різки і процесу відведення відрізаних мірних довжин. Це значно скорочує час розкрою, проте у такому разі мірні довжини із стелажу різки на відвідний ролик конвеєра повинні передаватися між пилами (табл. 2.1). Для здійснення цієї операції необхідне застосування спеціальної конструкції пил, оскільки, маятникові і роторні пили виключають таку можливість. У промисловості подібна схема реалізована завдяки застосуванню важельних пил у вигляді шарнірного чотирьохланника, не набули широкого поширення через великі габарити і металоємності. Час розкрою прокату по такій схемі визначається або часом транспортування при низьких швидкостях роликів конвеєра, оскільки розкрій прокату виконується на спеціальному стелажі під час підведення наступної заготівки, або по наступній залежності:

$$T_P = t_{n.n} + t_\phi + t_o \quad t_T < T_P \quad (2.4)$$

де $t_{n.n}$ – час передачі штаби з роликів конвеєра, що підводить, на стелаж різки і далі на відвідний ролик конвеєра, с.

IV група (схема 8) передбачає роздвоєння потоку транспортування прокату після чистової кліті і його різання в дві лінії. Таке рішення економічніше, ніж,

наприклад, виконання по схемі 6, оскільки дозволяє скоротити довжину ділянки різки і вагу обладнання. Проте застосування цього варіанту ускладнюється необхідністю використання механізму стрілочного типу, який приводить до викривлення штаби, що важко піддається правці. Виключити цей недолік можна використовуючи шлепер для передачі штаби з транспортного роликового конвеєра на лінію різки. Час розкрою на такій ділянці визначається, як і для схем групи III, але з відповідним зменшенням його в два рази.

Запропонована класифікація ділянок різання прокату, безумовно, не відображає всіх можливих компоновок, але дозволяє в першому наближенні порівняти пропускну спроможність найбільш поширених схем і виявити “вузькі місця” в технологічному процесі розкрою профілів. Як критерій такого порівняння вибрана годинна продуктивність ділянки Q :

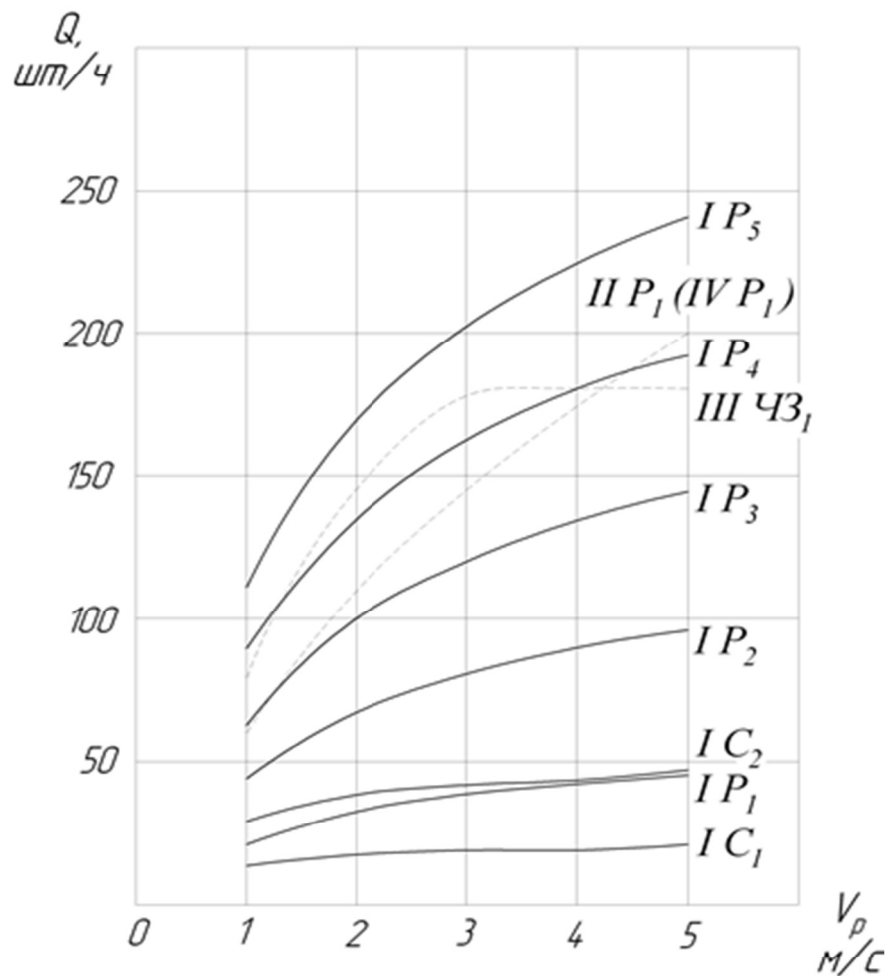
$$Q = \frac{3600n_p}{T_p} \quad (2.5)$$

де n_p – кількість розкатів, що одночасно розрізають.

Нижче наведені результати розрахунку продуктивності різних ділянок різки при наступних початкових даних: $L = 50\text{ м}$ $l = 8\text{ м}$ $t_{n.n} = 7\text{ с}$ $t_y = 3\text{ с}$ $t_\phi = 2\text{ с}$ $p = 1$ $t_o = 3\text{ с}$ (роторні пили), $t_o = 16\text{ с}$ (гринджольні пили), $t_o = 10\text{ с}$ (чотирьохланкові важельні пили). Швидкість роликового конвеєра $1 \dots 5\text{ м/с}$, кількість одночасно розрізаємих розкатів $1 \dots 4$ шт. Розрахунок продуктивності участків I групи (для схеми 3) виконувався по першій пилці, працюючій в більш напруженому режимі, ніж друга, та забезпечує, як казалось раніше, різку двукратних мірних довжин и кішців розкату. Результати розрахунку продуктивності наведені в табл 2.2 у вигляді графічних залежностей на рис. 2.4.

Аналіз побудованих графіків показує, що застосування високопродуктивних роторних пил (Р) порівняно з гринджольними пилами (С) за інших рівних умов в $1,5 \dots 2,3$ рази підвищує пропускну спроможність ділянок різки (наприклад

IC_1, IC_2 і IP_1, IP_2). При розкрої одиночних розкатів найбільшу продуктивність забезпечують ділянки III групи з роздільними підвідним і відвідним конвеєрами. При швидкості конвеєра 3 м/с і більш продуктивність цих ділянок регламентується часом різання і тому відповідна крива на рис 2.4 паралельна осі абсцис. Декілька меншу продуктивність забезпечує ділянка з такою ж кількістю пересувних пил (II група). Практично таку ж продуктивність має ділянка з роздвоєнням потоку транспортування (IV група) ця залежність співпадає з IP_1 .



С – гринджольні, Р – роторні пили, ЧЗ – чотирьохланкові пили; I – IV – номер компоновальної схеми; 1,2...5 – кількість розкатів, що одночасно розрізають

Рисунок 2.4 – Графічні залежності ділянок різки Q від швидкості транспортування прокату V для різних компоновальних схем.

Таблиця 2.2 – 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 пили					Гринджольні пили				
	Кількість розкатів, що одночасно розрізають					Кількість розкатів, що одночасно розрізають				
	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	
Схема II										
1 2 3 4 5	Роторні пили					Гринджольні пили				
	Кількість розкатів, що одночасно розрізають									
	62,068					50,70				
	109,09					78,26				
	145,94					95,57				
175,60					107,4					
200,00					116,1					
Схема III										
1 2 3 4 5	Чотирьохланкові пили									
	Кількість розкатів, що одночасно розрізають									
	80,23									
	145,3									
	178,56									
178,56										
178,56										
Схема IV										
1 2 3 4 5	Роторні пили					Гринджольні пили				
	Кількість розкатів, що одночасно розрізають									
	62,068					50,70				
	109,09					78,26				
	145,94					95,57				
175,60					107,4					
200,00					116,1					

Різання одиночних розкатів на ділянках I групи навіть з використанням роторних пил не дозволяє досягти високої продуктивності. Проте ці схеми володіють великим резервом продуктивності при збільшенні числа розкатів, що одночасно розрізають. Так наприклад, при пакетному різанні роторними пилами 3 і 4 розкатів продуктивність значно зростає. А різка 5 розкатів одночасно дозволяє перевершити продуктивність III групи ділянок. Цей результат примушує розглядати схеми I групи, як найбільш перспективні з погляду пропускної спроможності. Вони з резервом можуть забезпечити продуктивність будь-якого прокатного стану. На користь такого висновку слід віднести і ті достоїнства, про які було сказано раніше (надійність, невелика площа і т. д.).

Розрахована вище продуктивність ділянок не може бути досягнута без чіткої, надійної і високопродуктивної роботи допоміжного обладнання, до якого слід віднести упори для зупинки прокату, роликовий конвеєр, пристрої притиску прокату, прибирання обрізі і відбору проб. Для цього застосовуються або стаціонарні упори з набором буфетів, розташованих на відстані один від одного, або упори в пересувного виконання.

При безупорному різанні відмір заготовок виконується шляхом попередньої розстановки пил на необхідній відстані один від одного. Ця операція займає значний час, оскільки окрім установки пил потрібно сумістити прорізи в плиткових настилах з площинами ріжучих дисків пил. Подібне поєднання здійснюється на деяких станах шляхом виконання окремих секцій плиткового настилу у вигляді набору знімних колосників і подальшого знімання відповідного колосника в місці виконання прорізу. Складніше рішення цього завдання, але разом з тим і економічніше, використовуються в лінії універсального балочного стану НТКМ. Кожна пила цієї лінії має на своїй рамі, що переміщається, секцію роликового конвеєра з плитковим настилом і відповідним прорізом для диска. А між пилами встановлюються рухомі секції роликових конвеєрів. Таке рішення безумовно дозволяє полегшити перенастроювання пил на інший розмір. Проте у будь-якому випадку простої ділянки на переналадку залишаються значними.

Безупорна різка, здійснювана за один прийом 5–6 пилами, як правило поєднується з корекцією відрізуваних мірних довжин залежно від температури прокату, яку він має при перетині кордону ділянки різки. На початку ділянки різання встановлюють оптичні пірометри, пов'язані з автоматичною системою управління приводу переміщення пил. За час транспортування прокату по роликовому конвеєру пили виставляються на заданий розмір з урахуванням температури. Їх відхилення від початкового положення не великі, і диск потрапляє в той же проріз в плитковому настилі, що і при попередній установці. Використання такого способу істотно підвищує точність різки по довжині.

Закріплення прокату на роликовому конвеєрі в загальному циклі різання займає 2–3 с, що складає $(10...15\%)T_p$. Скорочення цього часу або поєднання цієї операції з іншими може збільшити пропускну спроможність ділянки різки.

Аналіз продуктивності ділянок різання показав, що найтривалішою операцією в процесі розкрою штаби є її транспортування по роликовому конвеєру на позицію різки. Тому вибору оптимальної швидкості конвеєра повинно приділятися окрема увага.

Найбільш трудомістке серед допоміжних операцій прибирання обрізі. Часто необхідність правильно розмістити систему прибирання примушує переглядати здавалося б бездоганні компоновальні схеми. Річ у тому, що механізоване прибирання – це цілий комплекс механізмів, який бажано зосередити в одному місці ділянки різки. Інакше збільшується площа, займана ділянкою, зростає кількість прибиральних механізмів, знижується добова продуктивність.

Найбільш раціональна схема прибирання обрізі була запропонована УЗТМ для універсального рельсобалочного стану Ніжнетагильського металургійного комбінату. Не дивлячись на те, що 6 пил розташовані на ділянці різки в одну лінію, обрізання кінців зосереджене в одному місці. Це досягається певною послідовністю розкрою штаби. Обрізання переднього кінця чергової штаби поєднується в циклі розкрою з останнім ходом пил при різанні попередньої штаби. Обрізь штовхачем зрушується по плитковому настилу і потрапляє на похилі передавальні візки, які вантажать її в залізничні вагони, встановлені в

сусідньому прольоті. Таке рішення задачі найповніше відповідає і вимогам техніки безпеки, і вимогам раціонального розміщення обладнання.

Проте у кожному конкретному випадку при проектуванні нової ділянки різання необхідно вирішувати проблему розміщення і компонування системи прибирання обрізі з урахуванням тих особливостей і вимог, які ставляться в технічному завданні на проектування. Перш за все це стосується продуктивності ділянки, оскільки розглянута система прибирання декілька знижує цей показник через перекриття штовхачем зони транспортування прокату.

2.4 Шляхи підвищення пропускної спроможності ділянки різання прокату

Як впливає з виконаного аналізу в п. 2.3, оптимізація процесу розкрою на мірні довжини може здійснюватися переважно за рахунок внутрішніх резервів технологічного процесу шляхом скорочення тривалості тієї або іншої операції, їх поєднання і таке інше.

Огляд існуючих компонувальних вирішень ділянок різки, виконаний в розділі 2.3, дозволив встановити аналітичні залежності для визначення часу циклу розкрою прокату. Представити залежності (2.1), (2.2), (2.3), (2.4) можна одним виразом

$$T_P = \frac{L}{l_M} n t (t + t_\phi + t_o) N + t_k \quad (2.5)$$

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

t – час спрацьовування упору (для схем з його використанням);

t_ϕ – час, витрачений на правильну установку штаби, для схем з пересувними пилами;

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

N – кількість різів, яка виконується кожною пилою в циклі розкрою всієї штаби або пакету заготовок на мірні довжини. Для стаціонарних пил $N = (\frac{L}{l} + 1)$ для пересувних при розкрої всієї штаби за один різ всіма пилами і для схеми з двома роликовими конвеєрами $N = 1$;

t_k – час, необхідний для вирівнювання кінців у разі різання пакету заготовок $t_k = t_T + t_Y$ с.

Для розрахунку комбінованих технологічних схем з використанням пил в пересувному виконанні і упорів потрібне застосування складніших залежностей, виведення яких необхідно здійснювати у кожному конкретному випадку. Проте в п 2.3, була показана недоцільність застосування пил пересувного виконання. Розглянуті раніше конструкції роторних пил і маятникової пили дозволяють з великим запасом забезпечити продуктивність будь-якої ділянки і виключає необхідність застосування пересувних пил.

Оцінка значень кожного з вхідних членів у виразі (2.5) показує, що однієї з найбільш тривалих операцій в циклі розкрою заготовки є її транспортування. Швидкість роликового конвеєра на ділянках різання існуючих станів 1,5...2,5 м/с. Проте в цілях 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 різки (рис. 2.5). Значний час в загальному циклі різання одиночних розкатів займає зупинка прокату на роликовому конвеєрі для виконання різки. Причому після його 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 і реверс пильного диска приводять до збільшення загального циклу різки. Вказані недоліки усунені в конструкціях роторних пил: час зупинки прокату на роликовому конвеєрі скорочений до

мінімального. Досягнуто це завдяки застосуванню підвищених швидкостей подачі пильного диска і виведення диска з прорізу в ту ж сторону, в яку здійснювався різ.

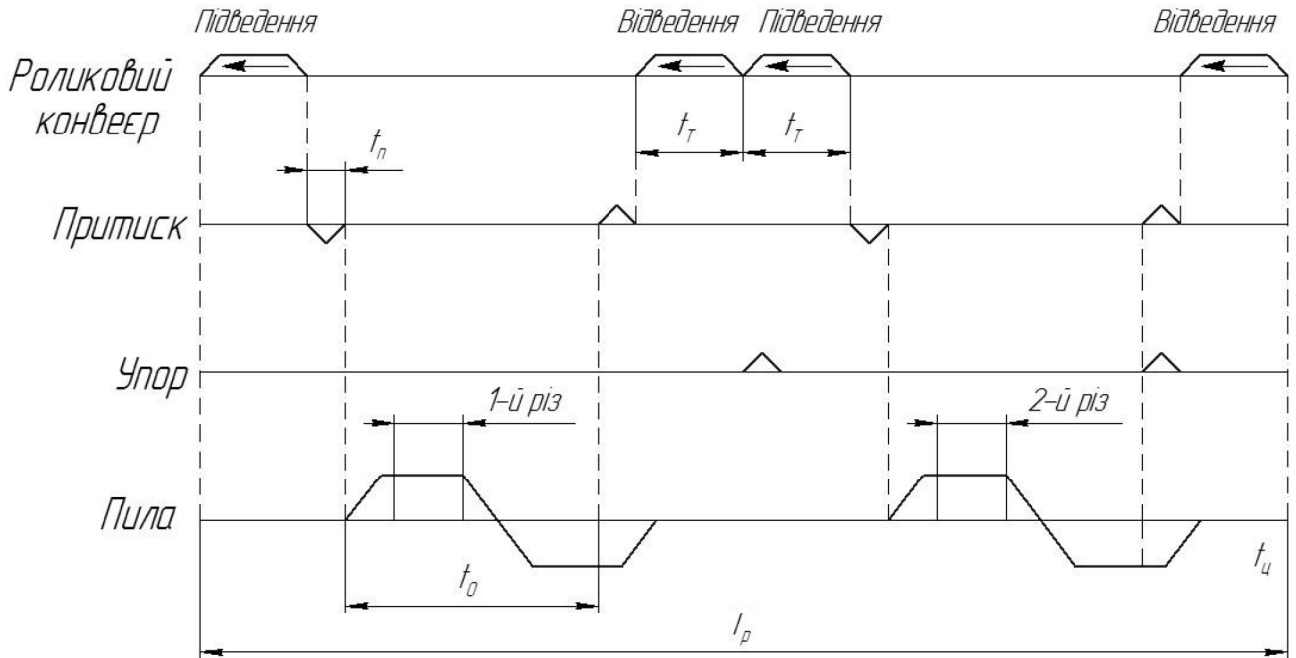


Рисунок 2.5 – Циклограма ділянки різання прокату гринджольною пилою під упор

Останній чинник виключає втрати часу на зупинку диска, розгін ланки подачі і повернення в початкове положення. На рис. 2.6 показана циклограма роботи ділянки з роторною пилою при тих же режимах роботи допоміжного обладнання, що і на рис. 2.5. Порівняння цих циклограм показало, що за інших рівних умов заміна гринджольної пили на роторну дозволила в 1,5 рази збільшити продуктивність ділянки як за рахунок скорочення часу зупинки прокату на роликовому конвеєрі, так і за рахунок поєднання операцій повернення диска в початкове положення, а також звільнення прокату від притиску з подальшим транспортуванням відрізаної штаби. Таке поєднання виявилось можливим завдяки практично миттєвому виходу диска з прорізу після різання.

Подальше скорочення циклу різки, як показує аналіз циклограми рис. 2.5, може бути досягнуто шляхом скорочення часу на спрацьовування притиску. Ця операція в загальному циклі різання займає 5-10%. Для реалізації такого поєднання пропонується механізм розкриття пропила або затиск для фіксації прокату кінематично пов'язати з механізмом подачі і таким чином здійснювати цю допоміжну операцію під час холостого ходу диска, тобто підвода диска до заготівки.

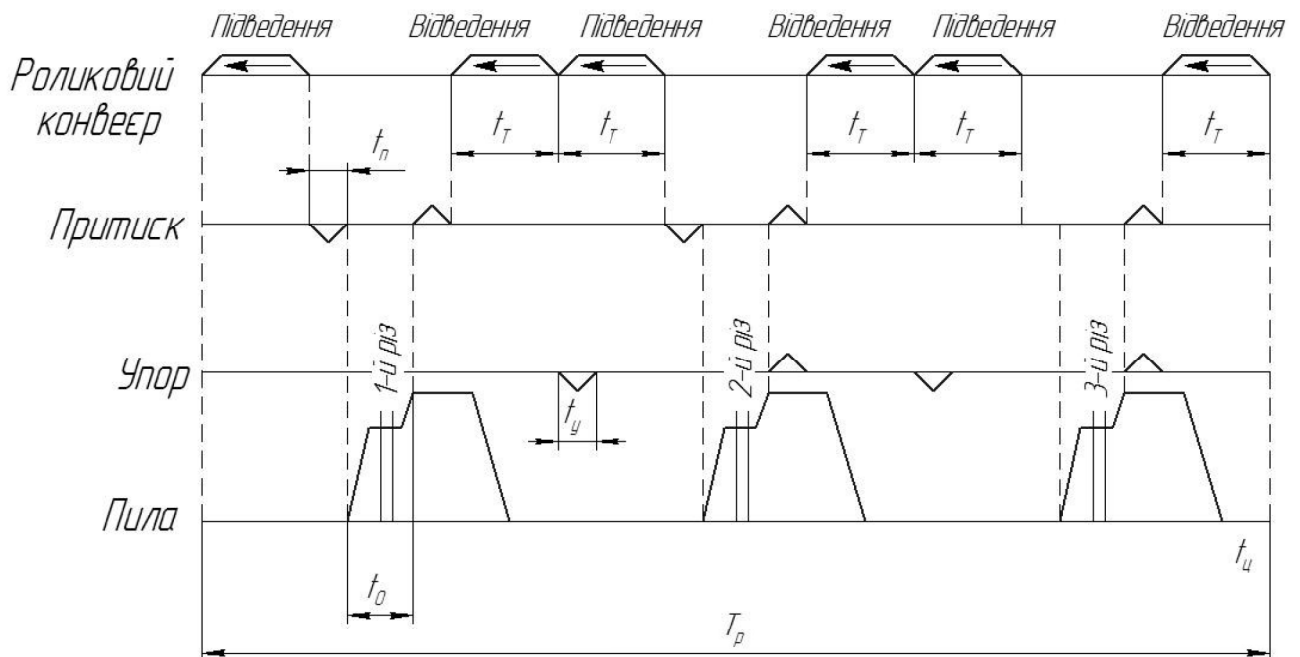


Рисунок 2.6 – Циклограма ділянки різання прокату роторною пилою під упор

Ще одним резервом підвищення продуктивності може бути поєднання операцій відведення відрізаної частини з підведенням під відрізок розкату, що залишився. Як видно з циклограм, ці операції здійснюються послідовно. Проте запропоноване поєднання ускладнюється необхідністю опустити упор перед розкатою, що підводиться, і відміряти наступну заготівку. Тому реальний шлях поєднання вказаних операцій – створення розриву між штабами, достатнього для опускання в нього упору. Одним із способів реалізації даної пропозиції є надання відрізаним мірній довжині в початковий період руху більшої швидкості, ніж

решті розкату, переміщуваного спільно з відрізанним прокатом. Оскільки кожна із штаб лежить на окремій секції роликового конвеєра – що підводить і відвідною, які виконані з роздільним управлінням, на відвідній можна дати короткочасне перевищення номінальної швидкості в 2-3 рази. Таке перевищення за 1-2 с руху штаби створює між відрізаною мірною довжиною і довгою розкатом відстань, достатню для опускання в цей розрив упору. Подібний спосіб може знайти застосування у разі використання на ділянці швидкості, розрахованої на короткі заготовки. В цьому випадку при різанні розкату на великі довжини, коли на транспортування затрачається багато часу, відвідному роликовому конвеєру можна повідомляти велику швидкість. Оптимальний спосіб установки на ділянці 2 пил: перша виконує розкрій двократних мірних довжин, друга – одноразових. Але швидкість роликів конвеєрів на ділянці визначена короткомірними заготовками. Отже, пила, що виконує різання на двократні мірні довжини, “буде вузьким місцем” такої ділянки, оскільки на малій швидкості доведеться підводити і відводити довші заготовки, ніж на другій пилі. Для того, щоб порівняти продуктивність обох пил, можна застосувати запропонований спосіб на першій пилі. Циклограма роботи ділянки представлена на рис. 2.7. T_p для такого випадку можна розрахувати по наступному виразу

$$T_p = (t_T + t_n + t_o + t_y)N \quad (2.6)$$

На рис. 2.8 представлені графічні залежності продуктивності ділянок від швидкості роликового конвеєра при тих же умовах, що і в прикладі приведеному в пункті 2.3. Порівнюється продуктивність ділянок, обладнаних двома роторними пилами, що працюють під упор і ведучими поштучний розкрій прокату 1 і пакету з двох розкатів 2, а також ділянок, що використовують запропоноване в роботі поєднання операцій при поштучному 3 і пакетному різанню двох розкатів 4. Порівняння цих залежностей показує, що навіть при поштучному розкрої прокату поєднання операцій практично в 1,5 разу підвищує продуктивність ділянки. А застосування пакетного різання двох розкатів із

запасом може забезпечити продуктивність будь-якого стану. Таким чином, запропоновані способи розкрою розкату дозволяють вирішенню проблеми підвищення пропускної спроможності ділянки різки без збільшення кількості ріжучого обладнання, площ, витрат і так далі.

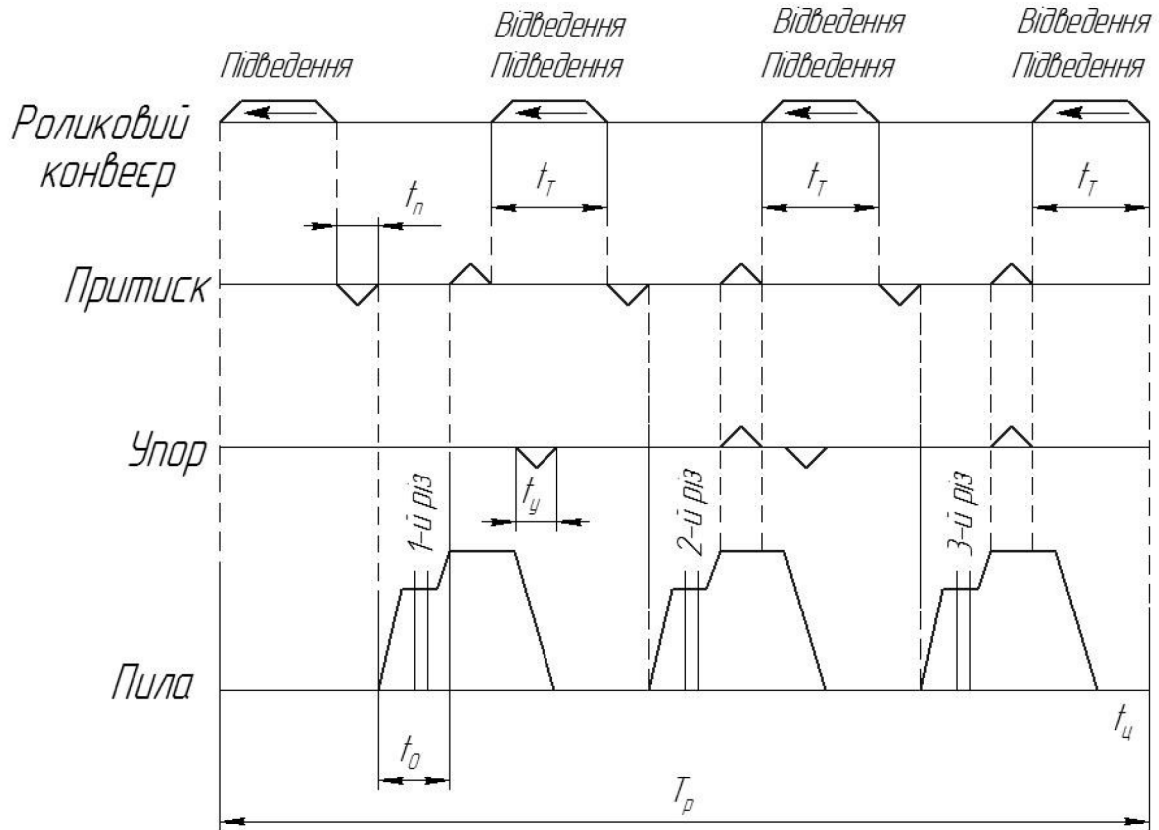


Рисунок 2.7 – Циклограма ділянки різки з розривом в заготовках

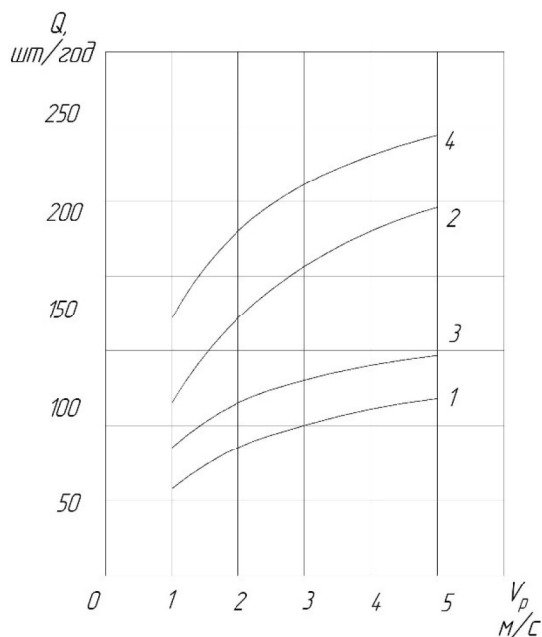


Рисунок 2.8 – Залежність продуктивності ділянки від швидкості роликвого конвеєра

2.5 Визначення геометричних параметрів процесу різання прокату дисковою пилою

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

$$m = \frac{U \cdot t_s}{v} \cdot \cos \varphi \quad (2.7)$$

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 заготовкою.

Кут φ визначається радіусом диска r вертикальною y і горизонтальною координатами x точки.

Лінійні параметри представлені у вигляді безрозмірних величин:

$$\begin{aligned} \bar{r} &= \frac{r}{R_g} = \frac{1000}{1200} = 0,83 && ; \\ \bar{x} &= \frac{x}{R_g} = \frac{1790}{1200} = 1,49 && ; \\ \bar{y} &= \frac{y}{R_g} = \frac{880}{1200} = 0,73, \end{aligned} \quad (2.8)$$

віднесених до радіусу водила R_g тобто до того елемента, величина якого у відмінність, наприклад від радіусу r не може мінятися в процесі експлуатації пили.

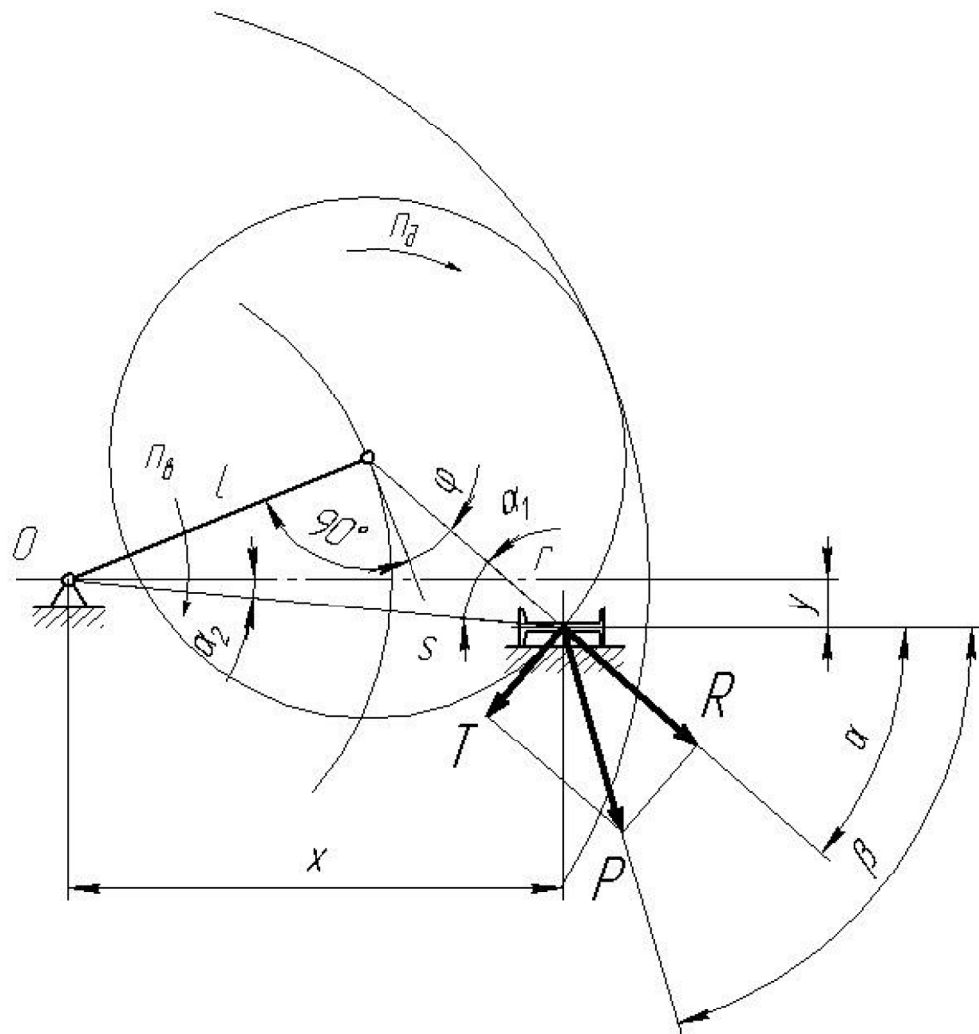


Рисунок 2.9 – Геометричні характеристики процесу різання

Як видно з рисунка кут φ визначається формулою

$$\varphi = \arcsin \frac{\bar{\rho}^2 + \bar{r}^2 - 1}{2\bar{r}} = \arcsin \frac{1,659^2 + 0,83^2 - 1}{2 \cdot 0,83} = \arcsin(0,639) = 39,7^\circ \quad (2.9)$$

де

$$\bar{\rho} = \sqrt{\bar{x}^2 + \bar{y}^2} = \sqrt{1,49^2 + 0,73^2} = 1,659 \quad (2.10)$$

Розрахункове значення $\varphi = 39,7^\circ$ графічно отримаємо $\varphi = 39,16^\circ$ остаточно застосуємо розрахункове значення $\varphi = 39,7^\circ$. Підставимо значення φ у (2.7)

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

Іншими важливими геометричними характеристиками процесу різання на роторних пилах являються кути α і β (див. рис.2.9). Кут α визначає положення радіусу вектора диска в зоні різання щодо горизонталі

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

$$\alpha_1 = \arccos \frac{\bar{\rho}^2 + \bar{r}^2 - 1}{2\bar{\rho}\bar{r}} = \arccos \frac{1,659^2 + 0,83^2 - 1}{2 \cdot 1,659 \cdot 0,83} = \arccos(0,884) = 27,8^\circ; \quad (2.11)$$

$$\alpha_2 = \arctg \frac{\bar{y}}{\bar{x}} = \arctg \frac{0,78}{1,49} = 25,6^\circ \quad (2.12)$$

а кут β що іменується кутом дії, представляє кут між напрямом сумарного зусилля P і горизонталі.

$$\beta = \alpha + \arctg k = 53,4 + \arctg 0,34 = 71,28^\circ \quad (2.13)$$

де $k = 0,34$ – коефіцієнт, що враховує співвідношення радіальною і тангенціальною складових зусилля різання [3].

2.6 Визначення зусиль різання прокату

У загальному випадку різання прокату диском з урахуванням одночасного контакту із заготовкою $n = l/t_s$ зубів зусилля різання визначаються таким чином:

$$T = (93 + 770m + 17h_s) \cdot b \frac{l}{t_s} k_m k_t, \quad (2.14)$$

$$T = (93 + 770 \cdot 0,9 + 17 \cdot 0) \cdot 10 \cdot \frac{269}{80} \cdot 0,6 \cdot 1,3 = 20614,8 \text{ Н;}$$

$$R = (157 + 128m + 425h_s) \cdot b \frac{l}{t_s} k_m k_t, \quad (2.15)$$

$$R = (117 + 128 \cdot 0,9 + 425 \cdot 0) \cdot 10 \cdot \frac{269}{80} \cdot 0,6 \cdot 1,3 = 7139,125H$$

$$P = \sqrt{R^2 + T^2} \quad (2.16)$$

$$P = \sqrt{7139,125^2 + 20614,8^2} = 21815,98H$$

де T – тангенціальне зусилля різання;

R – радіальне зусилля різання;

P – сумарне зусилля різання;

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

$b = 10$ мм – товщина диска;

$l = 269$ мм – дуга різання;

$k_m = 0,6$ – коефіцієнт, що враховує температуру прокату, що розрізає диск, при $850^\circ C$ [3];

$k_t = 1,3$ – коефіцієнт, що враховує марку сталі перетину, що розрізає диск, для X18H9T [3].

2.7 Розрахунок приводу механізму обертання диска

Статичний момент на пильном диску від зусиль різання

$$M_{cm} = T \cdot r = 20614,8 \cdot 1,0 = 20614,8 \text{ Н} \cdot \text{м}. \quad (2.17)$$

де $r = 1$ м – радіус пильного диска.

Момент холостого ходу пильного диска визначається як

$$M_{x.x} = 0,1 \cdot M_{cm} = 0,1 \cdot 20614,8 = 2061,48 \text{ Н}. \quad (2.18)$$

Тоді середній момент за час циклу різки

$$M_{cp} = \frac{M_{cm} \cdot t_p + M_{x.x} \cdot t_{x.x}}{t_y} \quad (2.19)$$

$$M_{cp} = \frac{20614,8 \cdot 0,32 + 2061,48 \cdot 9,411}{9,731} = 2671,598 \text{ Н} \cdot \text{м}$$

де $t_p = 0,32$ с – час різання;

$t_y = 9,731$ с – час циклу від різки до різки;

$t_{x.x} = 9,411$ с – час від закінчення різки до початку наступного.

Середня потужність електродвигуна

$$N = \frac{M_{cp} \cdot n_n}{9,55 \cdot \eta} = \frac{2671,598 \cdot 450}{9,55 \cdot 0,902} = 139564,1 \text{ Вт} = 139,56 \text{ кВт} \quad (2.20)$$

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

Номинальна потужність електродвигуна

$$N_n = 1,2 \cdot N_{cp} = 1,2 \cdot 139,56 = 167,477 \text{ кВт}. \quad (2.21)$$

Вибираємо електродвигун постійного струму Д818 з послідовним збудженням, для якого $N_n = 185$ кВт $n_n = 450$ об/с $I_a = 27,5$ кг · м². Імпульс моменту, що діє на дисковому валу, що не перекривається моментом електродвигуна:

$$\Delta Q = (M_{cm} - M_{cp}) \cdot t_p = (20614,8 - 2671,598) \cdot 0,32 = 5741,824 \text{ Н} \cdot \text{м/с} \quad (2.22)$$

і розраховується момент інерції махових мас механізму обертання диска:

$$I = 9,6 \cdot \frac{\Delta Q}{n \cdot j} = 9,6 \cdot \frac{5741,824}{450 \cdot 1} = 122,49 \text{ кг} \cdot \text{м}^2; \quad (2.23)$$

де n – число обертів диска до різання;

$j=1$ – коефіцієнт що враховує ковзання електродвигуна.

Необхідний маховий момент механізму обертання диска розраховується із співвідношення

$$GD^2_{необх} = 4g \cdot I = 4 \cdot 9,81 \cdot 122,49 = 4806,596 \text{ Н} \cdot \text{м}^2 \quad (2.24)$$

На завершальному етапі розрахунку механізму порівнюються $GD^2_{необх}$ і $GD^2_{м}$ забезпечувані механізмом обертання диска. Маховий момент визначається як сума махових моментів кожного елемента, що бере участь в створенні кінетичної енергії.

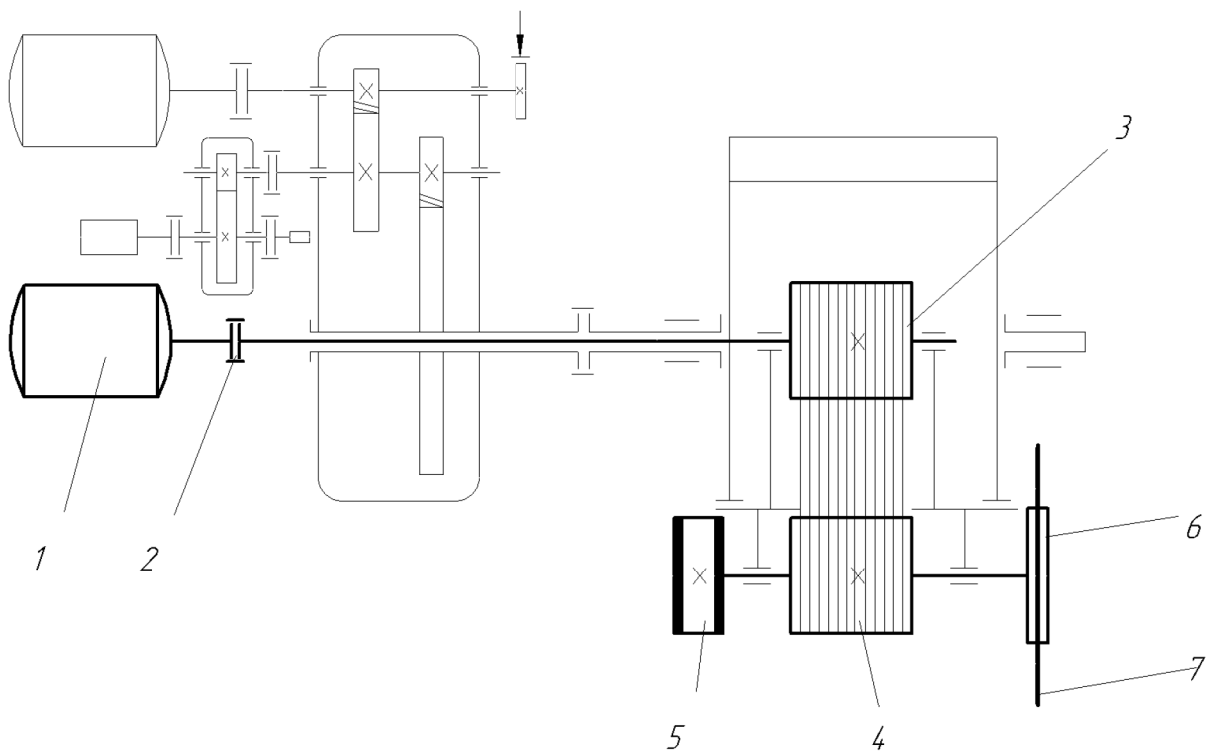


Рисунок 2.10 – Кінематична схема механізму обертання диска

$$GD^2_{м} = GD^2_{я} + GD^2_2 + GD^2_3 + (GD^2_4 + GD^2_5 + GD^2_6 + GD^2_7) / i^2. \quad (2.25)$$

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

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

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

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

$GD^2_5 = I \cdot 4g = 96,55 \cdot 4 \cdot 9,81 = 3788,622 \text{ Н} \cdot \text{м}^2$ – 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 в (2.25) 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 $GD^2_m > GD^2_{необх}$ виконується.

2.8 Розрахунок приводу механізму подачі диска

Статичний момент:

$$M_{cm} = T \cdot R_g \cdot (k \cdot \cos \varphi + \sin \varphi) \quad (2.26)$$

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

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

$$k = \frac{R}{T} = \frac{7139,125}{20614,8} = 0,34 \quad \text{– коефіцієнт враховує співвідношення радіальної і}$$

тангенціальної складових зусилля різання.

Приведений до валу електродвигуна статичний момент від сил різання:

$$M_{np} = \frac{M_{cm}}{i \cdot \eta} = \frac{22273,08}{27,06 \cdot 0,92} = 894,673 \text{ Н} \cdot \text{м} \quad (2.27)$$

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

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

Заздалегідь визначимо потужність двигуна подачі:

$$N = \frac{M_{np} \cdot n}{9550} = \frac{894,673 \cdot 440}{9550} = 41,196 \text{ кВт} \quad (2.28)$$

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

При розгоні до основної швидкості і гальмуванні з основної швидкості до зупинки динамічний момент

$$M_{cp.n} = 2M_n = 2 \cdot 3926,111 = 7852,222 \text{ Н} \cdot \text{м} \quad (2.29)$$

де M_n – номінальний момент електродвигуна

$$M_n = 9550 \frac{N_n}{n} = 9550 \cdot \frac{185}{450} = 3926,111 \text{ Н} \cdot \text{м}. \quad (2.30)$$

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 і гальмування

$$t_{p(m)} = \frac{GD^2 \Delta n}{375 \cdot (M_{cp.n} - M_{x.x})} \quad (2.31)$$

де Δn – зміна швидкості електродвигуна в даному періоді розгону або гальмування;

GD^2 – сумарний маховий момент механізму подачі, приведений до валу електродвигуна.

Кінематична схема механізму подачі представлена на рис. 2.11

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

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

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

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

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

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

зубчатого колеса;

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

$$GD_7^2 = I \cdot 4g = 0,0002 \cdot 4 \cdot 9,81 = 0,007 \text{ Н} \cdot \text{м}^2 \text{ – маховий момент шестерні;}$$

$$GD_8^2 = I \cdot 4g = 0,16 \cdot 4 \cdot 9,81 = 6,278 \text{ Н} \cdot \text{м}^2 \text{ – маховий момент зубчатого колеса;}$$

$$GD_9^2 = I \cdot 4g = 0,05 \cdot 4 \cdot 9,81 = 1,962 \text{ Н} \cdot \text{м}^2 \text{ – маховий момент муфти;}$$

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

$$GD_{11}^2 = I \cdot 4g = 1,6 \cdot 4 \cdot 9,81 = 62,784 \text{ Н} \cdot \text{м}^2 \text{ – маховий момент шестерні;}$$

$$GD_{12}^2 = I \cdot 4g = 680,6 \cdot 4 \cdot 9,81 = 26706,744 \text{ Н} \cdot \text{м}^2 \text{ – маховий момент зубчатого}$$

колеса;

$$GD_{13}^2 = I \cdot 4g = 70 \cdot 4 \cdot 9,81 = 2786,04 \text{ Н} \cdot \text{м}^2 \text{ – маховий момент тихоходного валу;}$$

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

$$GD_{15}^2 = I \cdot 4g = 110,45 \cdot 4 \cdot 9,81 = 4334,058 \text{ Н} \cdot \text{м}^2 \text{ – маховий момент проміжного}$$

валу;

$$GD_{16}^2 = I \cdot 4g = 23996,8 \cdot 4 \cdot 9,81 = 941634,432 \text{ Н} \cdot \text{м}^2 \text{ – маховий момент водила.}$$

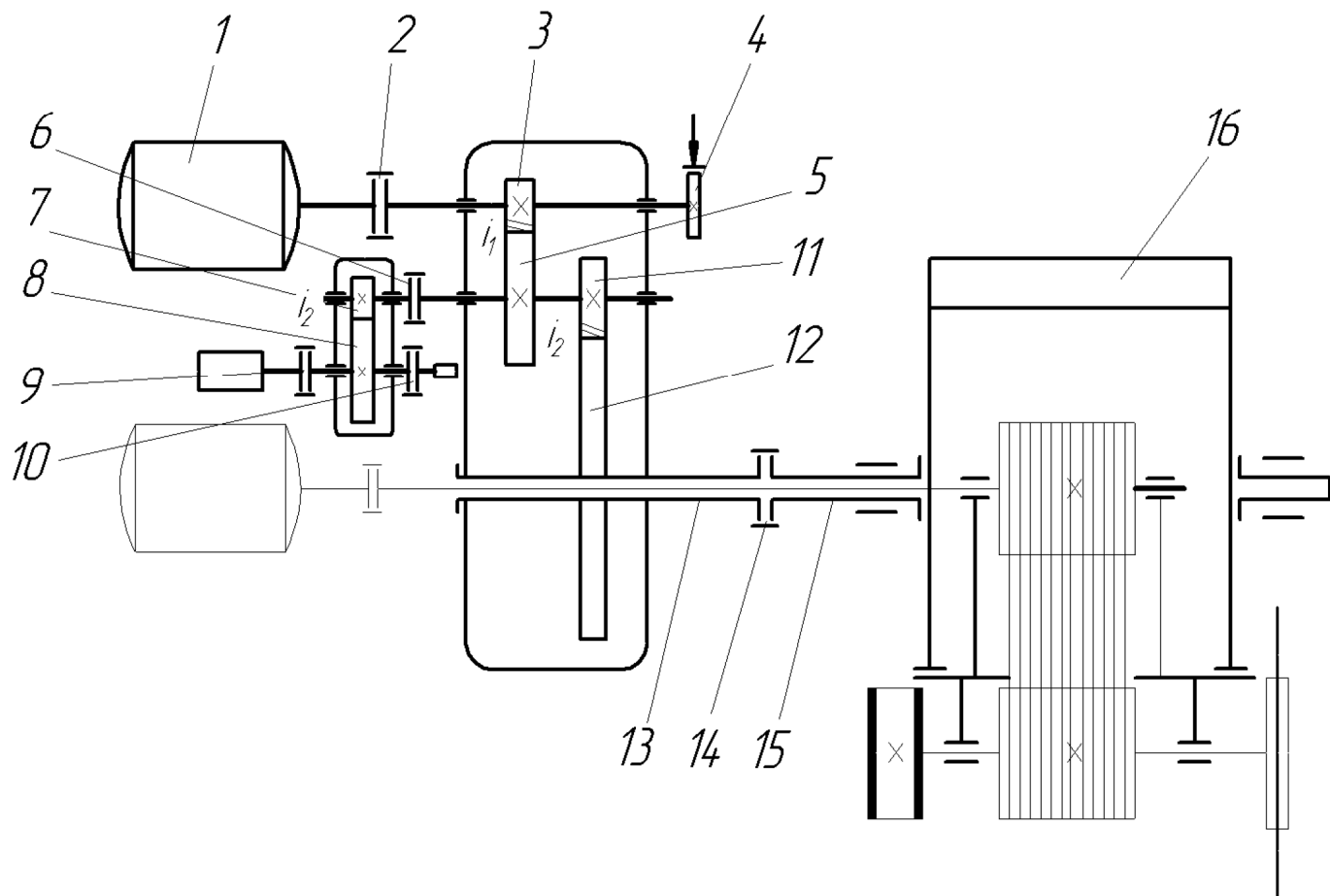


Рисунок 2.11– Кінематична схема механізму подачі

Таким чином отримаємо

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

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

Побудуємо діаграму навантаження двигуна механізму подачі (рис. 2.12).

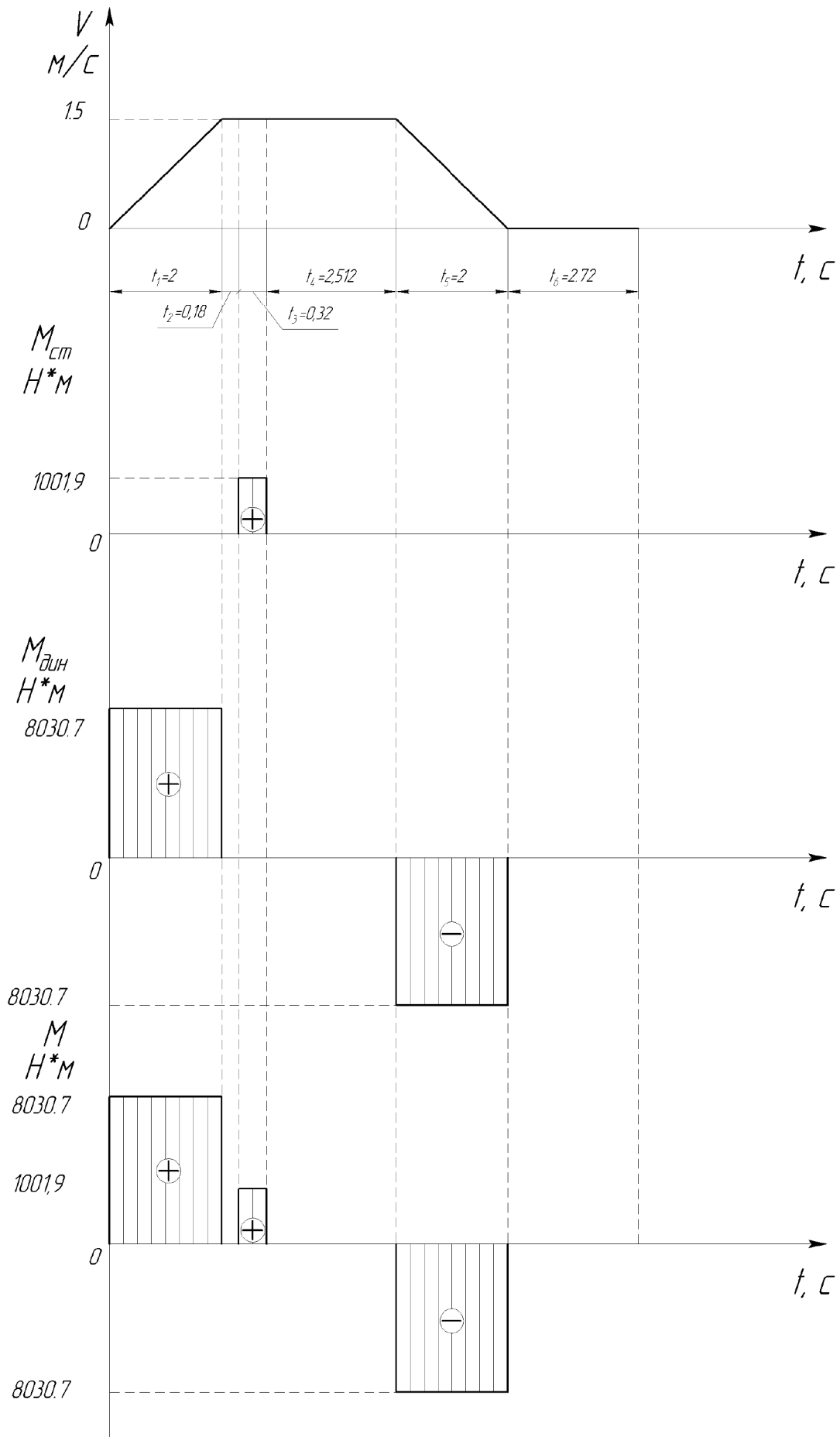


Рисунок 2.12 – Діаграма навантаження приводу механізму подачі

Визначимо динамічні моменти що виникають в період розгону і гальмування (1–а і 5–а ділянка діаграми навантаження)

$$M_{дин} = I \cdot \frac{\Delta w}{t} = 132,49 \cdot \frac{46,05}{2} = 3050,81 \text{ Н} \cdot \text{м}; \quad (2.32)$$

де Δw – швидкість двигуна на ділянці діаграми.

Визначимо по діаграмі навантаження загальний момент

Для ділянки

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

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:

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

Визначимо еквівалентний момент

$$M_s = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^6 M_i^2 \cdot t_i}{t_p}}; \quad (2.33)$$

$$M_s = \sqrt{\frac{3050,81^2 \cdot 2 + 894,673^2 \cdot 0,32 + 3050,81^2 \cdot 2}{9,731}} = 1962,706 \text{ Н} \cdot \text{м}$$

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

t_i – тривалість i -го ділянки діаграми навантаження;

t_p – час роботи двигуна в перебігу циклу;

Визначимо потужність електродвигуна

$$N = \frac{M_s \cdot n}{9550 \cdot \eta} = \frac{1962,706 \cdot 440}{9550 \cdot 0,92} = 105,525 \text{ кВт}; \quad (2.34)$$

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

Проведемо перевірку двигуна на перевантаження:

$$\lambda = \frac{M_{\max}}{M_n} = \frac{3050,81}{3926,111} = 0,77 < 2. \quad (2.35)$$

Умова виконується.

Проведемо перевірку на перегрів електродвигуна з умови $N_s \leq N_n$

$$N_s = k_s \cdot \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^6 M_i^2 \cdot t_i \cdot w_i^2}{\sum_{i=1}^6 \beta_i \cdot t_i}}; \quad (2.36)$$

де $k_s = 1,2$ – коефіцієнт запасу;

w_i – швидкість двигуна на даній ділянці діаграми:

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

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

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

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

$$w_5 = \frac{\pi \cdot n_4 + \pi \cdot n_6}{30 \cdot 2} = \frac{3,14 \cdot 440 + 3,14 \cdot 0}{30 \cdot 2} = 23,025 \text{ c}^{-1}.$$

β_i – коефіцієнт погіршення теплопередачі на кожній ділянці діаграми:

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

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

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

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

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

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

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

Умова виконується, остаточно приймаємо двигун постійного струму Д818 з послідовним збудженням, для якого $N_h = 185 \text{ кВт}$ $n_h = 450 \text{ хв}^{-1}$ $I_{я} = 27,5 \text{ кг/м}^2$.

2.9 Перевірка вала приводного шківів на втомну міцність

Визначимо зусилля що діють на вал приводного шківів, таким являється зусилля натягнення ремня. Схема силових параметрів клинопаскової передачі представлена на рис. 2.13.

$$F_n = 2F_0 \sin(\varphi/2) \quad (2.37).$$

де F_0 – сила попереднього натягнення ремня;

$$F_0 = \sigma_0 \cdot S_0 \cdot z = 0,135 \cdot 10^6 \cdot 692 \cdot 10^{-6} \cdot 24 = 22423,0 \text{ Н} \quad (2.38)$$

де $\sigma_0 = 0,135 \cdot 10^6$ Па – початкове напруження в ремені [5];

$S_0 = 692 \cdot 10^{-6}$ м – площа поперечного перетину одного ремня Д–4750т [5];

z – кількість пасків.

φ – найменший кут обхвату малого шківів

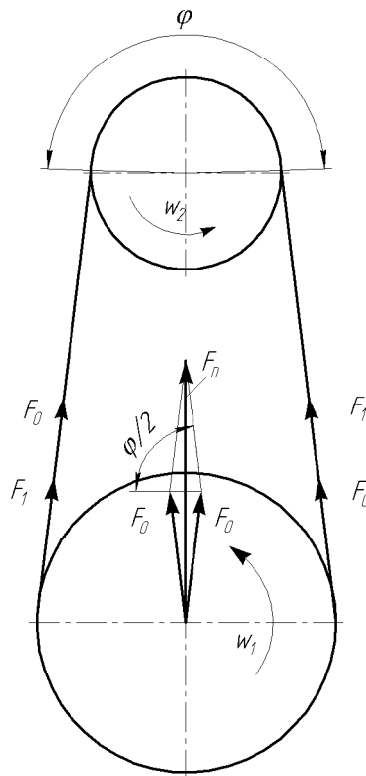


Рисунок 2.13 – Силові параметри клинопаскової передачі

$$\varphi = 180^\circ - [(D_1 - D_2)/a] \cdot 60^\circ; \quad (2.39)$$

де $\varphi = 180^\circ - [(0,8 - 0,73)/1,2] \cdot 60^\circ = 176,5$

$D_1 = 0,8\text{ м}$ – діаметр приводного шківa;

$D_2 = 0,73\text{ м}$ – діаметр шківa, що приводиться;

$a = 1,2\text{ м}$ – 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 шарнірнорухомих опорах. Розрахункова схема представлена на рис. 2.14.

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:

$$M_C = F_n/2 \cdot 0,26 = 2241,034 \cdot 0,26 = 582,67 \text{ Н} \cdot \text{м} \quad (2.40)$$

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

Епюра згинальних моментів, представлена на рис. 2.14.

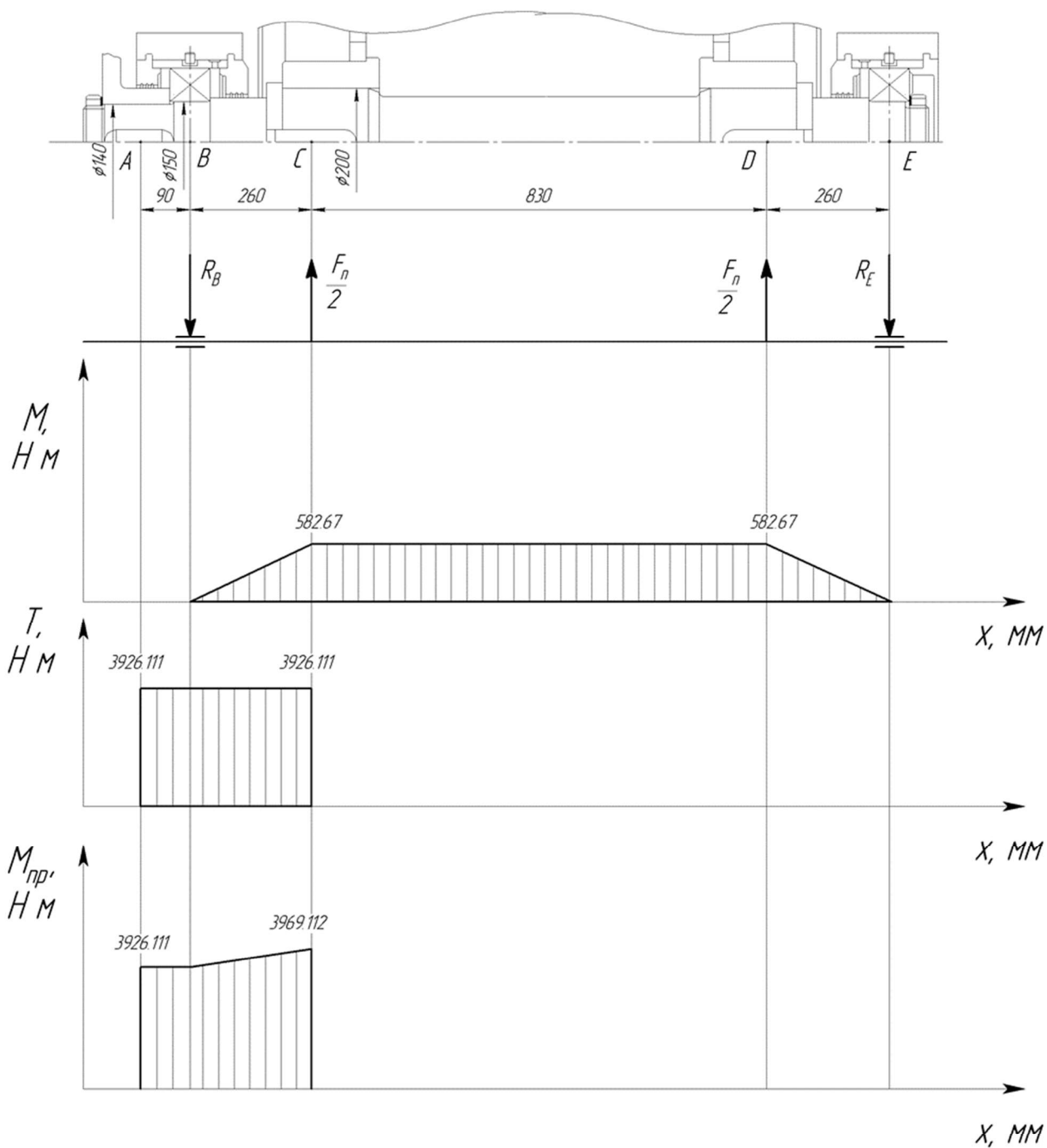


Рисунок 2.14 – Розрахункові схеми і епюри моментів приводного валу

Визначимо крутний момент, що передає вал

$$T = 9550 \frac{N_d}{n} = 9550 \frac{185}{450} = 3926,111 \text{ Н} \cdot \text{м} \quad (2.41)$$

де $N_d = 185 \text{ кВт}$ – потужність електродвигуна;

$n = 450 \text{ хв}^{-1}$ – частота електродвигуна;

Епюра крутних моментів представлена на рис. 2.14.

Визначимо приведені (розрахункові) моменти. Оскільки в розрахунках на втомну міцність братиме участь лише ділянка валу АС тому що крутний момент, на цій ділянці максимальний то епюри моментів для решти валу будувати не доцільно.

$$M_A = \sqrt{M_A^2 + T^2} = \sqrt{0^2 + 3926,111^2} = 3926,111 \text{ Н} \cdot \text{м} \quad (2.42)$$

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

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

Епюра приведених (розрахункових) моментів представлена на рис. 2.14.

Проведемо перевірку валу на втомну міцність.

Матеріал валу – сталь 45 ($\sigma_s = 790 \text{ МПа}$ $L_k = L_{pk} - 20 \lg r_k + 10 \lg \left(\frac{\Phi_k}{4\pi} - \frac{\beta_d r_k}{1000} \right)$).

Перетин А Напруження вигину

$$\sigma_a = \sigma_u = \frac{M_{np.A}}{0,1 \cdot d^3} = \frac{3926,111 \cdot 10^3}{0,1 \cdot 140^3} = 14,307 \text{ МПа}. \quad (2.43)$$

Напруження кручення

$$\tau_a = \tau_m = \frac{0,5 \cdot T}{0,2 \cdot d^3} = \frac{0,5 \cdot 3926,111 \cdot 10^3}{0,2 \cdot 140^3} = 3,57 \text{ МПа}. \quad (2.44)$$

Знайдемо коефіцієнти концентрації напруження в перетині А

$$(K_\sigma)_D = \frac{(K_\sigma / K_d + K_F - 1)}{K_V} = \frac{(4,2 + 1 - 1)}{1} = 4,2; \quad (2.45)$$

$$(K_{\tau})_D = \frac{(K_{\tau} / K_d + K_F - 1)}{K_V} = \frac{(2,9 + 1 - 1)}{1} = 2,9 \quad (2.46)$$

Межі витривалості валу в перетині А:

$$(\sigma_{-1})_D = \frac{\sigma_{-1}}{(K_{\sigma})_D} = \frac{360}{4,2} = 85,7 \text{ МПа} ; \quad (2.47)$$

$$(\tau_{-1})_D = \frac{\tau_{-1}}{(K_{\tau})_D} = \frac{200}{2,9} = 68,9 \text{ МПа} \quad (2.48)$$

Коефіцієнти запасу міцності валу по нормальній і дотичній напруженню

$$S_{\sigma} = \frac{(\sigma_{-1})_D}{\sigma_a} = \frac{85,7}{14,307} = 5,99 ; \quad (2.49)$$

$$S_{\tau} = \frac{(\tau_{-1})_D}{\tau_a} = \frac{68,9}{3,57} = 19,2 \quad (2.50)$$

Розрахунковий коефіцієнт запасу міцності валу в перетині А

$$S = \frac{S_{\sigma} \cdot S_{\tau}}{\sqrt{S_{\sigma}^2 + S_{\tau}^2}} = \frac{5,99 \cdot 19,2}{\sqrt{5,99^2 + 19,2^2}} = 5,71 > [S] = 1,8 \quad (2.51)$$

Опір втомі валу в перетині А забезпечується.

Перетин В при рівному з перетином А приведенному моменті має більший радіус, отже в перевірці на втомну міцність не має потреби.

Перетин С напруження вигину

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

напруження кручення

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

Знайдемо коефіцієнти концентрації напруження в перетині 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 перетині 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 по нормальній і дотичній напруженню:

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

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

Розрахунковий коефіцієнт запасу міцності валу в перетині 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 втомі валу в перетині С забезпечується.

3 ЕКСПЛУАТАЦІЙНА ЧАСТИНА

3.1 Розрахунок фундаменту

Фундаменти призначені для передачі зусиль на ґрунт і зменшення вібрації машин при експлуатації. Їх виконують з бетону у вигляді блоків, розділених деформаційними швами різного призначення (осадкові, усадкові і ін.). Початковими показниками для проектування фундаментів являються параметри і габаритні розміри підстав машин, схема вантаження фундаменту, дані про геологію, гідрогеологію і фізико–механічні властивості ґрунту, схеми прив'язки фундаменту до будівлі, розташування заставних частин, приямків і каналів.

Початкові дані:

- вага обладнання встановленого на фундаменти – $\Phi_k = 2\,67800,5$ кг;
- вертикальна складова технологічного навантаження – $P_{mex} = 19230$ Н;
- перекидний момент – $M_{nep} = 42360$ Н·м.

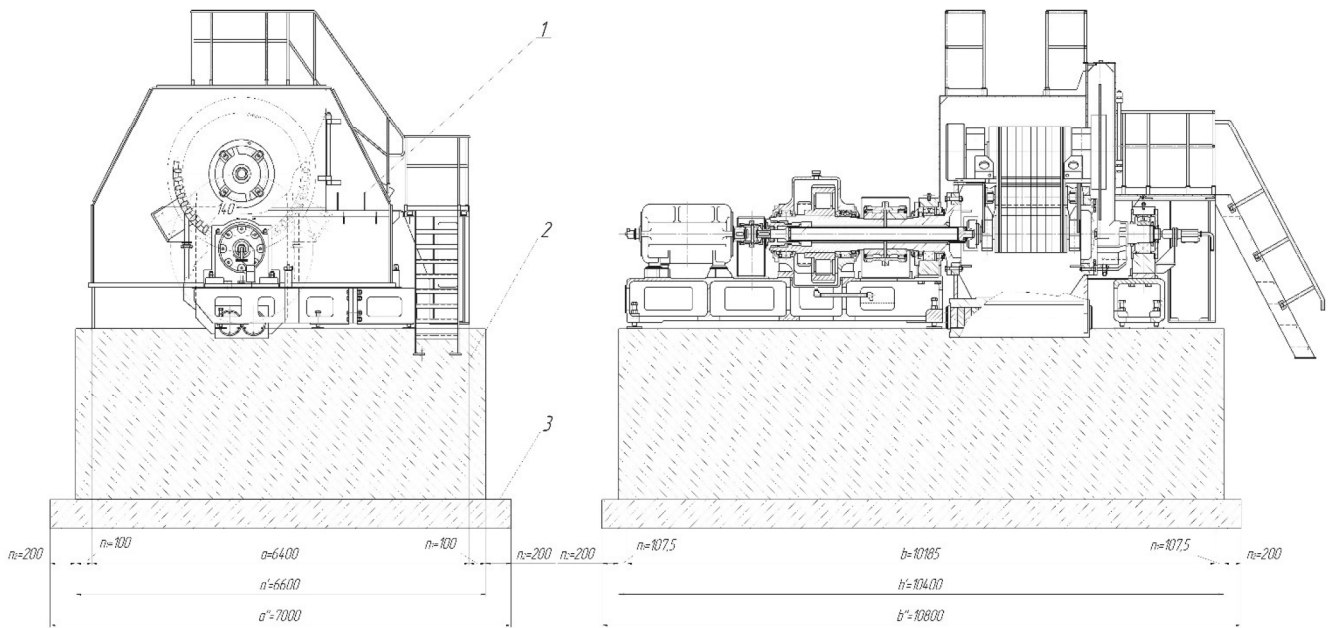
Визначаємо геометричні параметри фундаменту (схема фундаменту представлена на рис. 3.1):

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

$$b' = 10185 + 2 \cdot n = 10185 + 2 \cdot 107,5 = 10400 \text{ мм},$$

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

$$b'' = 10385 + 2 \cdot n'' = 10400 + 2 \cdot 200 = 10800 \text{ мм}.$$



1 – обладнання; 2 – власне фундамент; 3 – підшва фундаменту

Рисунок 3.1 – Схема до розрахунку фундаменту

Визначаємо тиск на ґрунт:

$$\rho = \frac{G_m + P_{\text{тех}} + G_\phi}{a'' \cdot b''} + \frac{M_{\text{нер}}}{W} = \frac{67800 + 1923 + 59664}{700 \cdot 1080} + \frac{4236 \cdot 10^2}{8,8 \cdot 10^7} = 0,18 \text{ кг/см}^2 < 2 \text{ кг/см}^2; \quad (3.1)$$

Об'єм фундаменту:

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

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

Вага фундаменту:

$$G_\phi = V_\phi \cdot \rho = 271,2 \cdot 2,2 = 596,64 \text{ т}, \quad (3.2)$$

де $\rho = 2,2 \text{ кг/см}^2$ – щільність бетону;

Момент опору перетину фундаменту:

$$W = \frac{a''^2 \cdot b''}{6} = \frac{700^2 + 1080}{6} = 8,8 \cdot 10^7 \text{ см}^3 \quad (3.3)$$

Остаточно приймаємо:

$$a' = 6600 \text{ мм},$$

$$b' = 10400 \text{ мм},$$

$$a'' = 7000 \text{ мм},$$

$$b'' = 10800 \text{ мм}.$$

Визначимо загальну висоту фундаменту:

$$h_{\text{заг}} = \frac{V_{\phi}}{S_{\phi}} = \frac{271,2}{6,6 \cdot 10,4} = 3,95 \approx 4,0 \text{ м} \quad (3.4)$$

Висота підшви фундаменту:

$$h_n = \frac{1}{5} \cdot h_{\text{общ}} = \frac{1}{5} \cdot 4,0 = 0,8 \text{ м} \quad (3.5)$$

Висота фундаменту:

$$h_{\phi} = h_{\text{заг}} - h_n = 4,0 - 0,8 = 3,2 \text{ м}; \quad (3.6)$$

Об'єм підшви фундаменту:

$$V_n = h_n \cdot a'' \cdot b'' = 0,8 \cdot 7,0 \cdot 10,8 = 60,5 \text{ м}^3 \quad (3.7)$$

Для підшви фундаменту приймаємо бетон Б100 (10 кг/см^2)

Об'єм власне фундаменту:

$$V_{\phi} = h_{\phi} \cdot a' \cdot b' = 3,2 \cdot 6,6 \cdot 10,4 = 219,7 \text{ м}^3 \quad (3.8)$$

Для підшви фундаменту приймаємо бетон Б200 (20 кг/см^2)

Загальний об'єм фундаменту:

$$V_{\Sigma} = V_n + V_{\phi} = 60,5 + 219,7 = 280,2 \text{ м}^3.$$

Вага фундаменту:

$$G_{\phi} = V_{\Sigma} \cdot \rho = 280,2 \cdot 2,2 = 616,44 \text{ т};$$

Уточнюємо вагу фундаменту:

$$\Delta G_{\phi} = 616,44 - 596,64 = 19,8 \text{ т};$$

Уточнюємо тиск на ґрунт:

$$\Delta \rho = \frac{19800}{700 \cdot 1080} = 0,026 \text{ кг/см}^2;$$

$$\rho_{\text{факт}} = \rho + \Delta \rho = 0,18 + 0,026 = 0,206 \text{ кг/см}^2 < 2 \text{ кг/см}^2$$

Проведемо розрахунок анкерних болтів.

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

На рис. 3.2 представлена розрахункова схема.

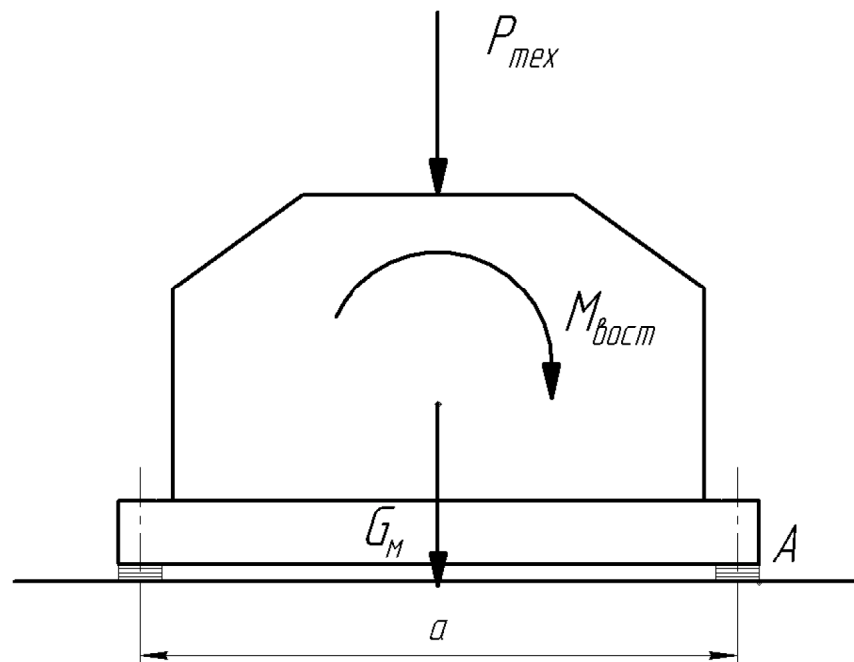


Рисунок 3.2 – Схема до розрахунку анкерних болтів

З умови слідує що:

$$\frac{M_{вост}}{M_{неp}} = 1,4 \quad (3.9)$$

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

$$M_{вост} = (P_{мех} + G_M) \cdot \frac{a}{2} + Q_6 \cdot a \cdot n_p = 59,34 \text{ кН} \cdot \text{м} ; \quad (3.10)$$

Зусилля в стержні болта:

$$Q_6 = \frac{M_{вост} - (P_{мех} + G_M) \cdot \frac{a}{2}}{a \cdot n_p} = \frac{59,34 - (19,23 + 678) \frac{1}{2}}{2} = -144,63 \text{ кН}. \quad (3.11)$$

Знак “–” зусилля в стержні болта показує, що механізм не потребує закріплення анкерними болтами, але з міркувань надійності і в цілях “захисту від дурня” використовуємо глухі анкерні болти діаметром М40.

3.2 Розрахунок системи змащування редуктора

Змащувальні матеріали діляться на наступні типи:

- рідкі (мінеральні, синтетичні і напівсинтетичні масла, змащувальні рідини);
- пластичні (тверді і спеціальні змащувальні матеріали).

Рідкі мастила у вузлі тертя виконують наступні функції:

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

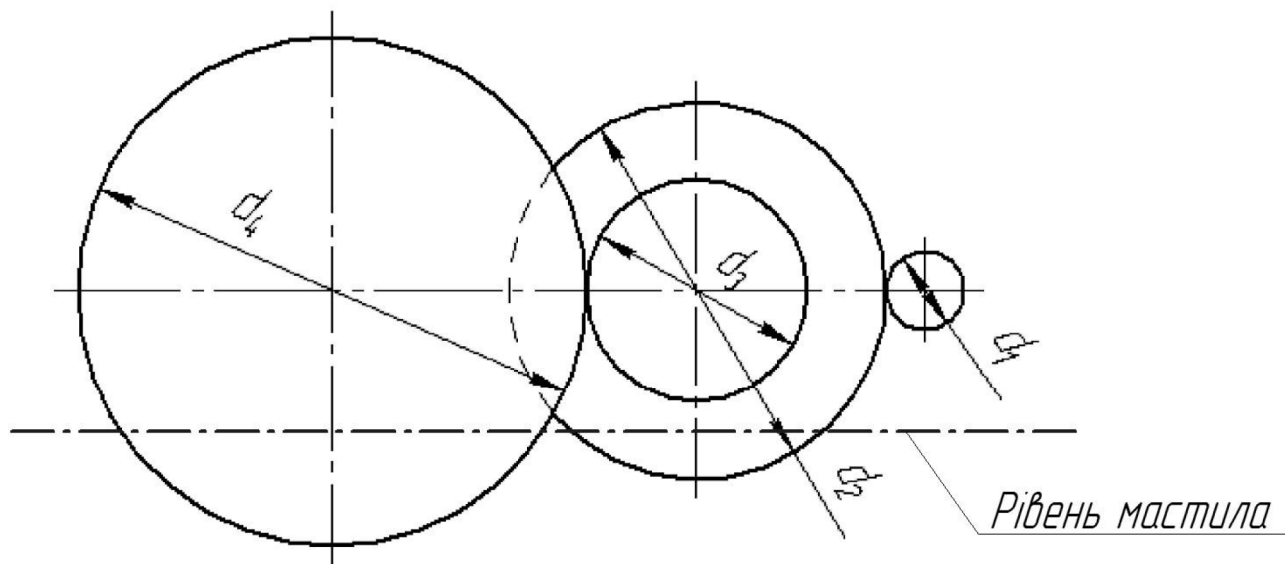
Залежно від характеру подачі мастила до вузлів тертя розрізняють наступні системи змащувань:

- індивідуальну;
- картер;
- циркуляційну;
- аерозольну.

Початкові дані:

- потужність передавана редуктором $N = 185 \text{ кВт}$;
- максимальний момент на тихохідному валу $M_{\text{max}} = 99,178 \text{ кН} \cdot \text{м}$;
- число обертів тихохідного валу $n_3 = 16 \text{ хв}^{-1}$;
- передавальне число редуктора $i = 27$.

Діаметри коліс редуктора приведені на кінематичній схемі редуктора (рис.3.3):



$$d_1 = 170 \text{ мм}; d_2 = 820 \text{ мм}; d_3 = 240 \text{ мм}; d_4 = 1344 \text{ мм}.$$

Рисунок 3.3 – Кінематична схема редуктора

Передаточні числа ступенів 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 обертів на валах редуктора:

$$n_1 = 440 \times 6^{-1};$$

$$n_2 = \frac{440}{i_1} = 91,23 \times 6^{-1};$$

$$n_3 = \frac{91,23}{i_2} = 16 \times 6^{-1};$$

Визначимо лінійні швидкості на кожному ступені 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 зубів коліс: $B_2 = 14,8 \text{ см}; B_4 = 72,9 \text{ см};$

Визначимо тиск на одиницю довжини зуба:

$$q = \frac{102N}{V \cdot B}. \quad (3.12)$$

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 змащувального матеріалу використовуємо формулу:

$${}^0BV_{50} = \frac{q \cdot m}{20}, \quad (3.13)$$

де ${}^0BV_{50}$ – умовна в'язкість мастила при температурі 50°C ;

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

Таким чином:

для першого ступеня

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

для другого ступеня

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

Внаслідок великої тихохідності редуктора визначити сорт мастила розрахунковим шляхом не вдалося. Експериментально встановили, що для змащування редуктора краще застосувати мастило І–20 для якого ${}^0BY_{50} = 2,60 - 3,31$.

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

$$Q_1 = 860(1 - \eta) \cdot N \cdot 4,1868 = 860(1 - 0,96) \cdot 185 \cdot 4,1868 = 26644,795 \text{ кДж/год} \quad (3.59)$$

$$Q_2 = k(t_M + t_{II}) \cdot A = 45(50 - 25) \cdot 11,35 = 12768,75 \text{ кДж/год}. \quad (3.60)$$

де η – ККД редуктора;

$k = 45$ – коефіцієнт теплопередачі;

t_M, t_{II} – температура відповідно мастила і 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 систему змащування зануренням.

Подача насосної установки:

$$P = \frac{Q_1 - Q_2}{\xi \cdot c \cdot \gamma \cdot \Delta T} = \frac{26644,795 - 12768,75}{0,75 \cdot 2,0 \cdot 0,925 \cdot 10} = 1000,075 \text{ дм}^3/\text{гго}; \quad (3.14)$$

де $\xi = 0,75$ – коефіцієнт враховує неповне використання масла для охолодження;

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

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

$\Delta T = 10^\circ$ – розрахункове підвищення температури мастила, що допускається.

Не беремо в розрахунок кількістю тепла, яке може бути відведене в навколишній простір і перерахуємо подачу насосної установки:

$$P' = \frac{Q_1}{\xi \cdot c \cdot \gamma \cdot \Delta T} = \frac{26644,795}{0,75 \cdot 2,0 \cdot 0,925 \cdot 10} = 1920,34 \text{ дм}^3/\text{ч} = 32 \text{ лл/х}$$

Таким чином згідно розрахунків приймаємо шестерінчатий насос Г11-15А з продуктивністю 100 л/хв.

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1 Аналіз потенційних і шкідливих факторів виробничого середовища

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

Завдання – звести до мінімуму вірогідність ураження або захворювання з одночасним забезпеченням комфорту, робітника, при максимальній продуктивності праці. Реальні виробничі умови характеризуються небезпечними і шкідливими факторами. Небезпечні виробничі фактори – фактори, дія яких на того, що працює в певних умовах призводять до травми або інших професійних захворювань. Шкідливим виробничим чинником називається такий, дія якого на того, що працює в певних умовах приводить до захворювання або зниження працездатності. Небезпечні – рухомі деталі механізмів, розжарені тіла. Шкідливі – повітря, домішки в нім, теплота, недостатнє освітлення, шум, вібрація, іонізуюче лазерне і електромагнітне випромінювання.

Основними шкідливими й небезпечними факторами в цеху є: шум, вібрація, надлишкові теплові виділення на ділянках палет, запилованість і загазованість на деяких робочих ділянках; електронебезпечність; імовірність падіння вантажів із кранів.

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

За показниками робоче місце слід рахувати з особливо шкідливими і особливо важкими умовами праці, що відповідає показникам Списку №1 пункт1.

Згідно списку №1: пенсійний вік за пільговими умовами для чоловіків складає 50 років, для жінок 45 років, дається додаткова відпустка 14 днів, дається молоко і доплати згідно колективного договору.

4.2 Заходи захисту від впливу шкідливих факторів виробничого середовища

Відповідно до правил безпеки експлуатації електроустановок (ДНАОП 1.1.10-1.01-97) прокатний цех відноситься до приміщень підвищеної небезпеки. У цехові застосовується трифазна електромережа з ізольованою проводкою. Захист від дотику до струмових частин досягається ізоляцією, дистанційним керуванням, електродвигуни виконані в захисній виконанні. Проводка закладена в металеві труби, які заземлені з електроустановкою на загальний контур заземлення цеху й мають величину опору 4,0 Ом.

Для захисту органів слуху противошумові навушники ДСТ 12.4.051 – 78 з межею до 110 дБ. В таблиці 4.1 приведені технічні міри захисту від впливу шкідливих факторів виробничого середовища.

Таблиця 4.1 – Технічні заходи захисту від впливу шкідливих факторів виробничого середовища

№ п/п	Небезпечний або шкідливий фактор виробничого середовища	Захисний пристрій	Тип пристрою	Параметри пристрої	Місце установки
1	Запилованість	Витяжна вентиляція	Механічна	До 10000 м ³ /год	Біля джерел виділення
2	Запилення	Распіратор – СІЗОД	ШБ-1М	–	Індивідуально
3	Шум	Навушники противошумові	шумозахисні навушники НІОТ	Придатний до 110 дБА	Індивідуально
4	Температура: -холодний період -теплий період	Утеплена куртка, ватяні брюки Суконний одяг			Індивідуально

Всі працівники цеху безкоштовно забезпечені спец одягом, спец взуттям і засобами індивідуального захисту. До складу спецодягу входять: костюм з х/б

тканини ДСТ 12.4.086 – 80, черевики ДСТ 12.4.109 – 82 типу "Праця –М". У зимовий час видається утеплена куртка й ватяні штани.

4.3 Розрахунок звукоізоляційної kabіни спостереження і 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 kabіни спостереження і дистанційного контролю.

Використовуючи звукоізоляційні kabіни, можна забезпечити практично будь-яке необхідне зниження шуму. Kabіни виготовляють з цегли, бетону і інших будівельних матеріалів. Внутрішня поверхня kabіни покрита звукопоглинальним матеріалом з максимальними коефіцієнтами звукопоглинання в діапазоні (250 – 2000 Гц).

4.3.1 Визначення рівня звукового тиску в розрахунковій точці

У разі коли джерела шуму розташовані на прилеглій до ізольованого приміщення території, а шум проникає через конструкції, що захищають, в ізольоване приміщення (рис. 4.1), то очікувані рівні звукового тиску L у розрахунковій точці

$$L = L_{\text{сум}} + 10 \lg S - B - 10 \lg B + 6 = 117,85 + 10 \lg 2632 - 4,4 - 10 \lg 4,4 + 6 = 126,37 \text{ дБ} \quad (4.1)$$

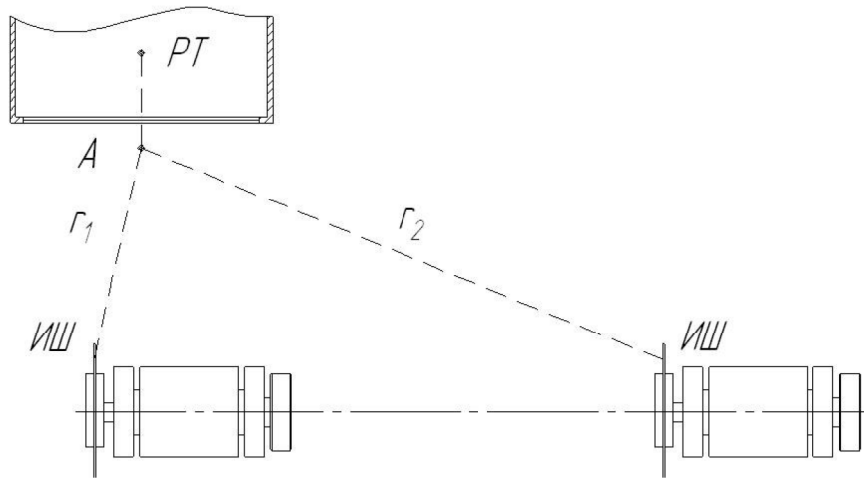
де l – сумарний рівень звукового тиску, що утворюється всіма розглянутими джерелами шуму в проміжній розрахунковій точці А, розміщеною на відстані 2 м від конструкції даного приміщення, що захищається, дБА;

S – площа даного обгороджування або елемента обгороджування, через який шум проникає в ізольоване приміщення, м^2 ;

B – постійна ізольованого приміщення, м^2 ;

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

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



r – відстань від центру випромінювання до проміжної розрахункової точки

Рисунок 4.1 – Схема розташування розрахункової точки PT і джерел шуму

$$L_1 = L_{p_1} - 20 \lg r_1 + 10 \lg \frac{\Phi_1}{4\pi} - \frac{\beta_a r_1}{1000} = 94 - 20 \lg 3,8 + 10 \lg \frac{2}{4 \cdot 3,14} - \frac{24 \cdot 3,8}{1000} = 55,62 \text{ дБ}$$

$$L_2 = L_{p_2} - 20 \lg r_2 + 10 \lg \frac{\Phi_2}{4\pi} - \frac{\beta_a r_2}{1000} = 94 - 20 \lg 13,4 + 10 \lg \frac{4}{4 \cdot 3,14} - \frac{24 \cdot 13,4}{1000} = 35,66 \text{ дБ}$$

де L_k – октавний рівень звукового тиску, що створюється даним джерелом шуму в проміжній розрахунковій точці А, дБА;

L_{p_k} – октавний рівень звукової потужності, що випромінюється даним джерелом шуму дБ;

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

n – загальне число джерел шуму, які беруть до уваги;

Φ_k – фактор спрямованості джерела шуму $\Phi_k = 2$ при розташуванні джерела з рівномірним випромінюванням на відзеркалювальній поверхні $\Phi_k = 4$ при розташуванні джерела біля двогранного кута [17];

β_a – загасання 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 по формулі:

$$R_{\text{каб.}} = L_{\text{ш}} - L_{\text{дон}} = 126,375 - 75 = 41,37 \text{ дБ} \quad (4.4)$$

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

$L_{\text{дон}} = 75$ дБ – допустимий рівень звукового тиску на робочих місцях в кабіні [17].

Середня ізоляція шуму даної неоднорідної конструкції визначається по формулі

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

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

де $S_{\text{обц}}$ – загальна площа обгороджування, м²;

S_i, R_i – площа і звукоізоляція окремого елемента.

n – кількість елементів;

Таблиця 4.2 – Звукоізоляція елементів кабіни, дБ

Конструкція.	Поверхнева щільність, кг/м ²	Товщина, мм		Середньгеометрична частота октавної частоти, Гц
		Елементу	Повітряний проміжок	4000
Цегляна кладка, обштукатурена з двох сторін	420	270	–	65
Подвійне вікно з силікатним склом.	–	3 і 3	100	45
Стандартні двері без ущільнення	–	40	–	20

Необхідна звукоізоляційна здатність конструкцій, що захищають, вікон і дверей звукоізоляційних кабін визначається по формулі:

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

Для цегляної кладки, обштукатуреної з двох сторін:

$$R_{н.к} = 32,09 + 10 \cdot Lg \frac{16,81}{26,32} + 10 \cdot Lg 1 = 30,15 \text{ дБ};$$

Для подвійного вікна з силікатним склом:

$$R_{н.о} = 32,09 + 10 \cdot Lg \frac{7,9}{26,32} + 10 \cdot Lg 1 = 26,869 \text{ дБ};$$

Для стандартних дверей з ущільненням прокладками з пористої гуми:

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

Проводимо перевірочний розрахунок очікуваного зниження шуму кабіною

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

де S_i – площа кожного елемента обгороджування, м²;

n – загальне число елементів обгороджування.

Оскільки ($R_{\text{сп}}=32,09$ дБ > $R_{\text{каб}}=20,85$ дБ) то в цьому випадку розрахунок закінчений.

Виходячи з отриманих результатів, вибрані елементи кабіни спостереження і дистанційного керування, задовольняють параметрам по звукоізоляції.

4.4 Інші заходи направлені на зниження рівня шуму

При зміні конструкції пили може бути істотно понижений рівень шуму при різанні металу. Так, в диску пили фрезерують фігурні отвори так, що отвори розташовані по одному діаметру на обох сторонах центру диска. При виникненні в диску вигинистих 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 затиску прокату, що розрізає, для зменшення збудження коливань в конструкції опор диска; демпфування коливань в диску пили шляхом застосування прокладок в затискному фланці або притискних роликів; використання багат шарових дисків пили.

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

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

При різанні дисковими пилами генерується шум із-за тертя металу, що розрізає, об диск, а також взаємодії між диском пили і металом.

Рівень шуму і розподіл частот залежать від геометричної форми металу, що розрізає, і виду матеріалу. При зворотному ході пили виникає шум, обумовлений боковою вібрацією диска пили. Показано, що при різанні твердішого металу виникає підвищений рівень шуму з більшою часткою високочастотних складових. При різанні за декілька проходів підвищення рівня шуму незначне в порівнянні з різанням за один прохід. Зниження рівня шуму може бути досягнуте поступовим відведенням частин розкату, що розрізають, ізоляцією металу, що розрізає, від рольганга, що приводить до зменшення в рольганзі корпусного шуму. Особливо високий рівень шуму спостерігається при зворотному ході диска пили внаслідок його бокових коливань.

4.5 Технічні рішення по виробничій санітарії

4.5.1 Опалювання і вентиляція

Під вентиляцією розуміють систему заходів і пристроїв, призначених для забезпечення на робочих місцях, в робочих і обслуговуваною зонах приміщень метеорологічних умов і чистоти повітряного середовища. Залежно від способу переміщення повітря розрізняють природну і механічну вентиляцію. Для усунення осідання пилу в приміщенні, зменшуючи її кількість в повітрі, все обладнання закрите зонтами (витяжна вентиляція), сполученими за допомогою повітряводів з пристроями для очищення повітря, що видаляється.

У прокатному виробництві має місце випаровування технологічного мастила. Для видалення цієї пари за кліттю встановлюють витяжні зонти.

Також в прольоті ділянки використовують природну вентиляцію повітря. У такому вигляді вентиляції повітря поступає і віддається через щілини вікна, двері, ворота, ліхтарі.

Опалювання побутових приміщень здійснюється за допомогою панелей (батарей) в яких як теплоносії використовують пару. Опалювання побутових приміщень здійснюється від цеху тепловодопостачання.

4.5.2 Природне і штучне освітлення

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

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

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

Характер зорової роботи – високій точності, розряд зорової роботи III, підрозряд роботи – В, контрастність об'єкту 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

Об'єм виробничого приміщення на одного робітника, на ділянці, складає $15,1\text{м}^3$, по нормах площа на одного робочого доводиться $4,6\text{м}^2$, що відповідає фактичним значенням.

Виробниче приміщення розташоване з урахуванням послідовності виробничих операцій, що виключає перетин технологічних потоків. Виробничий процес на ділянці практично автоматизований на 70%, управління технологією здійснюється в кабінах. Ділянку має примусове відведення тепла, газів і вологи через витяжні парасольки.

Конструкція стін, вікон, стель і тому подібне у виробничому приміщенні відповідає нормам санітарії і забезпечують сприятливі умови праці робочому персоналу.

До побутових відносяться приміщення для задоволення санітарних і побутових потреб трудящих під час перебування їх на роботі: приміщення для прийому їжі, вбиральні, душові, туалети, вмивальні, курильні, обігріву трудящих і питного водопостачання. Оскільки 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 і іншими медичними препаратами.

4.5.4 Виробничий шум, виробнича вібрація

За походженням шум буває механічний, такий, що виникає в результаті тертя вузлів і деталей механізмів і машин на холостому і робочому ходах; аерогідродинамічний, такий, що виникає при великих швидкостях руху потоків повітря, газів, рідин; імпульсний, такий, що виникає внаслідок зіткнення твердих тіл; термічний, такий, що генерується при згоранні газоподібного палива в пристроях форсунок. Джерелами шуму на ділянці слябінгу є: приводи ножиць,

рольгангів, робочої кліті, кантувальника; також шум виникає при ударах злитка об рольганг, робочі валяння, упор ножиць.

Шум різної інтенсивності і частоти, тривало впливаючи на тих, що працюють, приводить до пониження гостроти слуху, а згодом до розвитку професійної глухоти. Шум також негативно впливає на фізіологічні функції організму людини. Будучи зовнішнім подразником, який сприймається і аналізується корою головного мозку, шум приводить до перенапруження центральної нервової системи і розладу функцій внутрішніх органів і систем людини.

Для ослаблення вібрацій всі агрегати, що створюють вібрації (робочі машини, двигуни, вентилятори і т. п.), встановлюють на самостійних фундаментах, віброізолюваних від підлоги і інших конструкцій будівель, або на спеціально розрахованих амортизаторах із сталевих пружин або пружних матеріалів. Для ослаблення передачі вібрацій і шуму по повітряводам і трубопроводах приєднання їх до вентиляторів і насосів проводиться за допомогою гнучкої вставки з прогумованої тканини або гумового патрубку.

4.6 Заходи по техніці безпеки

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

Всі струмопровідні частини ізолювані. Як захисна ізоляція застосовують теплостійкі лаки, електроізолюючі плівки, емалеві і масляні фарби.

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

На вантажопідйомному обладнанні крім перерахованих вище вимог повинні бути встановлені обмежувачі вантажопідйомності, а також бути

відсутнім мимовільне опускання вантажу. Робота вантажопідйомних машин і пристроїв для транспортування вантажів у момент пусків повинно супроводжуватися звуковими сигналами.

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

4.7 Заходи пожежної безпеки

Ділянка має категорію по жаробезпеці Г (не горючі речовини розжарені або розплавлені, і горючі речовини спалюються або утилізувалися як паливо). Будівля металургійної ділянки відноситься до 1 ступеня вогнебезпечності (будівлі з конструкціями, що несуть і захищають, з природних або штучних кам'яних матеріалів, бетону або залізобетону із застосуванням листових і плиткових негорючих матеріалів).

До первинних засобів пожежогасінні на комбінаті відносять: вогнегасники пінні серії ОХП–10, ВВП–10 і вогнегасники углекислотні серії ВВ–2, ВВ–5, ВВ–8. Пожежний інвентар (покривало з негорючого теплоізоляційного полотна, ящики з піском, пожежні відра, совкові лопати, ломи, сокири, пожежні рукави).

Цех має внутрішній протипожежний водопровід з пожежними кранами і рукавами. На території комбінату забороняється:

- палити в недозволених місцях;
- закривати і захаращувати проїзди, під'їзди і підходи до будівель, водопроводів і пожежних гідрантів;
- вимикати окремі ділянки водопровідної мережі, внутрішні пожежні крани, знижувати встановлений тиск в мережах;
- допускати до вогневих робіт осіб що не пройшли інструктаж пожежника тих мінімуму;
- користуватися водою з пожежних водоймищ і засобами пожежогасінні не по прямому призначенню;
- застосовувати відкритий вогонь при огляді обладнання.

ВИСНОВКИ

1. В ході проведеного аналізу конструкцій дискових пил гарячого різання з'ясувалося, що найбільш продуктивними є роторні пили це пояснюється тим, що пили даної конструкції працюють на високих швидкостях подачі 1...3 м/с, тоді як традиційні конструкції ріжуть із швидкістю 0,007...0,25 м/с. Збільшення швидкостей різання дозволяє збільшити продуктивність пил, підвищити стійкість пильних дисків і значно розширити діапазон сортаменту, що розрізають.

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

3. Виявлені способи підвищення пропускної спроможності ділянки різки шляхом поєднання операцій підведення і відведення розкату, що дозволяє підвищити продуктивність ділянки різки в 1,5 рази.

4. 5. Дана робота може бути рекомендована до застосування в реальних умовах металургійного виробництва.

СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

1. Технологічні машини: підручник для студентів спеціальностей механічної інженерії закладів вищої освіти./ Гнітько С.М., Бучинський М.Я., Попов С.В., Чернявський Ю.А. - Харків: НТМТ, 2020. 258 с.\
2. Сердюк І.А., Сердюк А.І., Куркчи В.Н., Савченко В.Г. Технологія прокатного виробництва в прикладах і розрахунках. Частина 2. Виробництво сортового прокату. - Маріуполь: ПДТУ, 2006 - 367 с. Навчальний посібник.
3. Теорія процесів обробки металів тиском: Підручник [Текст] / В.М. Данченко, В. О. Гринкевич, О.М. Головка. – Дніпропетровськ: Пороги, 2008. – 370 с.
4. Пат. 72820 Україна, МПК В23D19/00. Спосіб розташування дискових ножиць в потоці прокатного стану / Боровік П. В., Селезньов М.Є.; заявник і патентовласник Донбаський державний технічний університет. – №201202702; заявл. 06.03.2012, опубл. 27.08.2012, Бюл №16.
5. Пат. 122009 Україна, МПК В23D19/00. Спосіб розташування дискових ножиць в потоці прокатного стану / Боровік П. В.; заявник і патентовласник Донбаський державний технічний університет. – №201706423; заявл. 23.06.2017, опубл. 26.12.2017, Бюл №24.
6. Пат. 87339 Україна, МПК В23D19/00. Спосіб подачі листа в дискові ножиці гарячого різання / Боровік П. В., Селезньов М.Є.; заявник і патентовласник Донбаський державний технічний університет. – №201306139; заявл. 17.05.2013, опубл. 10.02.2014, Бюл №3.
7. Металопродукція. Методи вимірювання відхилів форми : ДСТУ 6026:2008 / ГОСТ 26677-2008. – Чинний від 2013-01-01. – К. : Держспоживстандарт України, 2008. – 23 с. – (Держспоживстандарт України).
8. Рудь Ю. С. Основи конструювання машин : підручник. 2-ге вид. Кривий Ріг : ФОП Чернявський Д.О., 2015. 492 с.

9. Васильченко Т.О, Шевченко І.А, Гречаний О.М. Опір матеріалів : навчально-методичний посібник Запоріжжя : ЗНУ, 2020. – 263 с.
10. Гайдамака А.В. Деталі машин. Основи теорії та розрахунків: навчальний посібник. Харків: Харківський політехнічний інститут, 2020.
11. Жук А. Я., Желябіна Н. К. Основи розрахунків приводів машин: Навчальний посібник. Запоріжжя: ЗДІА, 1996. 145 с.
12. Жук А. Я., Малишев Г. П. Основи технічного діагностування: навч-метод. посіб.– Запоріжжя: ЗДІА, 2007. – 114 с.
13. Кравченко В. М., Іщенко А. О., Сидоров В. А., Буцукін В. В. Експлуатація та обслуговування машин. Донецьк: Донбас, 2014. 543 с.
14. Седуш В.Я. Надійність, ремонт і монтаж металургійних машин: Підручник.– 3-є вид., перероб. і доп. – К.:НМК ВО, 1992. – 368с.
15. Седуш В.Я. Надійність, ремонт і монтаж металургійних машин : підручник. 4-е вид., перероб. і доп. Донецьк: ТОВ «Юго – Восток, Лтд», 2008. 379 с.
16. Ремонт металургійного обладнання : навч. посіб. / А. Я. Жук та ін. К. : вид. дім "Кондор", 2017. 236 с.
17. Технічне обслуговування металургійного обладнання : навч. посіб. / А. Я. Жук та ін. К. : вид. дім "Кондор", 2017. 288 с.
18. Півняк Г.Г., Бешта О.С., Фількін М.П. Автоматизований електропривод у прокатному виробництві. Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2008. 352с.
19. Охорона праці на гірничо–металургійному підприємстві: навч. посібник. Ч.І: Металургійний комплекс. / В.О.Шеремет та ін. Дніпропетровськ: Січ, 2002. 375 с.
20. НПАОП 0.00–4.01–08 Положення про порядок забезпечення працівників спеціальним одягом, спеціальним взуттям та іншими засобами індивідуального захисту [Електронний ресурс] // Державний комітет України з промислової безпеки, охорони праці та гірничого нагляду. –

2008. – Режим доступу до ресурсу:
http://online.budstandart.com/ru/catalog/doc-page?id_doc=28566.
- 21.ДСН 3.3.6.042–99 Санітарні норми мікроклімату виробничих приміщень
- 22.ДБН В.2.5–28–2006. Інженерне обладнання будинків і споруд. Природне і штучне освітлення [Електронний ресурс] // Мінбуд України. – 2006. – Режим доступу до ресурсу: [http://www.gorsvet.kiev.ua/wp-content/uploads/2016/08/ДБН-В.2.5–28–2006.pdf](http://www.gorsvet.kiev.ua/wp-content/uploads/2016/08/ДБН-В.2.5-28-2006.pdf).
- 23.Геврик Е. О. Охорона праці. Навчальний посібник для студентів вищих навчальних закладів. / Е. О. Геврик. – К: Ельга, Ніка-центр, 2003. – 280 с.
- 24.Румянцев В. Р. Методичні вказівки до виконання розділу «Охорона праці та техногенна безпека» у дипломних роботах (проектах) для студентів ЗДІА спеціальностей МЧМ, МБ та інші / В. Р. Румянцев, І. О. Ткаліч. – Запоріжжя: ЗДІА, 2012. – 16 с.
- 25.Ткачук К. Н. Охорона праці та промислова безпека. Навч.посіб. / К. Н. Ткачук. та ін. – К: Основа, 2009. – 360 с.

ДОДАТКИ