

Міністерство освіти і науки України

Запорізький національний університет

(повне найменування вищого навчального закладу)

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

(назва факультету)

Кафедра Обробки металів тиском

(повна назва кафедри)

Пояснювальна записка

до бакалаврської роботи

рівень вищої освіти перший (бакалаврський)
(перший (бакалаврський) рівень, другий (магістерський) рівень)

на тему Розробка технології прокатки блюму 150x150 мм із сталі 10X18H10T на стані 1050

Виконав: студент 4 курсу, групи 6.1360-омт-д

Вільямовський Валентин Павлович

(ПІБ)

(підпис)

спеціальності

136 Металургія

(шифр і назва)

спеціалізація

(шифр і назва)

освітньо-професійна програма

обробка металів тиском

(шифр і назва)

Керівник Кругляк Д.О.

(прізвище та ініціали)

(підпис)

Запоріжжя - 2022 року

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІНЖЕНЕРНИЙ НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ІНСТИТУТ
ім Ю.М. ПОТЕБНІ

Кафедра _____ Обробки металів тиском _____

Рівень вищої освіти _____ перший (бакалаврський) рівень _____
(перший (бакалаврський) рівень, другий (магістерський) рівень)

Спеціальність _____ 136 Металургія _____
(шифр і назва)

Спеціалізація _____
(шифр і назва)

Освітньо-професійна програма _____ обробка металів тиском _____
(шифр і назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри _____ ОМТ _____
Ю.О. Бєлоконь

“ _____ ” _____ 2022 року

З А В Д А Н Н Я
НА ДИПЛОМНИЙ ПРОЕКТ (РОБОТУ) СТУДЕНТУ

Вільямовський Валентин Павлович

(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема проекту (роботи) _____ Розробка технології прокатки блюму 150x150 мм із сталі 10X18H10T на стані 1050 _____

керівник проекту (роботи) _____ Кругляк Дмитро Олегович _____ к.т.н, доцент _____
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

Затвер джені наказом вищого навчального закладу від “17” 01 2022 року № 90-с

2. Строк подання студентом проекту (роботи) _____ 17.06.2022 _____

3. Вихідні дані до проекту (роботи) _____ Визначення параметрів оптимізації прокатування інструментальної сталі на безперервних станах гарячої прокатки _____

4.

Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити) _____
Реферат. Вступ. Загальна частина. Технологічна частина. Механічна частина. Охорона праці та техногенна безпека. Висновки. Перелік посилань. _____

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)
Креслення, презентаційний матеріал 14 слайдах (на 14 сторінках)

6. Консультанти розділів проекту (роботи)

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата
		Завдання прийняв
<i>Загальна частина</i>	<i>Кругляк Д.О., доцент</i>	
<i>Технологічна частина</i>	<i>Кругляк Д.О., доцент</i>	
<i>Механічна частина</i>	<i>Кругляк Д.О., доцент</i>	
<i>Охорона праці та техногенна безпека</i>	<i>Кругляк Д.О., доцент</i>	

7. Дата видачі завдання 17.02.2022

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів дипломного проекту (роботи)	Строк виконання етапів проекту (роботи)	Примітка
1	<i>Вступ</i>	29.04.2022 - 12.05.2022	
2	<i>Реферат</i>	12.05.2022 - 16.05.2022	
3	<i>Загальна частина</i>	29.04.2022 - 11.06.2022	
4	<i>Технологічна частина</i>	12.05.2022 - 07.06.2022	
4	<i>Механічна частина</i>	17.05.2022 - 30.05.2022	
5	<i>Охорона праці та техногенна безпека</i>	24.05.2022 - 15.06.2022	
6	<i>Висновки</i>	30.05.2022 - 17.06.2022	

Студент _____ М.В. Довгань
 (підпис) (прізвище та ініціали)

Керівник проекту (роботи) _____ Д.О. Кругляк
 (підпис) (прізвище та ініціали)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка до дипломного проекту: 106 с., 21 таблиць, 25 рисунків, 30 джерел.

Об'єкт розробки – вдосконалення технології прокатування стана 1050 в умовах ПАТ “Дніпроспецсталь”.

Мета роботи – розрахунок технології раціональних режимів прокатки високолегованих сталей, а саме 10X18H10T.

Метод дослідження – аналітичний розрахунок із застосуванням методів математичної статистики.

Проведено аналіз технологічних параметрів прокатки на формування кінців розкату і вихід придатного, з якого виходить, що основними чинниками, що визначають глибину утяжки торців блюмів, є величина сумарного обтискання злитка і середнє обтискання за прохід.

З урахуванням результатів розрахунків енергосилових параметрів, зроблене калібрування валків і розраховані режими обтискань для прокатки профілерозмерів основного сортаменту стану, забезпечуючі скорочення утяжки торців, блюмів без погіршення якості осьової зони розкату.

У економічній частині приведені розрахунки економічної ефективності результатів виконаного дослідження.

**ПРОКАТКА, СТАН 1050, КЛІТЬ, ЗЛИТОК, КАЛІБРУВАННЯ ВАЛКІВ,
ЕНЕРГОСИЛОВІ ПАРАМЕТРИ, ДЕФОРМАЦІЯ, РЕЖИМ ПРОКАТКИ.**

ЗМІСТ

ВСТУП	6
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА.....	7
1.1 Загальна характеристика технологічного процесу прокатки напівпродукту.....	7
1.2 Особливості технологічного процесу і технічні дані блюмінгу 1050....	15
1.3 Вплив технологічних параметрів прокатки на формування кінців розкату на вихід придатного металу.....	18
2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА	32
2.1 Розробка алгоритму розрахунку раціонального режиму обтиснення на блюмінгу	32
2.2 Розрахунок енергосилових параметрів за діючою технологією.....	37
2.3 Розрахунок режимів обтискань і енергосилових параметрів.....	51
2.4 Побудова калібрів і розміщення їх на валках	73
2.5 Розрахунок утяжки торців блюмів по діючому режиму прокатки і розрахунковому варіанту	78
3 МЕХАНІЧНА ЧАСТИНА	81
3.1 Розрахунок на міцність валків блюмінга 1050	81
3.2 Розрахунок станини на міцність і визначення її жорсткості.....	84
3.3 Розрахунок натискних гвинта і гайки і визначення моменту електродвигуна.....	89
4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА.....	92
4.1 Аналіз потенційно небезпечних і шкідливих факторів виробничого середовища	92
4.3 Розробка заходів захисту від впливу небезпечних і шкідливих виробничих факторів.....	94
4.4 Пожежна безпека	99
4.5 Інженерна розробка медичного захисту від небезпечних і шкідливих факторів виробничого середовища	100
ВИСНОВКИ.....	103
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ	104

ВСТУП

Дослідженням оптимальних умов прокатки займалися і займаються багато дослідників. Більшість з них вважає, що порушення сплошності металу відбуваються під дією розтягуючих напруг, що виникають унаслідок нерівномірної деформації по перетину, а інтенсифікація обтискань зменшує нерівномірність деформації і покращує структуру металу. Тому для усунення браку металу по внутрішніх надривах пропонують поліпшити умови нагріву злитків, прокатку вести при відношенні довжини осередку деформації до його середньої висоти $l_d/H_{cp} > 0,4-0,5$, тобто збільшити діаметр валків, обтискання за кожен пропуск і зменшити перетин злитка.

Корінне поліпшення якості металопродукції і нарощування продуктивності праці – такі основні завдання, що стоять перед чорною і кольоровою металургією. Підвищення якості прокату шляхом запобігання розвитку завжди наявних в об'ємі і на поверхні злитка дефектів і запобігання утворенню нових дефектів є важливими резервами підвищення виходу придатного прокату, рівносильними підвищенню продуктивності стану.

Вивчення якості металу, прокатоного на блюмінгу, пов'язане з рядом труднощів. Якість розкатів залежить не тільки від умов нагріву і прокатки, але також і від стану поверхні злитка, обумовленого технологією сталеплавильного виробництва. Оцінити візуально якість поверхні злитка навіть при ретельному огляді на складі важко у зв'язку з тим, що виявляються лише грубі дефекти поверхні, а дрібніші тріщини, газові бульки, неметалічні включення та інші залишаються прихованими під шаром оксидів. Будучи концентраторами напруг, дефекти призводять до зниження деформованості сталі.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1 Загальна характеристика технологічного процесу прокатки напівпродукту

Вихідним матеріалом при прокатці блюмів є злитки, маса яких, наприклад, для вуглецевої сталі досягає 6...10 т і більш при прокатці блюмів і до 25 т і більш при прокатці слябів. Прокатка таких злитків проводиться на одне-чи двоклітьових реверсивних станах. Найбільше поширення одержали блюмінги з діаметром валків 1000...1300 мм, тобто блюмінги, умовно названі великими. Середні блюмінги з діаметром валків 900... 1000 мм і малі блюмінги з діаметром валків менше 900 мм найчастіше використовуються не як самостійні агрегати, а як обтискні кліті крупносортих і рейкобалкових станів.

Технологічний процес виробництва блюмів включає наступні основні операції: нагрів злитків, прокатка, різання розкату на мірні довжини, охолодження, видалення поверхневих дефектів і ін.

Відповідно до цього нагрівальні пристрої, основне і допоміжне устаткування розташовують у необхідній послідовності. На рис. 1.1 дана схема розташування устаткування блюмінга 1050 з кільцевим рухом злитковозу.

Будівля де знаходяться нагрівальні колодязі є продовженням прольоту стану. Таке розташування устаткування цеху забезпечує транспортування злитків у гарячому стані на спеціальних платформах зі стриперного відділення сталеплавильних цехів до нагрівальних колодязів і спрощує введення залізничних колій в усю прольоту блюмінга (слябінга).

На подібному стані прокатують злитки масою 10...13 т у блюми перетином до 370x370 мм. і сляби товщиною 100...200 мм і шириною до 1500 мм. Нагрівання злитків перед прокаткою проводять в рекуперативних колодязях, що, як відзначалося раніше, одержало більш широке поширення в порівнянні з регенеративними. Нормальна робота блюмінга чи слябінга забезпечується 10...12 групами колодязів, кожна з яких складається з двох осередків (колодязів).

зів). Як паливо використовується суміш доменного і коксувального газу чи природного газу.

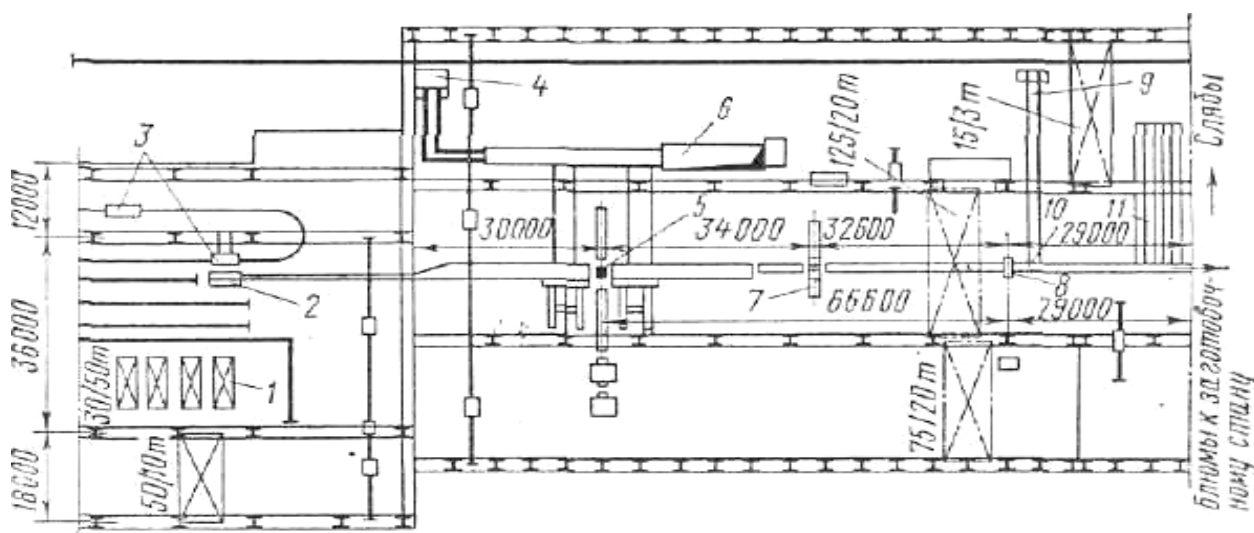


Рисунок 1.1 – Схема розташування устаткування блємінга 1050 з кільцевим рухом злитковоза: 1 - нагрівальні колодязі; 2 - прийомний рольганг і бічний штовкувач злитків з горизонтальної рами злитковоза; 3 - злитковози; 4 - бункер для зневоднювання окалини і навантаження її в залізничні вагони; 5 - робоча кліть; 6 - колодязь для окалини; 7 - машина для вогневого зачищення блємів; 8 - ножиці з нижнім різанням зусиллям 12 500 кН; 9 - транспортер для обрізків; 10 - рольганг для подачі блємів до безперервного заготовочного стану; 11 - транспортер для слябів

Близько 90...95% злитків, які подають зі стріперного відділення, встановлюють в осередки нагрівальних колодязів у гарячому стані при середній температурі приблизно 800°C. Це значно заощаджує паливо і підвищує продуктивність нагрівальних пристроїв. Видача злитка з осередку, як і посадка, проводиться кліщовими кранами; подача до прийомного рольганга - злитковозом. Прийнятий в даному випадку кільцевий рух злитковозів дозволяє використовувати декілька злитковозів одночасно, що забезпечує безупинну подачу гарячих злитків до робочої кліті незалежно від того, з якої нагрівальної групи подається метал.

Злитковози з гарячими злитками автоматично зупиняються в прийомному рольгангу і метал передається на них стаціонарним зштовхувачем. Баштові ваги забезпечують зважування кожного злитка і його поворот на 180° , якщо це необхідно.

Прокатка виконується у валках діаметром 1300 мм по буртах, з індивідуальним приводом кожного валка, електродвигуном потужністю 6800 кВт при $0...60...90 \text{ хв}^{-1}$.

Після прокатки блюми і сляби надходять на машину вогневого зачищення, де на ходу піддаються зачищенню з усіх чотирьох сторін. Видалення прибуткової і донної частин злитка і розрізка на необхідні довжини проводиться кривошипними ножицями, що забезпечують до 10 розрізів у хвилину з максимальним зусиллям різання 16 МН. Ножиці обладнані зштовхувачем обрізків, пересувним упором і іншими необхідними механізмами.

Розрізані блюми і сляби по рольгангу надходять на ділянку збирання, що має транспортний рольганг, автоматичні ваги, клеймувальну машину, що проставляє в торці блюмів і слябів номер плавки, номер злитка і ін., штабелюючи столи і стелажі.

У залежності від необхідності подальшої обробки блюми без додаткового нагрівання можуть відразу надходити на заготовочні стани для прокатки в заготівлю, якщо такі стани встановлені за блюмінгом, чи направлятися в нагрівальні печі для підігріву перед наступною прокаткою на сортових станах у готовий виріб. Весь інший метал надходить на склад для охолодження й обробки, що включає видалення поверхневих дефектів тим чи іншим способом, якщо вони будуть виявлені.

По розташуванню нагрівальних пристроїв, основного і допоміжного устаткування слябінги багато в чому аналогічні блюмінгам. Слябінги являють собою обтискні стани більш вузького призначення, вони застосовуються для прокатки тільки слябів. На відміну від блюмінгів крім горизонтальних гладких (циліндричних) валків слябінги мають вертикальні валки, розташовані в додатковій кліті, встановленої в безпосередній близькості від основної

кліті. Прокатка на слябінгу проводиться як у горизонтальних, так і у вертикальних валках, причому у визначений період можуть створюватися умови безупинної прокатки, що відповідають двом клітям. Вертикальні валки слябінга виконуються без струмків, циліндричними, так і горизонтальними.

Для приводу валків слябінга використовують двигуни із широким регулюванням частоти обертання (до $\pm 150 \text{ хв}^{-1}$). Для приводу горизонтальних валків часто на кожен валок встановлюють індивідуальні двигуни потужністю 4500...5200 кВт. Вертикальні валки мають привід від одного двигуна потужністю 2200...3000 кВт через систему конічних шестірень і універсальних шпинделів.

Робота більшості механізмів і пристроїв на блюмінгах і слябінгах автоматизована. Сюди насамперед варто віднести автоматизовану роботу нагрівальних колодязів, подачу злитків до прийомного рольганга, роботу рольгангів, керування головним двигуном і натискним пристроєм, роботу лінійок і кантувачів, підпоро-штовхачів, зіштовхувачів і ін.

Система автоматичного керування реверсивної кліттю складається з програмного пристрою, що забезпечує необхідне положення натискних гвинтів, швидкість прокатки при захопленні і викиді штаби з валків, положення лінійок маніпуляторів, кантування, роботу рольгангів. Положення штаби, що прокатується, контролюється встановленими уздовж рольганга фотодатчиками. Точність виконання окремих операцій при автоматичному керуванні звичайно складає: натискного пристрою $\pm 1 \text{ мм}$, лінійок маніпулятора $\pm 10 \text{ мм}$.

Блюмінги являють собою високопродуктивні стани, що прокатують до 6 млн. т у рік злитків. Постійним резервом підвищення продуктивності обтискних станів є раціональний режим прокатки (режим обтиснень, швидкостей і послідовності кантувань), збільшення діаметра валків і маси злитка при незмінному його середньому перетині, що не завжди представляється можливим з ряду технічних причин (умов кристалізації, обмежувальної глибини колодязів і ін.). Помітному підвищенню продуктивності обтискного стану сприяє скорочення допоміжного часу при прокатці, що досягається прокат-

кою двох чи навіть трьох злитків одночасно. У цьому випадку при визначеній установці валків злитки послідовно проходять один за іншим то в одному, то в іншому напрямку. При такій двохзлитковій прокатці шляхом зменшення пауз між проходами продуктивність обтискного стану збільшується на 15...20%, а при трьохзлитковій - на 20...25% у порівнянні з однозлитковою.

Помітно можна підвищити продуктивність обтискного стану збільшенням перетину кінцевого для даного стану продукту обробки, тому прокатувати заготівлі перетином 200X200 мм на блюмінгах з діаметром валків 1100...1300 мм часто не вигідно, тому що при цьому починає помітно зростати час прокатки кожного злитка, тобто знижується продуктивність стану. У той же час на багатьох заводах є велика потреба в заготівлях перетином 175x175...50x50 мм для середньосортних, дрібносортових, дровових станів і ін. Зовсім очевидно, що одержання заготівель таких перетинів доцільно перенести на проміжні прокатні стани. Тому прокладку заготівель більш дрібного перетину, чим блюми, роблять на заготовочних станах, а обробку важкодеформуючих сталей і сплавів виконують куванням, а іноді і пресуванням.

У залежності від необхідної продуктивності, розміру і виду заготівель, що випускаються, розташування робочих кліт заготовочних станів приймається безупинне і лінійне. Безупинні заготівельні стани встановлюють поблизу блюмінга, і прокатка на них робиться відразу після обробки злитка на блюмінгу без додаткового нагрівання, що дає істотний економічний ефект.

До складу таких безупинних заготовочних станів звичайно включають 10...14 робочих кліт з діаметрами валків у першій кліті 850...950 мм і в останній кліті 450...550 мм при довжині бочки відповідно 1200...1400 і 550...850 мм. Характерною рисою при цьому є чергування робочих кліт з горизонтальним і вертикальним розташуванням валків, що усуває необхідність закручування штаби, що прокатується, у валках, що кантують, чи іншим способом зі зменшенням загальної витрати енергії і поліпшенням якості виробів, що прокатуються. Валки кожної кліті мають самостійний привід і загальна потужність головних двигунів складає 20000...30000 кВт. Такі стани

при прокатці заготівлі зі швидкістю в останньої чистовий кліті до 7 м/с забезпечують продуктивність до 5,5 млн. т на рік. Як приклад безупинного заготовочного стану може служити стан 900/700/500 (рис. 1.2), встановлений за бльомінгом 1300 і призначений для виробництва заготівель квадратних 80x80...200x200 мм, плоских до 100x400 мм а круглих діаметром до 250 мм перетинів із бльома масою до 11 т і перетином 370x370 мм.

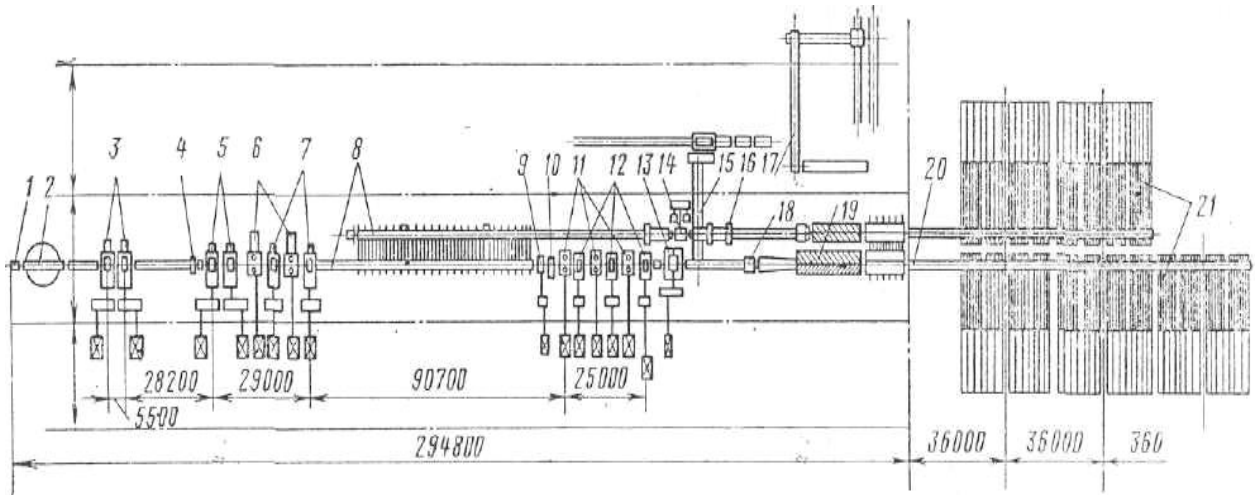


Рисунок 1.2 – Схема розташування устаткування безперервного заготовочного стану 900/700/500: 1 - рольганг, що підводить, від бльомінга 1300; 2 - поворотний пристрій; 3 - дві кліті дуо 900 мм; 4 - кантувач; 5 - дві кліті дуо 900 мм; 6 - дві вертикальні кліті 700 мм; 7 - дві кліті дуо 700 мм; 8 - рольганги; 9 - маятникові ножиці для відрізки переднього кінця; 10 - кантователь; 11 - три вертикальних кліті 500 мм; 12 - три кліті дуо 500 мм; 13 - летучі планетарні ножиці 150 т; 14 - ножиці з нижнім різом 1000 т; 15 - транспортер для збирання обрізків від ножиців; 16 - пересувний упор за ножицями; 17- колодязь для окалини і транспортуючий пристрій; 18 - клеймована машина; 19-пакетувальні рольганги; 20 - рольганги; 21 - холодильники

Стан включає дві кліті дуо з горизонтальними валками 900x1300 мм. Ці кліті встановлені окремо і використовуються в якості обтискних. Потім впливає перша безупинна група із шести клітей (чорнова), дві перші кліті якої

- дуо 900x1300 мм і чотири наступні кліті - з вертикальними і горизонтальними валками 730x1300 мм, що чергуються. Друга безупинна група клітей (чистова) включає шість клітей з вертикальними і горизонтальними валками.

Кожна горизонтальна кліть приводиться від електродвигуна потужністю 2000 або 3200 кВт через редуктор і шестеренну кліть. Валки вертикальних клітей приводяться самостійним для кожної кліті двигуном потужністю 2000 або 3200 кВт із машинного зала за допомогою довгого горизонтального вала, комбінованого циліндро-конічного редуктора і універсальних шпинделів.

Загальна маса механічного устаткування цього стану складає 10500 т, а виробництво - 5,5 млн. т на рік.

Блюми після ножиців надходять на обтискну групу. Потім смуга цілком розміщується на рольгангу перед першою безупинною групою. При подачі металу у валки чорнової безупинної групи здійснюють кантування штаби, якщо це необхідно. У цій групі можна одержувати заготівлі перетинами 200x200, 170x170 і 150x150 мм відповідно з четвертої, шостої і восьмої клітей.

Заготівлі великого перетину (більш 150x150 мм) можна шлеперами і по обвідному рольгангу, в обхід другої безупинної групи, транспортувати до ножиців із зусиллям різання 10 МН, де штаби розрізають на довжини 6...8 м.

Заготівлі перетином 150x150 мм по рольгангу подаються для прокатки до другої безупинної групи для одержання перетинів 120x120, 100x100 і 80x80 мм відповідно з 10, 12 і 14-й клітей. По виходу з чистової безупинної групи штаби розрізаються летучими ножицями на довжини 8...12 м, після чого заготівлі пакуються і рольгангом передаються на холодильник.

Всі описані технологічні операції на стані виконуються відповідними механізмами й автоматизовані.

При порівняно невеликому обсязі виробництва заготівель за блюмінгом окремо встановлюють лінійні заготовочні стани, що мають дві-три трьохвалкові робочі кліті з діаметром валків 600...800 мм, вихідним продуктом для

яких служать блюми перетином 250x250...300x300 мм або злитки масою до 1,5 т.

Нагрівання металу перед прокаткою на лінійних заготовочних станах роблять звичайно в методичних печах. Однак якщо стан розташований поблизу блюмінга, то, так само як і перед прокаткою на безупинних заготовочних станах, додатковий підігрів металу може не робитися.

Продуктивність окремо встановлених лінійних заготовочних станів найчастіше перевищує 400 тис. т заготівель у рік, а станів, що працюють разом із блюмінгом, 800...1000 тис. т на рік.

Так само як і після прокатки на блюмінгу або слябінгу, прокатані на заготовочних станах, штаби ріжуть на необхідні мірні довжини і передають на склад для охолодження по відповідному для даного металу режиму. Наступна обробка заготівель включає оздоблювальні операції (видалення поверхневих дефектів і ін.), після чого їх передають на стан остаточної прокатки або відвантажують замовнику.

До основних техніко-економічних показників прокатного виробництва, у тому числі і виробництва напівпродукту, варто віднести вихід придатного продукту або розхідний коефіцієнт металу, питома витрата енергії, води, пари, газу, валків і ін. У процесі одержання прокату спостерігаються наступні види втрат металу: через пар при нагріванні і прокатці (у виді повітряної окалини), обрізання, втрати при чищенні і травленні, а також брак і недокати. Усе це знижує вихід придатного продукту, що приймається у відсотках від маси вихідного продукту, і збільшує видатковий коефіцієнт, що визначає необхідну кількість металу у вихідному стані для одержання одиниці готового виробу. Ці показники залежать від хімічного складу металу, способу його виплавки і розливання, прийнятого типу нагрівальних пристроїв і способу нагрівання металу перед прокаткою, температурних умов прокатки, режиму обтиснень і ін. У табл. 1.1 приводиться вихід придатного продукту і видаткові коефіцієнти при прокатці блюмів і слябів з вуглецевих киплячої і спокійної сталей.

Вихід годного продукту при прокатці.

Таблиця 1.1 – Вихід придатного продукту і видаткові коефіцієнти

Напівпродукт	Втрати металу, %		Вихід готового продукту, %	Витрати металу 1 т готового продукту
	Угар	Обрізь		
Блюми із злитків киплячої сталі	2	5...7	93...91	1,075...1,100
Блюми із злитків спокійної сталі	2	12...15	86...83	1,162...1,200
Сляби із злитків киплячої сталі	2	10...14	88...84	1,136...1,190
Сляби із злитків спокійної сталі	2	16...20	82...78	1,220...1,281

Вихід придатного продукту на першій групі безупинних заготовочних станів звичайно складає 97%, а на другій 98%; видатковий коефіцієнт відповідно 1,03...1,02.

1.2 Особливості технологічного процесу і технічні дані блюмінгу 1050

На більшості металургійних заводах головним прокатним станом є обтисковий стан – слябінг або блюмінг, призначений для обтискання крупних злитків в чорнові заготовки – напівпродукту, з якого одержують готову продукцію.

«Воротами» обтискових станів є відділення нагрівальних колодязів, в якому злитки, що поступають із стріперного відділення сталеплавильного цеху, підігріваються перед прокаткою. Для цієї мети застосовують нагрівальні пристрої у вигляді колодязів, в які злитки колодцевим краном кліщового типу завантажують у вертикальному положенні, чим досягають рівномірного нагріву металу і забезпечують можливість вивантаження злитків з колодязів тим же колодцевим краном.

У обтискових цехах застосовують рекуперативні колодязі (садка 100 – 200 т.) з нижнім або верхнім підігрівом, опалювальні змішаними газом (доменним з коксовим) з теплою згорання 5900-8380 кДж.

Технологічний процес прокатки на блюмінгу 1050 і характеристика устаткування наступні. Злитки завантажують колодязевими кранами в колодязі для нагріву до температури 1250 – 1280 °С і потім за допомогою тих же колодязевих кранів злитки виймають з колодязів і завантажують на один із злитковозів, який по кільцевому шляху транспортує гарячий злиток до приймального рольгангу стану з швидкістю до 5 м/с. Після зупинки злитковоза у приймального рольганга злиток в горизонтальному положенні зіштовхують на рольганг. Передбачена також можливість подачі злитків до стану колодязевим краном. В цьому випадку злиток встановлюють в люльку стаціонарного перекидача, розташованого приймальним рольгангом. Час перекидання люльки 8 с.

З приймального рольганга злиток передають з швидкістю до 1,2 м/с на ваговий рольганг, де метал зважують і при необхідності повертають на 180° (для завдання злитка у валяння кліті вузьким кінцем) в горизонтальній площині. Механізм зважування і повороту злитка розташований над рольгангом. Вантажопідйомність вагів 40 т, тривалість циклу зважування і повороту злитка на 1800 складає 25 с.

По рольгангу злиток поступає до робочої кліті в положенні «на ребро» для отримання при прокатуванні в горизонтальних валках необхідної ширини блюма і видалення окалини з широких граней злитка. Потім злиток кантують на 900 і ведуть прокатку при заданому режимі температури (у інтервалі 1250-1000 °С), обтискань (до 70-80 мм за пропуск) і середньої швидкості (від 2,0 до 4,2 м/с).

Прокатка ведеться як поодинці, так і по два злитки одночасно: ритм прокатки в першому випадку складає близько 100 – 140 с, в другому 150 – 200 с.

Робоча кліть є основним пристроєм прокатного стану, оскільки в ній здійснюється власно прокатка металу.

Робоча кліть кожного прокатного стану складається з наступних основних вузлів і деталей: двох станин, встановлених на плитовинах, закріплених на фундаменті, валків з подушками і підшипниками, механізмів для установки і урівноваження валків, валкової арматури (проводок, пристроїв для охолодження або нагріву валків і т. п.).

Робоча кліть блюмінга 1050 конструкції УЗТМ. Вона складається з двох станин 2 з плитовинами, валків з подушками 1 і підшипниками, механізму для переміщення верхнього валка і пристрою для його урівноваження.

Литі сталеві станини, масою кожна 115 т, встановлені на дві плитовини, що спираються по кінцях на дві зварні поперечні рами; середня частина плитовин і зварні рами спираються на фундамент. Кожна плитовина скріплює з фундаментом вісьма анкерними болтами, а з поперечиною – сталевими клинами. Вгорі і внизу станини поєднані між собою стяжними болтами, що знаходиться усередині труб, розпорів; ці болти затягнуті в гарячому стані.

Діаметр робочих валків 1050 мм (по буртах калібрів) і довжину бочки 2950 мм; мінімальний діаметр бочки після переточування дорівнює 1300 мм. Валки виготовлені з кованої хромонікелевої сталі $\sigma_B = 800$ МПа, ударна в'язкість $ak = 30$ Н·м/см², відносне подовження $\delta = 8$ %. Вони встановлені в целлопресованих текстолитових підшипниках, діаметр і довжина шийок 700 мм. Для комбінованого мастила валків використовують фільтровану воду, що безперервно подається, і густе мастило, що періодично подається. Кожен валок приводиться від індивідуального електродвигуна потужністю 6500 кВт з частотою обертання 0-50-80 об/хв; номінальний момент двигуна 1,2 МН·м; допустимий коефіцієнт перевантаження при роботі 2,5. Максимальний розчин валків 1050 мм.

У вікнах станин прикріплені планки напрямних, по яких переміщуються подушки верхнього валка. Подушки нижнього валка встановлені нерухомо; після переточування валків під них підкладають змінні прокладки 3 для

збереження лінії прокатки на постійній отмітці (+970 мм). Для сприйняття осьових зусиль від подушок верхнього валка із зовнішньої сторони кожної стійки станини прикріплені масивні планки. Таким чином, у цих подушок немає бортів з внутрішньої сторони (як на блюмінгах 1050), що полегшує зміну валків через вікна станини. Осьові зусилля від подушок нижнього валка сприймають бічні планки; при зміні нижнього валка з подушками планки зрушуються убік, для чого отвори в них для болтів зроблені овальними.

У подушках передбачені текстолитові вкладиші для сприйняття радіальних і осьових зусиль. Комплектна зміна валків здійснюється за допомогою спеціального пристрою.

Верхній валок з подушками урівноважений за допомогою гідравлічного пристрою.

Наживні гвинти приводяться від двох фланцевих вертикальних електродвигунів постійного струму потужністю кожен 640 кВт (700/ /1000 об/хв, ПВ = 100 %) через циліндрові шестерні із загальним передавальним числом $i = 3.08$; максимальної швидкості: установки верхнього валка 180 мм/с.

1.3 Вплив технологічних параметрів прокатки на формування кінців розкату на вихід придатного металу

Одним з основних показників, що визначають витрату металу в прокатному виробництві, є величина технологічної обрізі, що відбирається в потоці обтискних цехів. Кількість обрізі, що виходить при прокатці, залежить як від металургійних факторів виробництва злитків, так і від технології, прийнятої для обтискного стану. При виробництві сортового прокату на цей вид відходів приходить до 70 % усієї витрати металу від злитка до готового профілю.

Величину технологічної обрізі блюмів і слябів для сталі кожної марки встановлюють експериментальним шляхом у залежності від макроструктури металу в головній частині злитка й утяжці торців розкату.

У роботах [17, 25] теоретично обґрунтоване утворення утяжки на торцях розкату в стадіях несталого процесу, при заповненні і звільненні осередку деформації, коли плин металу якісно відрізняється від деформації в сталому процесі.

У роботах [10, 14, 37] розглянуті можливості зниження утяжки торців блюмів за рахунок удосконалювання режимів обтиснень. В одних роботах оптимальний режим визначали за результатами експериментів, а в інші - на підставі теоретичних розрахунків. Однак ці способи не завжди прийнятні для виробничих умов.

Для встановлення кількісних залежностей характер утяжки торців розкату при прокатці автори досліджували в лабораторних і промислових умовах [58, 59, 60]. При цьому вивчали вплив напрямку і схеми прокатки, розмірів і форми злитка, величини сумарного й одиничного обтиснень на формування кінців блюмів. При проведенні лабораторних досліджень процес прокатки на обтискному стані змодельовали в масштабі 1:10. Матеріалом для зразків служив свинець, прокатку проводили на моделі блюмінга з діаметрами валків 125 мм.

Первісне дослідження впливу напрямку прокатки на форму кінцевих ділянок розкату виконували на лабораторному стані. За основний фактор, що впливає на величину утяжки, приймали відношення подовжніх і вертикальних розмірів осередку деформації l_d/H_{cp} . Режими обтиснень при заданих величинах l_d/H_{cp} розраховували по формулі:

$$\Delta h = H^2(H + R/K^2) \quad (1.1)$$

Вірогідність цієї формули очевидна з рівняння:

$$K = \frac{l_d}{h_{cp}} = \frac{\sqrt{\Delta l \cdot R}}{\sqrt{Hh}}, \quad (1.2)$$

де H , h , h_{cp} - початкова, кінцева і середня висота штаби, мм; R — радіус валка, мм; l_d - довжина осередку деформації, мм.

Експериментальний режим обтиснень був підбраний таким чином, що відношення l_d/H_{cp} змінювалося в межах від 0,1 до 0,8 і відбивало умови прокатки в обтискних цехах.

На рис. 1.3. показана зміна глибини утяжки торця від величини фактора форми осередку деформації - l_d/H_{cp} при нереверсивній прокатці. Криві проходять через дві зони, верхня з яких характеризується утяжкою, а нижня - утворенням опуклості на торці розкату. Найбільш інтенсивна утяжка переднього торця розкату (крива 1) відбувається при величині l_d/H_{cp} в межах 0,2-0,35; зона максимальної утяжки заднього торця (крива 2) зрушена вправо в область значень $l_d/H_{cp} = 0,25 \div 0,45$, причому величина утяжки тут у три рази більше, ніж на передньому торці.

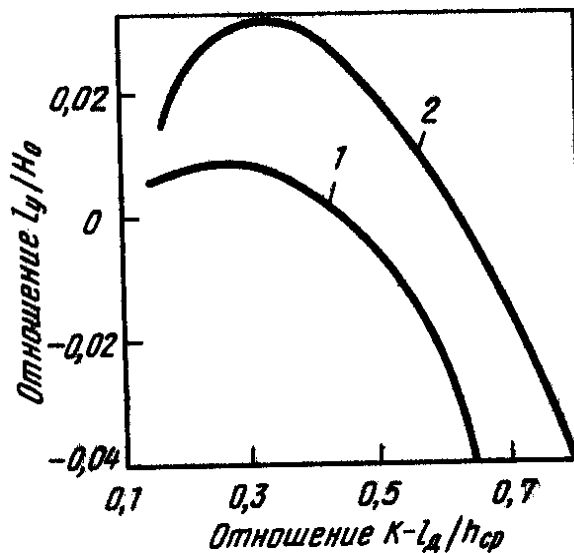


Рисунок 1.3 – Залежність глибини утяжки торця розкату l_y/H_0 від фактора форми вогнища деформації $K = l_d/H_{cp}$ (стан 125, зразки свинцеві)

Останнє свідчить про значний вплив на величину утяжки торців напрямку прокатки. Порозумівається це нерівномірністю плинущу металу в зонах відставання і випередження. Припинення утяжки і початок утворення

опуклості переднього торця відбувається при $l_d/H_{cp} > 0,46$, а заднього - при $l_d/H_{cp} > 0,63$.

Таким чином, за інших рівних умов зі збільшенням величини обтиснення зростання утяжки торців сповільнюється, і чим вище величина обтиснення (чим більше значення l_d/H_{cp}), тим раніш почнеться утворення опуклості. Тому застосування високих обтиснень у промислових умовах сприяє зменшенню величини утяжки торців, і, отже, зниженню величини технологічної обрізі.

Величину утяжки торців при реверсивній прокатці вивчили у виробничих умовах на блюмінгах 1300,1250 і 1150 комбінату "Криворіжсталь" при прокатці злитків масою 8,0-12,5 т у блюми перетином 300x300, 340x360 і 350x350 мм.

При проведенні досліджень були прокатані злитки вуглецевих нелегованих марок сталей, відлитих у розширеній донизу ізложниці; при цьому використані злитки гарячого посаду. Для виключення впливу на утяжку торців розкатів температури металу в процесі нагрівання в колодязях і прокатки на блюмінгу у всіх експериментах дотримували наступні умови:

- злитки однієї плавки розміщали в одному осередку нагрівальних колодязів;
- злитки в осередках встановлювали вільно для запобігання нерівномірного нагрівання по периметру;
- злитки в колодязях нагрівали в строгій відповідності з технологічною інструкцією;
- злитки однієї плавки прокочували по різних режимах обтиснень.

Видачу з колодязів, транспортування до стану і прокатку злитків здійснювали парами, у валки злитки задавали головною частиною вперед. Під час проведення експерименту досліджували утяжку донною частини, тому що макроструктура головної частини злитка утрудняє визначення достовірної величини утяжки. При прокатці досліджуваних злитків після кожного з чотирьох перших парних проходів (2, 4, 6, 8) другий злиток по рольгангу

відправляли в проліт нагрівальних колодязів для охолодження. Перші злитки продовжували прокочувати, а після наступних парних (10 і 12) проходів подавали на ножиці блюмінга, де відрізали задні кінці розкатів. При дослідженні застосовували три режими прокатки: $6I \times 4II \times 2III \times 1IV$; $2I \times 4I \times 2III \times 1IV$; і $4I \times 4II \times 2III \times 1IV$, за кожною схемою прокатили 20-30 злитків. Після охолодження недокатів і обрізі заміряли поперечні перерізи розкатів і глибину утяжки.

На рис. 1.4. показана величина відносної утяжки l_y/h заднього торця розкату при реверсивній прокатці на блюмінгу 1250 восьмитонного злитка за схемою $4I \times 4II \times 2III \times 1IV$.

При прокатці на блюмінгу співвідношення між товщиною розкату і довжиною вогнища деформації таке, що в першому проході відношення l_d/H_{cp} складає 0,25- 0,30. Саме в цей період прокатки в напрямку обтиснення утвориться первинний вигин торців розкату. У наступних проходах радіус вигину торця розкату зменшується, кінці крайок подовжуються і після третього - четвертого проходу (при обтисненні в одній площині) згинаються усередину.

Характер утворення утяжки кінців розкатів представлений у табл. 1.2. При значенні $l_d/H_{cp} < 0,5$ утяжка росте найбільше інтенсивно і загальна довжина її зі збільшенням числа проходів зростає. Однак, як це видно на рис. 1.4, ріст утяжки торця розкату має визначену закономірність; при значенні $l_d/H_{cp} > 0,5$ інтенсивність його росту помітно знижується.

На рис. 1.5 представлено зіставлення фактичного росту утяжки торця розкату по проходах при прокатці на блюмінгу 1300 з розрахунковою величиною зміни утяжки в залежності від середнього коефіцієнта витяжки штаби. Суцільною лінією показана фактична величина утяжки заднього торця розкату при прокатці злитка масою 12,5 т по схемі $6I \times 4II \times 2III \times 1IV$, а пунктирною лінією - розрахункові значення.

При побудові розрахункової кривої значення утяжки в кожному проході визначали як добуток фактичної величини утяжки торця в попередньому проході і коефіцієнта витяжки в поточному проході, тобто $l_y = l_{y_{i-1}} \mu_i$.

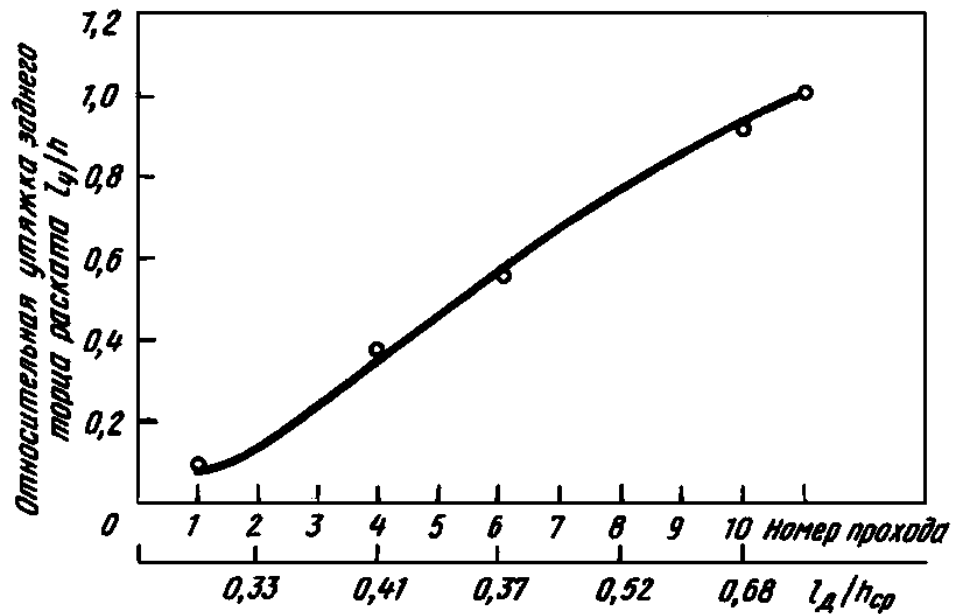


Рисунок 1.4 – Утяжка заднього торця розкату при прокатці 8-т злитка на блюмінгу 1250 за схемою 4I × 4II × 2III × 1IV.

З графіка (рис. 1.5) випливає, що при реверсивній прокатці на блюмінгу 1300 з першого по восьмий проходи, при значенні $l_d/H_{cp} < 0,5$, інтенсивність росту утяжки торця вище, ніж збільшення довжини її за рахунок середньої витяжки штаби, а після дев'ятого проходу, коли $l_d/H_{cp} > 0,5$ величина розрахункової утяжки торця перевищує її фактичне значення. Таким чином, процес формування кінцевих ділянок розкату можна розділити на два періоди.

Перший період відповідає лівій частини графіка (рис. 1.3) і відповідає умовам прокатки, коли значення $l_d/H_{cp} < 0,5$. Період характеризується такою нерівномірністю деформації металу, при якому більш високі витяжки контакт-

них шарів розкату викликають інтенсивне зростання утяжки. Значне збільшення глибини утяжки спостерігається в перших проходах при величині відносного обтиснення 9-15 %, при цьому довжина утяжки росте швидше, ніж середня витяжка розкату. Потім інтенсивність росту утяжки знижується і при значенні $l_d/H_{cp} \approx 0,5$ її подовження дорівнює середній витяжці штаби.

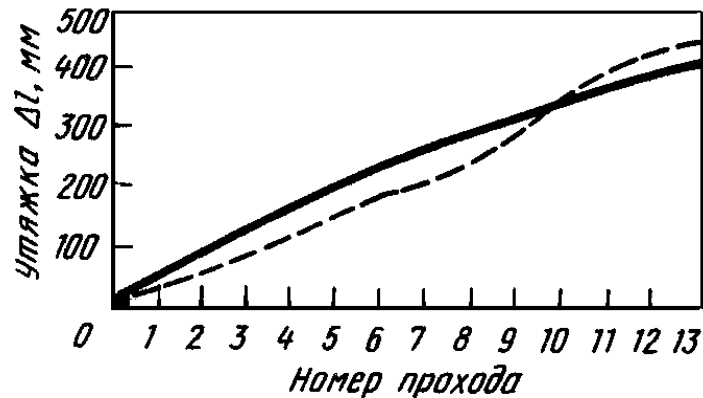


Рисунок 1.5 – Порівняння фактичної утяжки з розрахунковою величиною при прокатці 12,5 т злитка на блюмінгу 1300

Перша зона графіка, що має значення $l_d/H_{cp} > 0,5$, представляє другий період формування торцевої утяжки блюма. Цей період також характеризується нерівномірною деформацією металу, однак при цьому середні шари розкату, здобуваючи великі витяжки, чим поверхневі, прагнуть додати торцеві опуклу форму, у результаті чого розвиток утяжки йде слабкіше, ніж загальне подовження розкату.

Результати обробки експериментальних даних показали, що в кожному наступному і-тому проході глибина вигину торця розкату визначається двома показниками: ростом утяжки за рахунок витяжки штаби в і-тому проході і величиною вигину торця в несталій стадії цього проходу в залежності від напрямку прокатки і значення фактора l_d/H_{cp} (визначається за графіком рис. 1.6). Для першого періоду формування кінцевої ділянки розкату величина утяжки буде дорівнювати:

$$l_{y_i} = l_{y_i} \mu_i + CH_{i-1}. \quad (1.3)$$






В другому періоді коефіцієнт $C = l_y / H_0$, як впливає з рис. 1.5, приймає негативне значення і рівняння (1.3) приймає вид:

$$l_y = l_{y-1} \mu_i - CH_{i-1}. \quad (1.4)$$




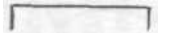
















Для порівняння умов формування торцевої утяжки розкатів при реверсивній і однобічній прокатці провели дослідження на лабораторному стані (модель блюмінга 1250). Свинцеві зразки були виконані в масштабі 1:10 до розмірів восьмитонного сортового злитка і мали поперечний переріз 81,5×73,5 мм (815×735 мм на натурі). Зразки обжимали по режимах, що відповідають схемам прокатки 4I × 4II × 2III × 1IV і 6I × 4II × 2III × 1IV (табл. 1.2). Прокатані були дві серії зразків по п'ятьох у кожній. Зразки кожної серії були прокатані по одній із приведених вище схем. Один зразок кожної серії піддавали нереверсивній прокатці. Після кожного проходу заміряли розкати і конфігурацію їхніх торців. Зведені дані вимірів зразків представлені в табл. 1.2.

Як видно з табл. 1.2 при прокатці в одному напрямку вигин заднього торця після другого проходу в 2-2,5 рази більше чим переднього, а після четвертого проходу - у 2,5-3,5 рази, тому при однобічній прокатці високих смуг величину технологічної обрізі в основному буде визначати утяжка заднього торця, що розвивається більш інтенсивно. При звичайній реверсивній прокатці не можна використовувати в значній мірі переваги напрямку прокатки. Це пояснюється тим, що при цьому способі прокатки різниця величин утяжок кінців розкату (по величині обрізі) взаємно знищується при зміні напрямку. Уже після четвертого проходу утяжка переднього і заднього кінців розкату мають однакову форму і рівні розміри. Однак сумарна величина необхідної обрізі передніх і задніх кінців розкатів, які прокатані реверсивним і однобічним способом, практично однакова. З табл. 1.2 видно, що найбільше інтенсивно утяжка росте при прокатці на гладкій бочці при значенні фактора $l_d / H_{cp} = 0,3-5-0,45$, коли величина відносного обтиснення складає 15 % і нижче.

Таблиця 1.2 – Результати дослідної прокатки зразків (прокатка на гладкій бочці стану 125, свинець, розмір зразків 81,5×73,5, 5×250 мм)

Схема прокатки 6I×4II×2III×1IV									
Товщина H, мм	Обтиснення Δh , мм	Одностороння				Реверсивна			
		Передній торець		Задній торець		Передній торець		Задній торець	
		Форма	Утяжка l_y , мм	Форма	Утяжка l_y , мм	Форма	Утяжка l_y , мм	Форма	Утяжка l_y , мм
81,5	-		-		-		-		-
72,5	9,0		2,8		5,65		2,8		5,65
65,5	7,0		3,5		9,95		7,1		7,3
58,5	7,0		4,7		14,65		9,1		10,6
51,5	7,0		5,6		19,65		12,7		13,8
44,6	7,0		6,1		23,0		14,8		15,0
37,5	7,0		7,6		27,1		15,6		16,0

Продовження табл. 1.2

Схема прокатки 4I×4II×2III×1IV									
Товщина H, мм	Обтиснення Δh, мм	Одностороння				Реверсивна			
		Передній торець		Задній торець		Передній торець		Задній торець	
		Форма	Утяжка I _y , мм	Форма	Утяжка I _y , мм	Форма	Утяжка I _y , мм	Форма	Утяжка I _y , мм
81,5	-		-		-		-		-
70,5	11,0		3,2		6,0		3,2		6,0
61,5	9,0		4,5		10,7		8,0		7,6
52,5	9,0		5,8		14,7		9,7		11,1
43,5	9,0		7,2		18,3		13,6		13,0

Величина і форма утяжки торців блюмів в основному визначається режимом обтиснення. При рівному обтисненні злитка по одній і іншій сторонам поперечного переріза утяжка торця має форму конуса. Зі збільшенням числа проходів і величини сумарного обтиснення довжина цього конуса росте, а кут у його вершині зменшується.

Якщо величини сумарного обтиснення по одній і іншій сторонам значно відрізняються, що має місце при прокатці блюмів із прямокутних злитків (відношення $B/H > 1$), то форма конуса спотворюється, тому що довжина його щодо більшої сторони збільшується. Практично прокатку на блюмінгу здійснюють за непарне число проходів і величина сумарного обтиснення по одній зі сторін злитка завжди більше. Величину донної обрізи на торці блюма визначає довжина утяжки, що утворилася при обтисненні більш товстої сторони злитка.

Сумарне обтиснення впливає на вигин торців розкату. Ця величина відповідає обтисненню по більшій стороні, включаючи сумарне розширення при деформації іншої сторони. При однаковому сумарному обтисненні глибина утяжки буде різною в залежності від того, чи прокачаний великий злиток на блюмі великої товщини або отримані заготовлі невеликого перетину з дрібного злитка. Тому при дослідженні впливу сумарного обтиснення на формування кінців блюмів утяжка виражена відносною величиною l_y/h , що враховує кінцеву товщину. На рис. 1.6 показана залежність утяжки торців блюмів від сумарного обтиснення по більшій стороні злитка. Залежності відповідають умовам прокатки злитків масою 8, 10, 12,5 т на блюмінгах 1150, 1250, 1300.

Як видно з рис. 1.6, утяжка торців переважно залежить від величини сумарного обтиснення. У перших проходах при загальному обтисненні 200-250 мм утяжка збільшується незначно. Подальше збільшення обтиснення приводить до більш інтенсивного зростання утяжки. У цьому діапазоні істотний вплив оказує дрібність деформації. Після перших двох проходів вплив загального обтиснення на утяжку торців розкатів при меншому обтисненні за один прохід значно сильніше, ніж при більш високому одиничному обтисненні. Так, при пос-

тійному обтисненні 580 мм зменшення обтиснення за прохід з 115 до 70 мм викликає збільшення утяжки майже в два рази.

Вплив величини обтиснення за один прохід на утяжку торців бляма при прокатці 12,5-т злитка на блямінгу 1300, з постійним сумарним обтисненням по більшій стороні, показано на рис. 1.7. Точка 1 відповідає середньому одиничному обтисненню 87 мм при прокатці за схемою $6 I \times 4 II \times 2 III \times 1 IV$, точка 2 - середньому обтисненню за прохід 97 мм за схемою $2I \times 4I \times 4II \times 2III \times 1IV$ і точка 3 - одиничному обтисненню 115 мм при застосуванні схеми $4I \times 4II \times 2III \times 1IV$.

На рис.1.8 видна зміна параметрів форми осередку деформації по проходах у залежності від застосовуваних режимів обтиснень. Збільшення середнього обтиснення за прохід приводить до скорочення загального числа проходів. При цьому особливо важливо для зменшення утяжки скорочення числа проходів на гладкій бочці, де умови деформації

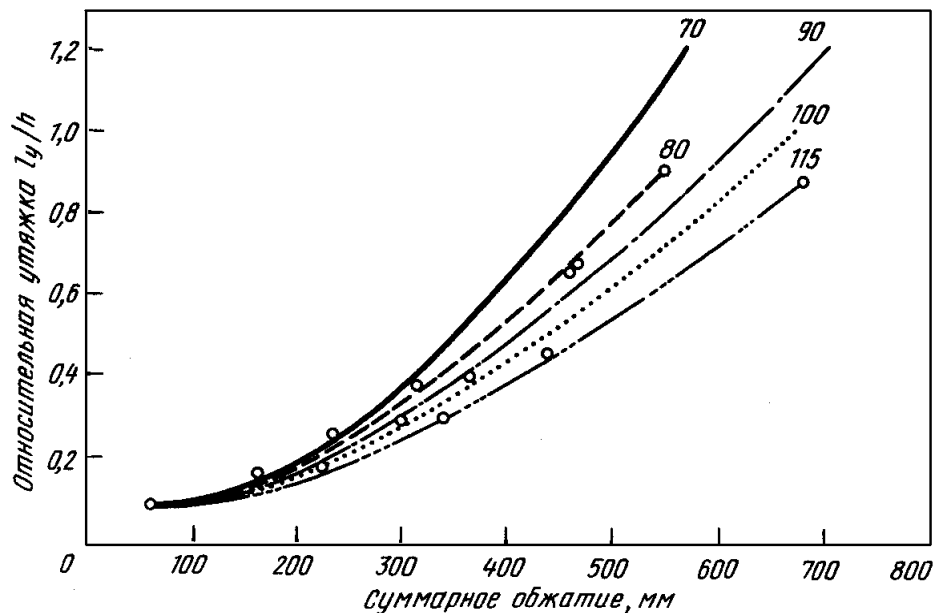


Рисунок 1.6 – Залежність глибини утяжки торців розкату від сумарного обтиснення і дрібності деформації; цифри в кривих – середнє обтиснення за прохід

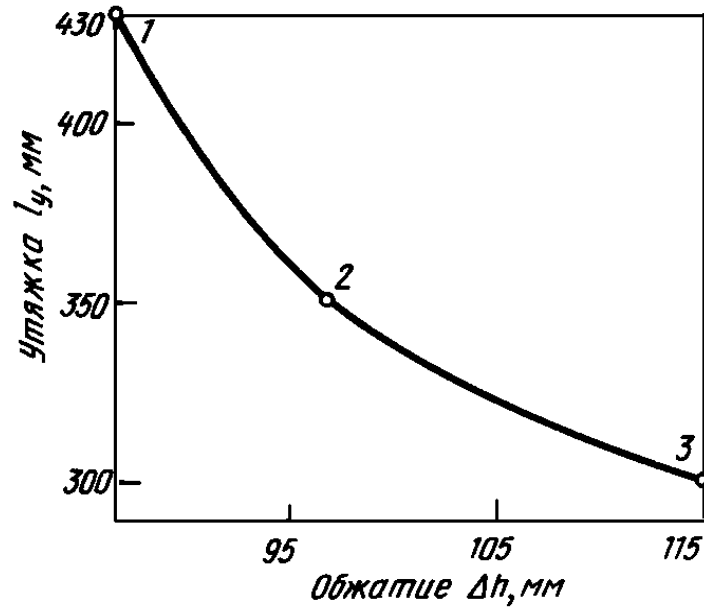


Рисунок 1.7 – Вплив величини обтиснення за один прохід на утяжку задніх торців блюмів при прокатці на блюмінгу 1300 з постійним сумарним обтисненням

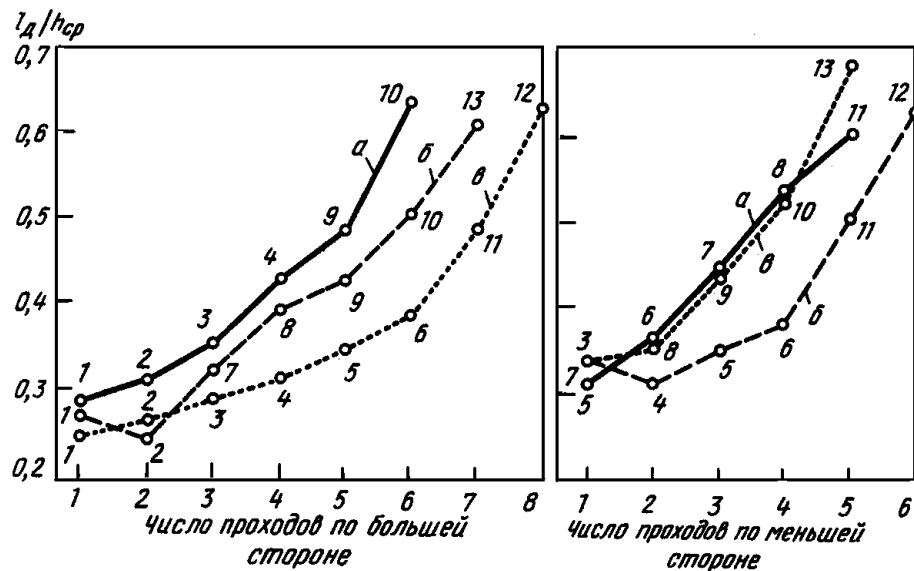


Рисунок 1.8 – Зміна параметрів форми осередку деформації по проходах у залежності від режиму: а - схема 4I × 4II × 2III × 1IV; б – схема 2I × 4I × 4II × 2III × 1IV; в – схема 6I × 4II × 2III × 1IV

характеризуються значенням $l_d/H_{cp} < 0,5$. Так при прокатці злитків за схемою 6I × 4II × 2III × 1IV величина утяжки торця готового блюма складає в середньому 430 мм, при застосуванні схеми 2I × 4I × 4II × 2III × 1IV вона знижується до 350 мм, при схемі 4I × 4II × 2III × 1IV - до 300 мм. Характер формування торців блюмів у розглянутих випадках порозумівається умовами деформації злитків.

У першому випадку, при середній величині обтиснення за прохід 87 мм, широка сторона злитка обжимається за вісьмох проходів і в шести з них деформація здійснюється при значенні $l_d/H_{cp} < 0,5$. В другому випадку, при підвищенні одиничного обтиснення до 97 мм, загальне число обтиснень по широкій стороні скорочується до семи, а при значенні $l_d/H_{cp} < 0,5$ - до п'яти проходів. І, нарешті, при збільшенні одиничного обтиснення 115 мм, число, проходивши, що визначають максимальний ріст утяжки, складає усього шість.

Таким чином, величина обтиснення за прохід є технологічним параметром прокатки, що визначає як число проходів і схему прокатки, так і величину фактора форми вогнища деформації. Істотного впливу хімічного складу вуглецевих сталей на величину деформації торців блюмів не встановлено. Температура кінця прокатки на блюмінгах коливається в інтервалі 70-80 °С и не робить значного впливу на утяжку кінців розкатів. Дослідження впливу температури в більш широкому діапазоні виконані авторами роботи [6].

Результати експериментів показують, що основними факторами, що визначають глибину утяжки торців блюмів, є величина сумарного обтиснення злитка по більшій стороні і середнє обтиснення за прохід.

В умовах діючого блюмінга при постійних розмірах і масі вихідного злитка зниження величини технологічної обрізі може бути досягнуто тільки шляхом оптимізації режиму обтиснення.

2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

2.1 Розробка алгоритму розрахунку раціонального режиму обтиснення на блюмінгу

Сучасний блюмінг є потужним обтискним реверсивним двохвалковим станом. Він призначений для прокатки великих злитків від 7 до 20 т в блюми квадратного і прямокутного перетину, або в сляби плоского перетину. Зі блюмів на станах готової продукції одержують різні сортові профілі. Від рівня продуктивності блюмінга залежить забезпеченість прокатних станів напівпродуктом і, отже, обсяг їхнього виробництва.

Одним з головних факторів, що визначають показники роботи блюмінга, є режим прокатки, що включає в себе режим обтиснень і режим швидкостей робочої кліті, причому, що визначає вплив на продуктивність робить в основному режимі обтиснень.

Відомо, що збільшення обтиснень приводить до скорочення числа проходів і, отже, до підвищення продуктивності. Значний ефект у цьому напрямку дає скорочення кількості кантувань. Обробка хронометражних даних показала, що на блюмінгу середня тривалість кантування приблизно вдвічі більше машинного часу одного проходу.

Таким чином, ліквідація одного кантування рівносильна скороченню кількості проходів на два.

Однак ні величина обтиснень, ні кількість кантувань не можуть прийматися довільно, тому що вони визначаються цілим рядом факторів. Основними з них є:

1. Умови захвата злитка валками, які обмежують величину припустимого обтиснення по відомому виразу:

$$\Delta h = D_k(1 - \cos \alpha)$$

2. Умови стійкого процесу прокатки, чим забезпечується відсутність пробуксовок валків і звалювання розкату в процесі прокатки.

3. Потужність привода блюмінга.
4. Міцність деталей робочої кліти (валки, станини, натискні пристрої і ін.)
5. Пластичність металу.

Оцінимо значення кожного фактора при розрахунку режиму обтиснень.

Для перевірки потужності двигуна потрібно визначати не тільки максимальну потужність за прохід (максимальний крутний момент), але і середню квадратичну потужність, що встановлюється за всі проходи, тобто необхідно мати попередній режим обтиснень при прокатці того або іншого злитка.

З іншого боку, міцність валків, як правило, цілком задовольняє умовам режиму обтиснень, при середніх припусках кута захвату в межах $24-26^\circ$.

Таким чином, розрахунок режиму обтиснень раціонально вести по одному з факторів, а саме по допускаемим кутам захвату. Отриманий попередній режим обтиснень варто коректувати з урахуванням потужності двигуна, міцності валків, забезпечення стійкості штаби в калібрі, одержання необхідних кінцевих розмірів блюма.

Що стосується пластичності металу, то при розрахунку попереднього режиму обтиснень цей фактор ураховується вибором відповідного кута захоплення і числа кантувань.

Звідси випливає, що режим обтиснень на блюмінгу пов'язаний з розрахунком різних варіантів, які доцільно проводити на електронній обчислювальній машині.

Завдання розрахунку попереднього режиму обтиснень при прокатці на слябінгу із застосуванням ЕОМ сформульовані в такий спосіб:

1. Дано розміри злитка $H_0 \times B_0$ (по великому перетині).
2. Дано діаметр валків блюмінга D_0 , число калібрів на валках і висота кожного з калібрів.
3. Дано марку сталі M , що визначає відповідний кут захоплення
– для м'яких сталей $\alpha = 26^\circ = 0,454$ рад;

- для середніх сталей $\alpha = 25^\circ = 0,436$ рад;
- для твердих сталей $\alpha = 24^\circ = 0,419$ рад;

4. Дано розміри бляма, на які необхідно вийти в результаті прокатки $h_n \times b_n$.

Потрібно розрахувати мінімально необхідне число проходів і оптимальний режим обтиснень на блямінгу, щоб із заданого злитка одержувати бляом необхідних розмірів.

Відповідно до методики, викладеної в навчальному посібнику О.П. Чекмарьова, М.С. Мутьєва, Р.А. Машковцева, проводиться розрахунок допоміжних величин:

1. Сумарне обтиснення по одній стороні:

$$\sum \Delta h_h = (h_0 - h_n) + 0.15(b_0 - b_n)$$

2. Сумарне обтиснення по іншій стороні:

$$\sum \Delta h_b = (b_0 - b_n) + 0.15(h_0 - h_n)$$

3. Середній діаметр, що катає:

$$D_{k\text{cp}} = 0.9D_0 - h_{k\text{cp}}$$

4. Середнє обтиснення за прохід:

$$\Delta h_{\text{cp}} = D_{k\text{cp}}(1 - \cos \alpha)$$

Наступний етап – установа сума рного числа проходів n .

Для цього визначається число проходів по одній стороні $n_b = \frac{\sum \Delta h_b}{\Delta h_{\text{cp}}}$.

Отримані значення n_k і n_b округляються так, щоб сума їх була непарним числом, а різниця числа проходів по одній і іншій стороні рівнялася 1.

По знайденому числу проходів $n = n_h + n_b$ коректують обтиснення:

$$\Delta h_h = \frac{\sum \Delta h_h}{n_h}; \quad \Delta h_b = \frac{\sum \Delta h_b}{n_b}.$$

Отримані обтиснення округляються до числа кратного 5.

Залежно від обчисленого числа проходів і відповідно до марки прокачуємої сталі вибирають схему прокатки, тобто крім числа проходів установають також число кантувань.

На основі аналізу всіх можливих кантувань установлені оптимальні кантування відповідно до прокатуваної марки сталі, кутом захвату і числом проходів.

Структурна схема алгоритму

Маючи розроблену вище методику розрахунку режиму обтиснень на слябінгу, можна перейти до складання структурної схеми алгоритму (рис.2.1). Структурна схема алгоритму починається із блоку введення вихідних даних. Сюди входять ті величини, які дані в постановці задачі:

$$D_0, \quad h_0 \times b_0, \quad h_n \times b_n, \quad i, \quad \alpha$$

Допоміжні величини: $\sum \Delta h_h$, $\sum \Delta h_b$, $h_{k_{cp}}$, $D_{k_{cp}}$, Δh_{cp} , визначаються за допомогою простих алгебраїчних операцій по наведених формулах. Розрахунок по формулах в ЕОМ робить оператор присвоєння. У структурній схемі алгоритму – це блоки 2-6. У блоках 7, 8 за допомогою оператора присвоєння встановлюється число проходів по кожній зі сторін n_k і n_b . На сумарне число проходів накладаються наступні обмеження:

а) $n = 2k + 1$, тобто при будь-яких значеннях отриманих величин n_k і n_b величина n повинна бути непарною;

б) різниця $n_h - n_b = 1$.

Для визначення сумарного числа проходів n і остаточного встановлення величин n_k і n_b застосований наступний алгоритм.

Отримані в блоках 7 і 8 величини n_k і n_b є раціональними числами, тобто вони можуть бути як цілими, так і дробовими; крім того, у сумі вони можуть давати парне число.

Виходячи із заводського досвіду, вводимо додаткову величину

$$n_c = \frac{n_h + n_b}{2} \text{ – блок 9}$$

Потім цю величину округляють у меншу сторону, тобто просто відкидають дробову частину. Отримане число приймають за кількість проходів по одній стороні - блок 10, тоді число проходів по іншій стороні приймають на 1 більше - блок 11.

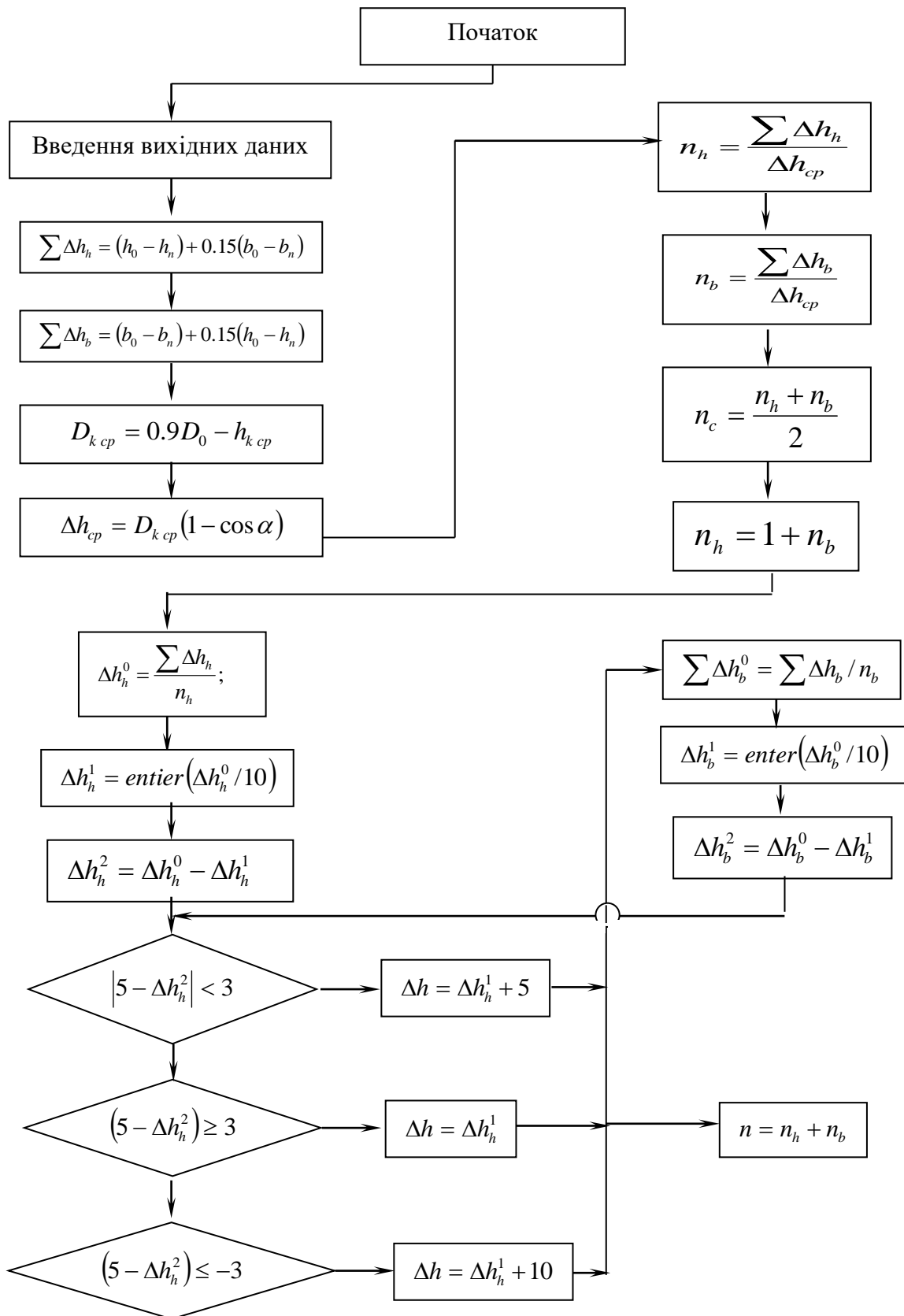


Рисунок 2.1 – Блок-схема визначення мінімального числа проходів

Математично це положення запишеться так:

$$n_b = E(n_c); \quad n_h = E(n_c + 1)$$

Слід зазначити, що сторона з більшим сумарним обтисненням позначена через h , з меншим сумарним обтисненням – через b .

По отриманому числу проходів коректуємо обтиснення

$$\Delta h_h = \sum \Delta h_h / n_h - \text{блоки 12-20}$$

$$\Delta h_b = \sum \Delta h_b / n_b - \text{блоки 20-23}$$

Наведені система блоків 12-23 відображають алгоритм округлення до числа кратного 5 одержуваних у блоках 12 і 21 величин обтиснення Δh_h й Δh_b .

Сумарне число проходів привласнюється величині n у блоці 24 (рис. 2.1).

По встановленому числу проходів і заданому куту захоплення α , величина якого визначається маркою прокатуваної сталі виходимо на одну або кілька практичних схем прокатки.

На рисунку 2.2 представлено моделюючий алгоритм розрахунку режиму обтиснень по проходах відповідно до прийнятої схеми прокатки.

2.2 Розрахунок енергосилових параметрів за діючою технологією

Розрахунок швидкісного і динамічного режиму прокатки блюмів перетином 150×150 мм із злитка масою 7,4 т

Режим обтискань представлений в табл. 2.1.

Розміри злитка $720 \times 720 \times 2205$ мм. Маса злитка 7,4 т. Номінальний діаметр валків 1050 мм. Температура прокатки: початка – 1200 °С, кінця – 1110 °С. Привід валків від двох електродвигунів. Розрахунок проводимо по методиці, вказаній у роботі [8].

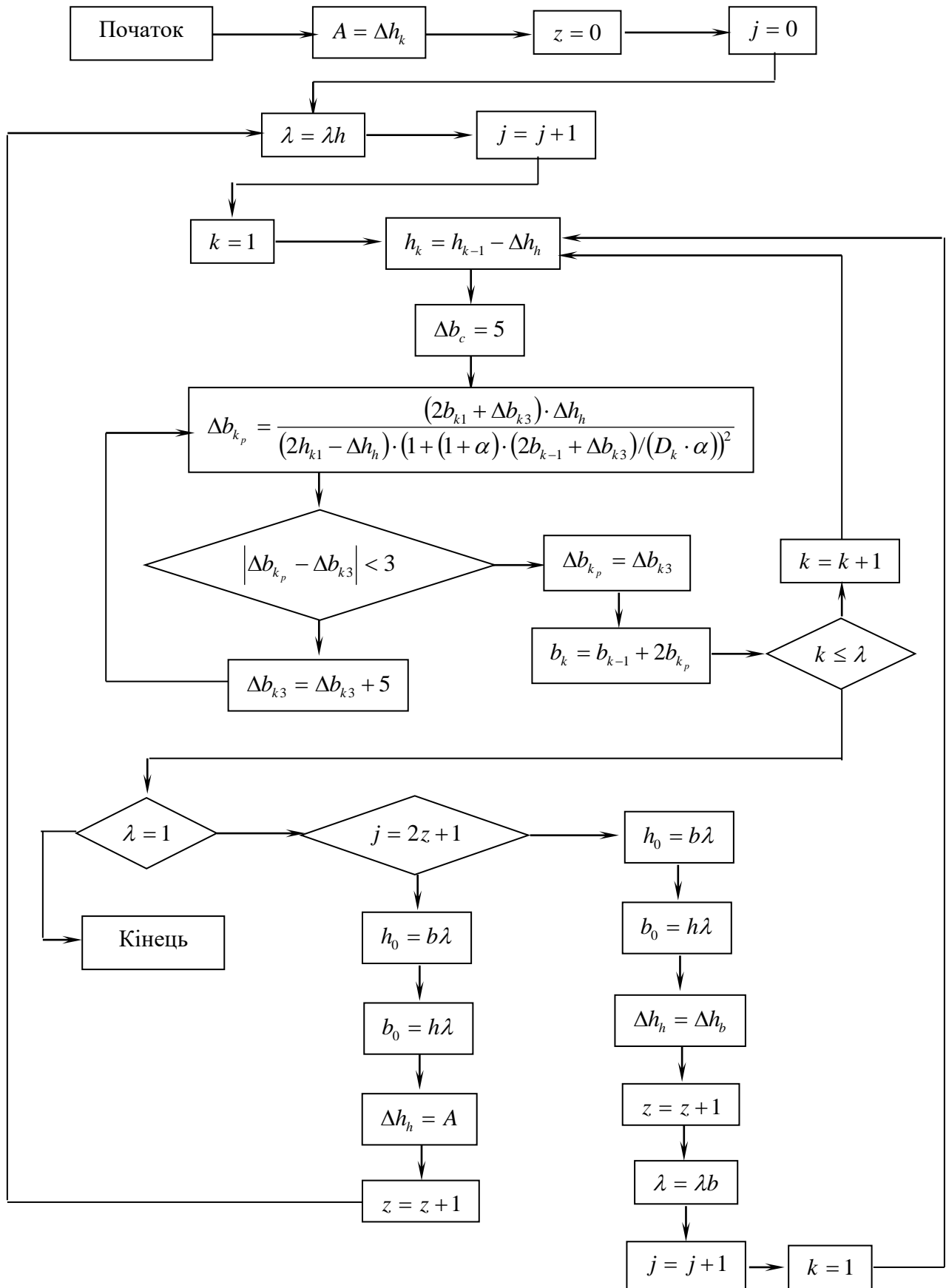


Рисунок 2.2 – Блок-схема розрахунку режимів обтиснення по проходах

Розраховуємо довжину розкату і коефіцієнти витяжки по проходах.

По-першим двом проходах довжину розкату приймаємо рівною довжині злитка – 2,205 м. Площі поперечного перетину розкату по проходах приведені в таблиці 2.2.

По (2.1) об'єм обжатого металу:

$$V = G_{\text{сл.}} / \gamma, \quad (2.1)$$

де γ – щільність обжатого металу, дорівнює 7850 кг/м³;

$G_{\text{сл.}}$ – маса злитка, дорівнює 7,4 т.

$$V = 7400 / 7850 = 0,943 \text{ м}^3.$$

По (2.2) довжина розкату складе:

після 19-го проходу:

$$(L_1)_{19} = \frac{V}{(H_1)_{21} \cdot (B_1)_{21}} \quad (2.2)$$

$$L_{19} = \frac{0,943}{0,215 \cdot 0,215} = 20,39 \text{ м};$$

після 18-го проходу:

$$L_{18} = \frac{0,943}{0,205 \cdot 0,255} = 18,03 \text{ м} \text{ и т.д.}$$

По (3.3) коефіцієнт витяжки в 19-му проході:

$$\lambda = \frac{(L_1)_{19}}{(L_1)_{18}} \quad (2.3)$$

$$\lambda_{19} = \frac{20,39}{18,03} = 1,13.$$

Результати розрахунків для інших проходів приведені в таблиці 2.2.

Таблиця 2.1 Режим обтискань при прокатці блюмів перетином
150 × 150 мм

№ калібру	№ проходу	Н, мм	В, мм	Обтискання ΔН, мм	$\frac{\Delta B}{\Delta H}$	Розширення ΔВ, мм	$\frac{B}{H}$	
I	0	720	720					
	1	655	725	65	-	5		
	2	595	730	60	-	5	1,23	
	Кантовка							
	3	660	595	70	3,000	15		
	4	590	620	70	0,143	10		
	5	520	630	70	0,143	10		
	6	450	640	70	0,143	10		
	7	385	650	65	0,154	10		
	8	325	660	60	0,167	10	2,03	
Кантовка								
II	9	570	340	90	0,167	15		
	10	480	350	90	0,111	10	0,73	
Кантовка								
I	11	320	490	30	0,333	10	1,53	
	12	Холостой						
Кантовка								
II	13	405	335	85	0,176	15		
	14	320	350	85	0,176	15	1,09	
	Кантовка							
	15	290	330	60	0,167	10		
	16	230	340	60	0,167	10	1,48	
Кантовка								
III	17	270	245	70	0,214	15		
	18	155	205	65	0,154	10	1,24	
	Кантовка							
	19	150	150	40	0,250	10		

Таблиця 2.2 Довжина розкату L_1 , коефіцієнти витяжки λ , кути захоплення α по проходах.

№ проходу	Н × В, мм	ω_1 , мм ²	L_1 , мм	λ	α , град
0	720 × 720	—	—	—	—
1	655 × 725	—	2205	—	22,80
2	595 × 730	—	2205	—	21,89
3	660 × 610	402600	2341	1,062	6,28
4	590 × 620	365800	2577	1,101	23,67
5	520 × 630	327600	2878	1,117	23,67
6	450 × 640	288000	3273	1,138	23,67
7	385 × 650	250250	3767	1,151	22,80
8	325 × 660	214500	4395	1,167	21,89
9	570 × 340	193800	4864	1,107	27,37
10	480 × 350	168000	5611	1,154	27,37
11	320 × 490	156800	6012	1,071	15,43
12	—	—	—	—	—
13	405 × 335	135675	6948	1,156	26,58
14	320 × 350	112000	8417	1,21	26,58
15	290 × 330	95700	9850	1,17	22,28
16	230 × 340	78200	12055	1,22	22,28
17	270 × 245	66150	14251	1,18	23,82
18	155 × 205	52275	18033	1,27	22,94
19	150 × 150	46225	20393	1,13	17,95

**Розрахунок швидкісного і динамічного режимів прокатки блюнів
перетином 150 × 150 мм**

Приймаємо в перших проходах трикутну схему зміни частоти обертання валків.

Розраховуємо по формулі (2.4) середнє прискорення k при середньому значенні робочого діаметру:

$$D_p = (832 + 804 + 822 + 840) / 4 = 824,5 \text{ мм.}$$

$$k = \frac{38,2}{D_p} = \frac{38,2}{0,824} = 46,35 \text{ об/хв} \cdot \text{с.} \quad (2.4)$$

Приймаємо раціональне значення a і b : $a = b = k = 40 \text{ об/хв} \cdot \text{с.}$

Призначаємо паузи між проходами: без кантівки – 1,5 с, з кантівкою – 3,5 с. Початкову паузу між злитками приймаємо 4,0 с.

Визначаємо по формулі (2.5) раціональні значення частоти обертання валків n_{yy} і n_z в двох суміжних проходах без кантівки.

Між 1-м і 2-м проходами:

$$n_{yy} = n_z = 0,5 \cdot k \cdot \tau_x = 0,5 \cdot 45 \cdot 1,5 = 33,7 \text{ об/хв} \quad (2.5)$$

Між 3-м і 4-м проходами $n_{yy} = n_z = 33,7 \text{ об/хв}$ і т.д.

Результати розрахунку приведені в таблиці 2.3.

Визначаємо n_{yy} і n_z в паузах з кантівками. По формулі (2.6) одержуємо:

$$n_{yy} = n_z = 0,5 \cdot 45 \cdot 3,5 = 78,7 \text{ об/хв} \quad (2.6)$$

Порівняємо набутого значення n_{yy} із значенням $(n_{yy})_{зах}$, визначеним по умові захоплення розкату валками. Для першого калібру при максимальному

обтисканні $\Delta H = 65$ мм (див. таблицю) кут захоплення $\alpha = 22,65^\circ$. По рис. 2.1 [8] інтерполяцією α при $\alpha = 22,65^\circ$ одержуємо швидкість прокатки $V = 1,42$ м/с. Тоді з (2.7) знаходимо:

$$(n_{yy})_{\text{зах}} = \frac{60 \cdot V}{\pi \cdot D_p} \quad (2.7)$$

$$(n_{yy})_{\text{зах}} = \frac{60 \cdot 1,42}{\pi \cdot 0,832} = 32,6 \text{ об/хв.}$$

Таким чином, по умові захоплення розкату валками в першому калібрі можна прийняти $n_{yy} = 32,6$ об/хв. Приймаємо $n_{yy} = 30$ об/хв. Для уніфікації приймаємо у всіх проходах частоту обертання валків у момент захоплення розкату 30 об/хв. Розраховуємо час зупинки електродвигуна 1-й прохід.

Визначаємо по (2.8) максимальну частоту обертання валків в першому проході при $n_y = n_3 = 30$ об/хв:

$$n_M = \sqrt{60 \cdot k \cdot \left(\frac{L_1}{\pi \cdot D_p} + \frac{n_y^2}{120 \cdot a} + \frac{n_3^2}{120 \cdot b} \right)} \quad (2.8)$$

$$n_M = \sqrt{60 \cdot 40 \cdot \left(\frac{2205}{832} + \frac{30^2}{120 \cdot 40} + \frac{30^2}{120 \cdot 40} \right)} = 54,1 \text{ об/хв}$$

Набутого значення $n_M < n_{\text{max}}$: $54,1 < 90$.

Розраховуємо тривалість прокатки на характерних ділянках схеми зміни частоти обертання валків по (2.9).

}

$$\begin{aligned} \tau_p &= n_y / a, \quad \tau_{y1} = (n_H - n_y) / a, \quad \tau_{y2} = (n_M - n_H) / a \\ \tau_{32} &= (n_M - n_H) / b, \quad \tau_{31} = (n_H - n_3) / b, \quad \tau_o = n_3 / b \end{aligned} \quad (2.9)$$

де n_H – номінальне число оборотів двигуна;

τ_p – час розгону обертання валків без розкату;

τ_y – час прискорення валків разом з розкатом;

τ_3 – час уповільнення валків;

$\tau_{про}$ – час зупинки валків.

$$\tau_p = \frac{30}{40} = 0,75; \quad \tau_{y1} = \frac{45 - 30}{40} = 0,375 \text{ с}; \quad \tau_{y2} = \frac{54,1 - 45}{40} = 0,227 \text{ с};$$

$$\tau_{32} = \frac{54,1 - 45}{40} = 0,227 \text{ с}; \quad \tau_{31} = \frac{45 - 30}{40} = 0,375 \text{ с}; \quad \tau_o = \frac{30}{40} = 0,66 \text{ с}.$$

Період прокатки по (2.10):

$$T_{пр} = \frac{n_M}{a} + \frac{n_M}{b} \quad (2.10)$$

$$T_{пр1} = \frac{54,1}{40} + \frac{54,1}{40} = 2,704 \text{ с}.$$

Температура металу в першому проході задана 1200 °С. У решті проходів температура розкату визначена з умови зміни її від проходу до проходу по лінійному закону.

Визначаємо енергосилові параметри прокатки для перетину злитка $H_o \times B_o = 720 \times 720$ мм.

Відносне обтиснення по (2.11):

$$\varepsilon = \Delta H \div H_0 = 65 \div 720 = 0,09 \quad (2.11)$$

Швидкість деформації по (2.12):

$$u = 0,105 \cdot n_M \sqrt{\varepsilon \cdot R_p \div H_0} \quad (2.12)$$

$$u = 0,105 \cdot 54,1 \sqrt{0,09 \cdot 416 \div 720} = 1,3 \text{ 1/с.}$$

За даними [9] для сталі 40Х знаходимо $\sigma_{o.d.} = 90,16$ МПа, $k_u = 0,718$, $k_t = 0,533$, $k_\varepsilon = 0,971$. По формулі (2.13) знаходимо опір деформації:

$$\sigma = \sigma_{o.d.} \cdot k_t \cdot k_\varepsilon \cdot k_u \quad (2.13)$$

$$\sigma = 90,16 \cdot 0,577 \cdot 0,97 \cdot 0,746 = 33,50 \text{ МПа.}$$

Довжина осередку деформації по (2.14):

$$l_d = \sqrt{\Delta H \cdot R} = \sqrt{65 \cdot 416} = 164,44 \text{ мм.} \quad (2.14)$$

Середня висота осередку деформації по (2.15):

$$H_{cp} = H_0 - \Delta H \div 2 = 720 - 65 \div 2 = 687,5 \text{ мм.} \quad (2.15)$$

Коефіцієнт, що враховує вплив жорстких кінців, по (2.16):

$$n_{ж} = (\ell_d / H_{cp})^{-0,4} = (164,44 / 687,5)^{-0,4} = 1,772. \quad (2.16)$$

Контактний тиск по (3.17) при $n_\beta = 1,15$; $n_\sigma = 1,0$:

$$P_{cp} = n_\beta \cdot n_\sigma \cdot n_{ж} \cdot \sigma = 1,15 \cdot 1,0 \cdot 1,772 \cdot 33,50 = 68,28 \text{ МПа} \quad (2.17)$$

Посилення прокатки по (2.18) при $B_{cp} = Y = 720 \text{ мм}$:

$$P = P_{cp} \cdot B_{cp} \cdot \ell_d \quad (2.18)$$

$$P = 68,28 \cdot 720 \cdot 164,44 \cdot 10^{-3} = 7466,5 \text{ кН.}$$

Коефіцієнт плеча додатку рівнодіючої (2.19)

$$\ell_d / H_{cp} = 0,239:$$

$$\psi = 0,79 - 0,887 \cdot (\ell_d / H_{cp}) + 0,444 \cdot (\ell_d / H_{cp})^2 \quad (2.19)$$

$$\psi = 0,79 - 0,887 \cdot 0,239 + 0,444 \cdot 0,239^2 = 0,603.$$

$$M = 2 \cdot P \cdot \ell_d \cdot \psi \quad (2.20)$$

$$M = 2 \cdot 7466,5 \cdot 0,1644 \cdot 0,603 = 1481,3 \text{ кН. м.}$$

Момент тертя по (2.21) при $f_{\pi} = 0,05$ і $d_{ш} = 0,64 \text{ м}$:

$$M_{тр} = P \cdot f_{\pi} \cdot d_{ш} \quad (2.21)$$

$$M_{тр} = 7466,5 \cdot 0,05 \cdot 0,64 = 238,9 \text{ кН. м.}$$

Момент чистої прокатки по (2.22) при $\eta = 0,95$:

$$M_{ч} = \frac{M + M_{тр}}{\eta} \quad (2.22)$$

$$M_{\text{ч}} = \frac{1481,3 + 238,9}{0,95} = 1810,8 \text{ кН}\cdot\text{м}.$$

Моменти $M_a = M_b$ і M_{xx} були визначені вище в п. 2.1.2 і складають:
 $M_a = M_b = 582 \text{ кН}\cdot\text{м}$, $M_{\text{xx}} = 52,8 \text{ кН}\cdot\text{м}$.

Розраховуємо по (2.23) моменти, що крутять, на характерних ділянках схеми зміни частоти обертання валків:

$$\left. \begin{aligned} M_p &= M_{\text{xx}} + M_a \\ M_y &= M_{\text{xx}} + M_a + M_{\text{ч}} \\ M_3 &= M_{\text{xx}} - M_b + M_{\text{ч}} \\ M_o &= M_{\text{xx}} - M_b \end{aligned} \right\} \quad (2.23)$$

$$M_p = 52,8 + 582 = 634,8 \text{ кН}\cdot\text{м};$$

$$M_y = 52,8 + 582 + 1810,8 = 2445,5 \text{ кН}\cdot\text{м};$$

$$M_3 = 52,8 - 582 + 1810,8 = 1281,6 \text{ кН}\cdot\text{м};$$

$$M_o = 52,8 - 582 = -529,2 \text{ кН}\cdot\text{м}.$$

Коефіцієнт θ_M по (2.24):

$$\theta_M = n_M / n_H \quad (2.24)$$

$$\theta_M = 54,1 / 45 = 1,202.$$

Перевіримо по (2.25) електродвигуни на короткочасне перевантаження:

$$\frac{M_y \cdot \theta_M}{M_H} \leq k_{\Pi} \quad (2.25)$$

$$\frac{2445,5 \cdot 1,202}{1508,6} = 1,95 < 2,5.$$

Як видно, умова (2.25) виконується. Тому можна прийняти, що електродвигуни задовольняють умові короткочасного перевантаження.

Визначаємо квадратичний момент за прохід по формулі (2.26):

$$M_{\text{кв}} = \sqrt{\frac{M_p^2 \tau_p + M_y^2 \tau_{y1} + M_y^2 \xi^2 \tau_{y2} + M_3^2 \xi^2 \tau_{32} + M_3^2 \tau_{31} + M_o^2 \tau_o}{T_{\text{пр}}}} \quad (2.26)$$

$$M_{\text{кв1}} = \sqrt{\frac{0,634^2 \cdot 0,75 + 2,445^2 \cdot 0,375 + 2,445^2 \cdot 1,216 \cdot 0,227 + 1,281^2 \cdot 1,216 \cdot 0,227 + 1,281^2 \cdot 0,37 + 0,529^2 \cdot 0,75}{2,704}}$$

$$= 1,423 \text{ МН} \cdot \text{м} = 1423,0 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

Одержаний квадратичний момент не перевищує номінальний момент електродвигунів $M_H = 1508,6 \text{ кН} \cdot \text{м}$. Проте, це допустимо, якщо в цілому за такт прокатки виконується $M_{\text{кв}\Sigma} \leq 0,9 M_H$.

$$M_{\text{кв}\Sigma} = 1056,5 \text{ кН} \cdot \text{м} < 0,9 \cdot 1508,6 = 1357,7 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

Аналогічно першому проходу проводимо розрахунок для решти проходів. Основні результати розрахунку швидкісного і динамічного режимів прокатки приведені в таблицях 2.3 і 2.4.

Таблиця 2.3 – Дані по швидкісному режиму прокатки блюмів перетином 150 × 150 мм із злитків масою 7,4 т

Номер проходу	Частота обертання валків, об/хв				θ_M	Час прокатки, хв						$\tau_{ост}$, с	$\Sigma(T_{пр} + \tau_{ост})$, с
	n_y	n_M	n_{II}	n_3		τ_p	τ_y	τ_{II}	τ_3	τ_o	$T_{пр}$		
1	30	54,1	–	30	1,202	0,75	0,6022	–	0,6022	0,75	2,704	–	2,704
2	30	52,8	–	30	1,173	0,625	0,6951	–	0,5701	0,75	2,640	2	7,345
3	30	55,2	–	30	1,227	0,75	0,6309	–	0,6309	0,75	2,762	–	10,106
4	30	55,9	–	30	1,243	0,625	0,7736	–	0,6486	0,75	2,797	–	12,904
5	30	–	50,0	30	1,111	0,75	0,5000	0,5217	0,5000	0,75	3,022	–	15,925
6	30	–	50,0	30	1,111	0,75	0,5000	0,7035	0,5000	0,75	3,203	–	19,129
7	30	–	50,0	30	1,111	0,75	0,5000	0,9303	0,5000	0,75	3,430	–	22,559
8	30	–	60,0	60	1,333	0,75	0,7500	1,1197		1,5	4,120	1,5	28,179
9	30	–	60,0	30	1,333	0,75	0,7500	0,8017	0,7500	0,75	3,802		31,981
10	30	–	60,0	60	1,333	0,75	0,7500	1,6601		1,5	4,660	1,5	38,141
11	30	–	80,1	30	1,781	0,75	1,2536		1,2536	0,75	4,007		47,537
12	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	5,389	
13	30	–	70,0	30	1,556	0,75	1,0000	0,9304	1,3750	0,75	4,805		52,342
14	30	–	70,0	60	1,556	0,75	1,0000	1,9112	0,1250	1,5	5,036	1,25	58,629
15	30	–	70,0	30	1,556	0,75	1,0000	1,9158	1,0000	0,75	5,416		64,044
16	30	–	60	60	1,333	0,75	0,7500	4,2125		1,5	7,212	1,25	72,507
17	30	–	60	30	1,333	0,75	0,7500	4,3962	0,7500	0,75	7,396		79,903
18	30	–	60	60	1,333	0,75	0,7500	6,4241		1,5	9,424	1,25	90,577
19	30	–	80	60	1,778	0,75	1,2500	4,6289	0,5000	1,5	8,629	1,75	100,956

Таблиця 2.4 -Основні результати розрахунку енергосилових параметрів прокатки блюмів перетином 150 × 150 мм із злитка масою 7,4

№ про-ходу	t, °C	σ , МПа	n _ж	B _{ср} , ММ	P _{ср} , МПа	P , кН	ψ	M _y , кН · м	M _п , кН · м	M _з , кН · м	M _y · θ _м	M _{кв} , кН · м	M _{кв Σ} , кН · м
											M _н		
1	1200	33,50	1,772	665	68,28	7466,5	0,603	2445,5	—	1281,6	1,95	1423,0	1423
2	1195	34,37	1,733	727,5	68,51	7874,2	0,594	2456,1	—	1292,2	1,91	1492,7	1060,1
3	1190	21,46	2,916	587,5	71,98	7396,0	0,599	835,1	—	-328,8	0,68	1468,4	1308,8
4	1185	37,45	1,681	615	72,38	7596,5	0,581	2476,0	—	1312,1	2,04	1569,0	1357,3
5	1180	39,16	1,603	625	72,18	7698,7	0,559	2440,9	1858,9	1276,9	1,80	1475,5	1371,8
6	1175	41,81	1,519	635	73,01	7911,5	0,533	2415,8	1833,9	1251,9	1,78	1497,2	1385,6
7	1170	44,02	1,452	645	73,48	7793,6	0,510	2272,0	1690,0	1108,1	1,67	1431,8	1386,2
8	1165	47,46	1,382	655	75,45	7807,5	0,483	2152,5	1570,5	988,6	1,90	1541,5	1366,7
9	1160	44,54	1,599	332,5	81,90	5179,6	0,558	1966,9	1384,9	802,9	1,74	1374,0	1362,5
10	1155	48,02	1,501	345	82,88	5439,0	0,527	1965,6	1383,6	801,7	1,74	1453,5	1342,2
11	1150	42,87	1,552	485	76,50	4145,0	0,544	1304,3		140,4	1,54	1018,6	1235,4
12	1145	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
13	1140	52,76	1,424	327,5	86,42	5231,6	0,499	1827,7	1245,7	663,7	1,88	1403,0	1247,1
14	1135	58,58	1,309	237,5	88,19	3871,7	0,453	1448,0	866,0	284,0	1,49	1090,8	1219,4
15	1130	55,93	1,335	325	85,88	4334,9	0,464	1438,6	856,6	274,6	1,48	1130,7	1209,6
16	1125	60,68	1,229	335	85,75	4461,3	0,419	1395,6	813,7	231,7	1,23	1014,0	1178,7
17	1120	61,01	1,265	237,5	88,72	3574,1	0,434	1309,1	727,1	145,2	1,16	914,4	1154,9
18	1115	66,60	1,161	250	88,94	3634,1	0,390	1244,7	662,7	80,8	1,10	869,2	1118,5
19	1110	61,99	1,274	210	90,83	2445,8	0,438	1006,5	424,5	-157,5	1,19	714,8	1079,3

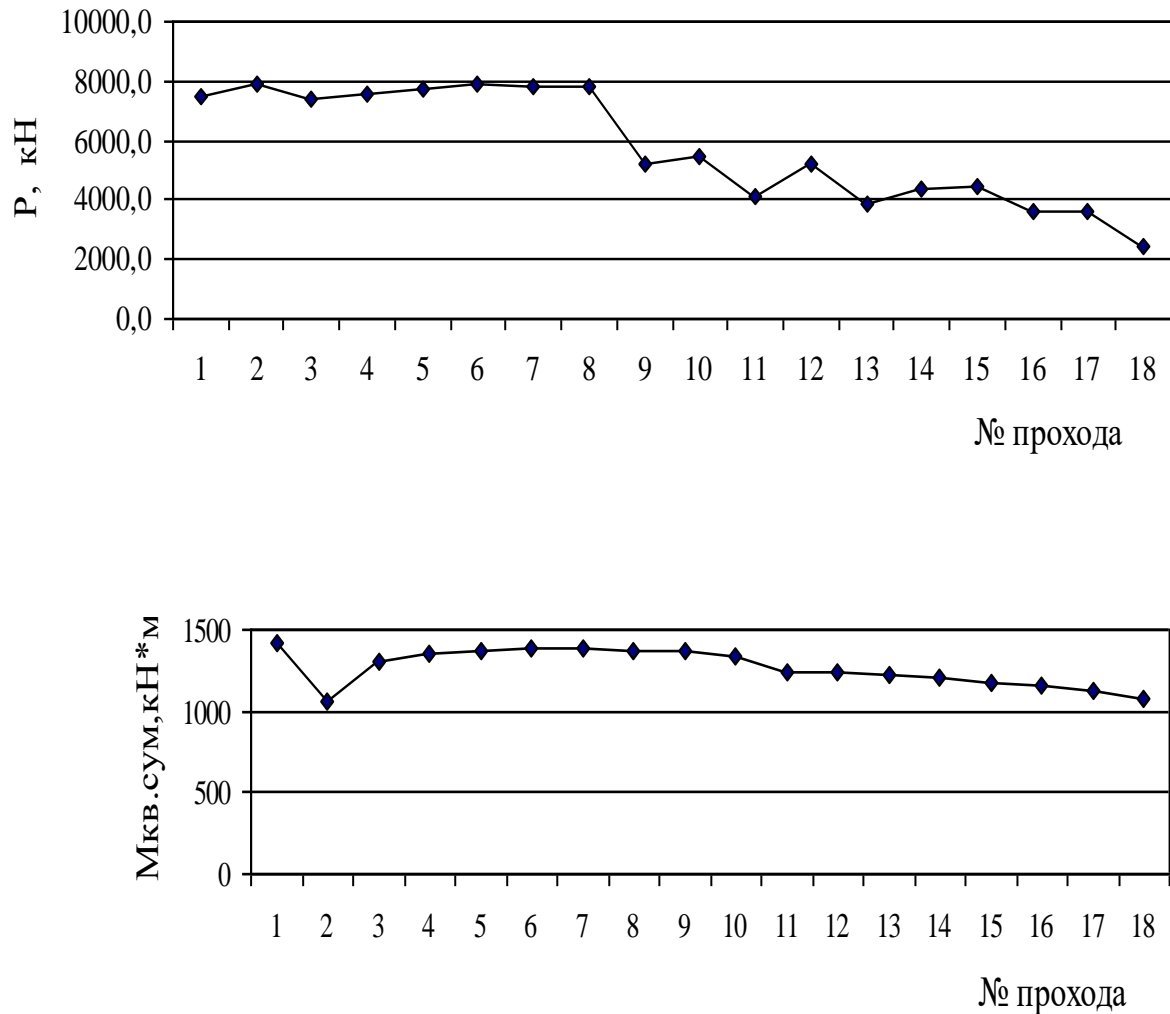


Рисунок 2.3 – Графіки енергосилових параметрів прокатки блюмів перетином 150×150 мм за діючою технологією

2.3 Розрахунок режимів обтискань і енергосилових параметрів

Розрахунок режиму обтискань блюмів перетином 150×150 мм із злитка масою 7,4 т

Визначаємо режим обтискань і розміри калібрів для прокатки блюмів перетином 150×150 мм із злитків сталі 40Х.

Розміри злитка $720 \times 720 \times 2205$ мм. Маса злитка 7,4 т. Номінальний діаметр валків 1050 мм. Температура прокатки: почала – 1200 °С, кінця –

1080°C. Привід валків від двох електродвигунів. Розрахунок проводимо по методиці, вказаній [8].

Визначимо максимальне обтискання по умові захоплення металу валками.

Відповідно до рекомендацій приймаємо $2H_{вр}$ для першого калібру 150 мм, для другого калібру 180 мм, для третього і четвертого калібру 160 мм, для п'ятого калібру 140 мм. Зазор між буртами валків приймаємо 10 мм. Тоді робочий діаметр валків визначимо по формулі (2.27):

$$D_p = (D_o - 2H_{вр} - S) \cdot k, \quad (2.27)$$

де D_o – початковий діаметр валків, мм ;

$H_{вр}$ – глибина струмків, мм ;

S – зазор між робочими валками, мм;

k – коефіцієнт переточування валків, приймається рівним 0,924 (7,6 %).

$$D_{p1} = (1060 - 150 - 10) \cdot 0,924 = 832 \text{ мм}$$

$$D_{p2} = (1060 - 180 - 10) \cdot 0,924 = 804 \text{ мм}$$

$$D_{p3,4} = (1060 - 160 - 10) \cdot 0,924 = 822 \text{ мм}$$

$$D_{p5} = (160 - 140 - 10) \cdot 0,924 = 840 \text{ мм}$$

Визначаємо по формулі (2.28) окружну швидкість валків при середній частоті обертання валків у момент захоплення розкату $n_y = 30$ об/хв.

$$U = \frac{\pi \cdot D_p \cdot n}{60}, \quad (2.28)$$

де n – частота обертання валків, об/хв.

$$U_1 = \frac{\pi \cdot 0,832 \cdot 30}{60} = 1,31 \text{ м/с};$$

$$U_2 = \frac{\pi \cdot 0,804 \cdot 30}{60} = 1,26 \text{ м/с};$$

$$U_{3,4} = \frac{\pi \cdot 0,822 \cdot 30}{60} = 1,29 \text{ м/с}.$$

$$U_5 = \frac{\pi \cdot 0,84 \cdot 30}{60} = 1,32 \text{ м/с}.$$

По таблиці 2.1 з [8] кут захоплення $[\alpha]$ складе: при прокатці і в першому калібрі $22^\circ 52'$, в другому калібрі $25^\circ 13'$, в третьому і четвертому калібрі $25^\circ 7'$, в п'ятому 25° . По формулі (2.29) визначаємо максимальне обтискання:

$$\Delta H_{\max \alpha} = 2 \cdot D_p \cdot \sin^2 [\alpha] \quad (2.29)$$

де D_p – робочий діаметр валків, мм;

$[\alpha]$ – допустимий кут захоплення, град.

$$\Delta H_{\max \alpha 1} = 2 \cdot 832 \cdot \sin^2 \frac{22^\circ 52'}{2} = 75,4 \text{ мм}$$

$$\Delta H_{\max \alpha 2} = 2 \cdot 804 \cdot \sin^2 \frac{25^\circ 13'}{2} = 77 \text{ мм}$$

$$\Delta H_{\max \alpha 3,4} = 2 \cdot 822 \cdot \sin^2 \frac{25^\circ 7'}{2} = 78 \text{ мм}$$

$$\Delta H_{\max \alpha 5} = 2.840 \cdot \sin^2 \frac{25^\circ}{2} = 79 \text{ мм.}$$

Визначимо максимальне обтиснення по потужності електродвигуна.

Для двох електродвигунів П–2–22/150–3,55 УХЛ4 знаходимо:

$$N = 2 \cdot 3550 = 7100 \text{ кВт ;}$$

$$M_H = 2 \cdot 754,3 = 1508,6 \text{ кН.м;}$$

$$GD_{\text{я}}^2 = 2 \cdot 2480 = 4960 \text{ кН.м}^2.$$

Припустимий момент електродвигунів:

$$M_{\text{дв.доп.}} = K_{\text{п}} \cdot M_H = 2,5 \cdot 1508,6 = 3771,5 \text{ кН.м.}$$

Далі визначаємо:

$$M_{\text{дв.доп.}} = K_{\text{п}} \cdot M_H = 2,5 \cdot 1508,6 = 3771,5 \text{ кН.м.}$$

де $\sum GD^2$ – маховий момент електродвигуна, кН•м²;

GD^2 – маховий момент якоря електродвигуна, кН•м².

Динамічний момент (кН•м) визначимо по формулі (2.30).

$$M_{\text{дин}} = \frac{\sum GD^2}{375} \cdot a \quad (2.30)$$

де a – прискорення валків, $a = 40 \text{ об/хв} \cdot e$.

$$M_{\text{дин}} = \frac{5456}{375} \cdot 40 = 582 \text{ кН.м}$$

Момент холостого ходу від двох електродвигунів рівний (2.31):

$$M_{x..x.} = 0,035 \cdot M_n = 0,035 \cdot 1508,6 = 52,8 \text{ кН}\cdot\text{м} \quad (2.31)$$

Знаходимо допустимий момент прокатки при $\eta = 0,95$ і $\theta = 1$:

$$M_{\text{пр.доп.}} = \eta \cdot \frac{M_{\text{дв.доп.}}}{\theta} - M_{\text{дин}} - M_{x..x.},$$

де θ – коефіцієнт, що враховує зниження моменту електродвигуна, що крутить, унаслідок ослаблення магнітного потоку при частоті обертання валків n більше номінальної n_n , $\theta = 1,0$.

$$M_{\text{пр.доп.}} = 0,95 \cdot \frac{3771,5}{1,0} - 582 - 52,8 = 2948,1 \text{ кН}\cdot\text{м}$$

Далі визначаємо орієнтовне значення контактного тиску. Розміри поперечного перетину злитка $H_0 \times B_0 = 720 \times 720$ мм. Орієнтовне значення обтискування по формулі (2.32) складе:

$$\Delta H = 1,3 \cdot \Delta H_{\text{max}\alpha} \quad (2.32)$$

$$\Delta H = 1,3 \cdot 65 = 84 \text{ мм.}$$

Відносне обтиснення по (2.11):

$$\varepsilon = \Delta H \div H_0$$

$$\varepsilon = 84 \div 700 = 0,12.$$

Швидкість деформації по формулі (2.12) при $n \approx n_n = 45$ об/хв і $R = 416$

мм:

$$u = 0,105 \cdot n \sqrt{\varepsilon \cdot R \div H_0}$$

$$u = 0,105 \cdot 45 \sqrt{0,12 \cdot 416 \div 700} = 1,26 \text{ 1/с.}$$

По даним [9] для сталі 40Х знаходимо $\sigma_{o.d.} = 90,16$ МПа, $k_u = 0,718$, $k_t = 0,59$, $k_\varepsilon = 0,971$ при температурі 1200 °С.

По формулі (2.13) опір деформації:

$$\begin{aligned} \sigma &= \sigma_{o.d.} \cdot k_t \cdot k_\varepsilon \cdot k_u \\ \sigma &= 90,16 \cdot 0,59 \cdot 0,971 \cdot 0,718 = 37,09 \text{ МПа,} \end{aligned}$$

де k_t , k_ε , k_u – термомеханічні коефіцієнти, що враховують відповідно вплив температури металу, що прокочує, ступеня й швидкості деформації.

Довжина осередка деформації по формулі (2.14):

$$\begin{aligned} \ell_d &= \sqrt{\Delta H \cdot R} \\ \ell_d &= \sqrt{84 \cdot 416} = 186,9 \text{ мм.} \end{aligned}$$

Фактор форми осередка деформації $\ell_d / H_{cp} = 186,9 / 658 = 0,284$.

Оскільки значення ℓ_c / H_{cp} досить мало, можна прийняти $n_\sigma = 1,0$. Коефіцієнт n_κ по формулі (2.16):

$$n_\kappa = (\ell_d / H_{cp})^{-0,4} = (0,284)^{-0,4} = 1,654.$$

Контактний тиск по формулі (2.17) при $n_\beta = 1,15$:

$$\begin{aligned} P &= n_\beta \cdot n_\sigma \cdot n_\kappa \cdot \sigma \\ P &= 1,15 \cdot 1,0 \cdot 1,654 \cdot 55,92 = 106,36 \text{ МПа.} \end{aligned}$$

Коефіцієнт плеча додатка рівнодіючої по (2.19):

$$\psi = 0,79 - 0,887 \cdot (\ell_d / H_{cp}) + 0,444 \cdot (\ell_d / H_{cp})^2$$

$$\psi = 0,79 - 0,887 \cdot (0,284) + 0,444 \cdot (0,284)^2 = 0,574.$$

Довжина осередка деформації по (2.33) при $f_n = 0,05$, $d_{ш} = 640$ мм и $B_o = 700$ мм:

$$\ell_d = - \frac{f_n \cdot d_{ш}}{4 \cdot \psi} + \sqrt{\left(\frac{f_n \cdot d_{ш}}{4 \cdot \psi}\right)^2 + \frac{M_{пр.доп.}}{2 \cdot \psi \cdot P \cdot B_o}} \quad (2.33)$$

$$\ell_d = - \frac{0,05 \cdot 640}{4 \cdot 0,574} + \sqrt{\left(\frac{0,05 \cdot 640}{4 \cdot 0,574}\right)^2 + \frac{2948,1}{2 \cdot 0,574 \cdot 106,36 \cdot 700}} = 172,31 \text{ мм}$$

Максимальне обтиснення по (2.34):

$$\Delta H_{\max N} = \frac{2 \cdot \ell_d^2}{D_p} \quad (2.34)$$

$$\Delta H_{\max N} = \frac{2 \cdot 172,31^2}{832} = 78 \text{ мм.}$$

Розраховуємо максимальне обтиснення по міцності валків.

Для блюмінга 1050 довжина бочки валків 2250 мм, довжина шийки $\ell = 640$ мм, ширина крайнього бурту $B_6 = 65$ мм, ширина калібру по дну $B_d = 723$ мм, $B_{вр} = 759$ мм. Тоді одержимо $c = 320 + 65 + 379 = 764$ мм. Для сталевих кутих валків $[\sigma] = 125$ МПа.

По формулі (2.35) знаходимо припустиме зусилля прокатки:

$$P_{\text{доп}} = 0,1 \cdot D_p^3 \cdot [\sigma] \cdot \frac{L + \ell}{(L + \ell - c) \cdot c} \quad (2.35)$$

$$P_{\text{доп}} = 0,1 \cdot 832^3 \cdot 125 \cdot \frac{2250 + 640}{(2250 + 640 - 764) \cdot 764} = 18500 \text{ кН.}$$

По (2.36) визначаємо $\Delta H_{\text{max p}}$ при $p = 106,36$ МПа і $B_{\text{cp}} = B_o = 720$ мм.

$$\Delta H_{\text{max p}} = \frac{2}{D_p} \cdot \left(\frac{P_{\text{доп}}}{p \cdot B_{\text{cp}}} \right)^2, \quad (2.36)$$

$$\Delta H_{\text{max p}} = \frac{2}{832} \cdot \left(\frac{18500 \cdot 10^3}{106,36 \cdot 720} \right)^2 = 85 \text{ мм.}$$

Вибираємо максимальне обтиснення.

У результаті розрахунків одержали значення ΔH_{max} за умовою захоплення металу валками $\Delta H_{\text{max}\alpha} = 79$ мм; по потужності електродвигунів $\Delta H_{\text{maxN}} = 78$ мм; по міцності валків $\Delta H_{\text{max p}} = 85$ мм. Остаточню приймаємо $\Delta H_{\text{max}} = 78$ мм.

Визначаємо по (2.37) середнє обтиснення за прохід.

$$\Delta H_{\text{cp}} = 0,8 \cdot \Delta H_{\text{max}}; \quad (2.37)$$

$$\Delta H_{\text{cp}} = 0,8 \cdot 78 = 52 \text{ мм.}$$

Знаходимо по (2.38) число проходів, необхідне для прокатки блюмів перетином 180×180 мм при $H_o \times B_o = 700 \times 700$ мм:

$$n_{\text{пр}} = \frac{1,15 \cdot [(H_o - H_k) + (B_o - B_k)]}{\Delta H_{\text{ср}}} \quad (2.38)$$

$$n_{\text{пр}} = \frac{1,15 \cdot [(720 - 215) + (720 - 215)]}{52} = 16,7$$

Приймаємо $n_{\text{пр}} = 17$ і уточнюємо середнє обтиснення за прохід:

а) з боку з меншим числом проходів:

$$\Delta H_{\text{ср}} = \frac{1,15 \cdot [(H_o - H_k) + (B_o - B_k)]}{n_{\text{пр}} - 1}$$

$$\Delta H_{\text{ср}} = \frac{1,15 \cdot [(720 - 215) + (720 - 215)]}{17 - 1} = 72 \text{ мм},$$

б) з боку з більшим числом проходів:

$$\Delta H_{\text{ср}} = \frac{1,15 \cdot [(H_o - H_k) + (B_o - B_k)]}{n_{\text{пр}} + 1}$$

$$\Delta H_{\text{ср}} = \frac{1,15 \cdot [(665 - 180) + (665 - 180)]}{21 + 1} = 64 \text{ мм}.$$

На підставі дослідних даних вибираємо розподіл проходів по калібрах і порядок кантувань. Схема наведена в таблиці 2.9.

Таблиця 2.9 – Схема розподілу проходів по калібрах і порядок кантувань

Калібри	I	II	III
№ проходу	1,2×3,4×5,6×7,8,9,10	×11,12,13,14×15,16	×17

Примітка. Знаком позначене кантування

Становимо остаточний режим обтисень (таблиця 2.11) з урахуванням розрахунку розширення по кривих А.Ф. Головіна.

Результати розрахунку розширення наведені в таблиці 2.10. Допоміжні параметри визначені по формулах:

$$\ell_d = \sqrt{\Delta H \cdot R}$$

$$B_{cp} = B_o + \Delta B \div 2$$

$$H_{cp} = H_o - \Delta H \div 2.$$

Розраховуємо довжину розкату й коефіцієнти витяжки по проходах.

У перших двох проходах довжину розкату приймаємо рівною довжині злитка - 2,205 м. Площі поперечного переріза розкату по проходах наведені в таблиці 2.5.

По (2.1) обсяг обтиснутого металу:

$$V = G_{сл.} / \gamma,$$

де γ – щільність обтиснутого металу, дорівнює 7850 кг/м³;

$G_{сл.}$ – маса злитка, дорівнює 7,4 т.

$$V = 7400 / 7850 = 0,943 \text{ м}^3$$

По (2.2) довжина розкату складе:

після 17-го проходу:

$$(L_1)_{17} = \frac{V}{(H_1)_{17} \cdot (B_1)_{17}}$$

$$L_{17} = \frac{0,943}{0,215 \cdot 0,215} = 20,39 \text{ м};$$

після 16-го проходу:

$$L_{16} = \frac{0,943}{0,205 \cdot 0,270} = 17,03 \text{ м и т.д. .}$$

По (2.3) коефіцієнт витяжки в 17-м проході:

$$\lambda = \frac{(L_1)_{17}}{(L_1)_{16}}$$

$$\lambda_{21} = \frac{20,39}{17,03} = 1,299.$$

Результати розрахунків для інших проходів наведені в таблиці 2.12.

Таблиця 2.10 Результати розрахунку розширення по методу А.Ф. Головіна при прокатці блюмів перетином 150 × 150 мм зі злитка масою 7,4 т

№ про- ходу	ℓ_d , мм	B_{cp} , мм	H_{cp} , мм	$\frac{\ell_d}{B_c}$	$\frac{H_{cp}}{B_{cp}}$	$\frac{\Delta B}{\Delta H}$	ΔB , мм	
							Розра- хун-	прийма-
1	—	—	—	—	—	—	—	5
2	—	—	—	—	—	—	—	5
3	176,64	582,5	692,5	0,303	1,189	0,067	4,3	5
4	176,64	587,5	617,5	0,301	1,051	0,067	4,2	5
5	176,64	582,5	552,5	0,303	0,948	0,067	4,8	5
6	176,64	587,5	477,5	0,301	0,813	0,0	4,5	5
7	176,64	445	552,5	0,397	1,242	0,133	7,4	10
8	176,64	455	477,5	0,388	1,049	0,13	7,1	10
9	176,64	465	402,5	0,380	0,866	0,133	7,3	10
10	176,64	475	327,5	0,372	0,689	0,133	8,5	10
11	155,31	295	450	0,526	1,525	0,167	7,8	10
12	155,31	305	390	0,509	1,279	0,167	7,6	10
13	155,31	315	330	0,493	1,048	0,167	8,5	10
14	155,31	325	270	0,478	0,831	0,167	3,28	10
15	161,65	247,5	297,5	0,653	1,202	0,231	15,6	15
16	155,31	262,5	235	0,592	0,895	0,250	14,2	15
17	150,35	212,5	242,5	0,708	1,141	0,273	13,2	15

Таблиця 2.11 Режим обтиснень із урахуванням розрахунку розширення при прокатці блюмів перетином 150 × 150 мм

№ каліб-	№ прохо-	Н, мм	В, мм	Обтиснення ΔН, мм	$\frac{\Delta B}{\Delta H}$	Розширення ΔВ, мм	$\frac{B}{H}$	
I	0	720	720					
	1	645	725	75	-	5		
	2	580	730	65	-	5	1,23	
	Кантування							
	3	655	585	75	0,08	5		
	4	580	590	75	0,08	5	0,98	
	Кантування							
	5	515	450	75	0,07	5		
	6	440	460	75	0,07	5	1,3	
	Кантування							
	7	515	450	75	0,08	10		
	8	440	460	75	0,08	10	0,96	
	9	365	470	75	0,125	10		
	10	290	480	75	0,125	10		
Кантування								
II	11	420	300	60	0,166	10		
	12	360	310	60	0,166	10		
	13	300	320	60	0,166	10		
	14	240	330	60		10		
	Кантування							
	15	265	255	65		15		
	16	185	205	60	0,166	15	1,28	
Кантування								
III	17	150	150	55	0,143	15		

Таблиця 2.12 Довжина розкату L_1 , коефіцієнти витяжки λ , кути захоплення α по проходах.

№ про- ходу	Н × В, мм	ω_1 , мм ²	L_1 , м	λ	α , рад
0	720 × 720	—			
1	645 × 725	467625	2205	1	0,428
2	580 × 730	423400	2205	1	0,398
3	655 × 585	383175	2460	1,116	0,428
4	580 × 590	342200	2755	1,120	0,428
5	515 × 585	301275	3129	1,136	0,428
6	440 × 600	259600	3631	1,161	0,428
7	515 × 450	231750	4068	1,120	0,428
8	440 × 460	202400	4657	1,145	0,428
9	365 × 470	171550	5495	1,180	0,428
10	290 × 480	139200	6772	1,232	0,428
11	420 × 300	126000	7482	1,105	0,389
12	360 × 310	111600	8447	1,129	0,389
13	300 × 320	96000	9820	1,16	0,389
14	240 × 330	79200	11902	1,21	0,389
15	265 × 255	67575	13950	1,17	0,405
16	185 × 205	55350	17031	1,22	0,389
17	150 × 150	46225	20393	1,20	0,368

***Розрахунок швидкісного режиму й енергосилових параметрів прокатки
блємів перетином 150 × 150 мм***

Вихідні дані сформовані в розрахунку режиму обтиснень.

Приймаємо в перших проходах трикутну схему зміни частоти обертання валків.

Розраховуємо по формулі (2.4) середнє прискорення k при середнім значенні робочого діаметра:

$$D_p = (832 + 804 + 822 + 840) / 4 = 824,5 \text{ мм.}$$

$$k = \frac{38,2}{D_p} = \frac{38,2}{0,824} = 46,35 \text{ об/хв} \cdot \text{с.}$$

Приймаємо раціональне значення a и b : $a = b = k = 45 \text{ об/хв} \cdot \text{с}$

Призначаємо паузи між проходами: без кантування – 1,5 хв, с кантуванням – 3,5 хв. Початкову паузу між злитками приймаємо 4,0 хв.

Визначаємо по формулі (2.5) раціональні значення частоти обертання валків n_y і n_z у двох суміжних проходах без кантування.

Між 1-м і 2-м проходами:

$$n_{yy}=n_z=0,5 \cdot k \cdot \tau_x = 0,5 \cdot 45 \cdot 1,5 = 33,7 \text{ об/хв.}$$

Між 3-м і 4-м проходами $n_{yy} = n_z = 33,7 \text{ об/хв}$ и т.д.

Результати розрахунку наведені в таблиці 2.6.

Визначаємо n_y і n_z у паузах з кантуваннями. По формулі (2.6) одержуємо:

$$n_{yy} = n_z = 0,5 \cdot 45 \cdot 3,5 = 78,7 \text{ об/хв.}$$

Зрівняємо отримане значення n_{yy} зі значенням $(n_{yy})_{\text{зах}}$, певним за умовою захоплення розкату валками. Для першого калібру при максимальному обтисненні $\Delta H = 65 \text{ мм}$ (див. таблицю) кут захоплення $\alpha = 22,65^\circ$. По рис. 2.1 [8] інтерполяцією при $\alpha = 22,65^\circ$ одержуємо швидкість прокатки $V = 1,42 \text{ м/хв}$. Тоді з (2.7) знаходимо :

$$(n_{yy})_{\text{зах}} = \frac{60 \cdot 1,42}{\pi \cdot 0,832} = 32,6 \text{ об/хв.}$$

Таким чином, за умовою захоплення розкату валками в першому калібрі можна прийняти $n_{yy} = 32,6$ об/хв. Приймаємо $n_{yy} = 30$ об/хв. Для уніфікації приймаємо у всіх проходах частоту обертання валків у момент захоплення розкату 30 об/хв. Розраховуємо час зупинки електродвигуна 1-й прохід.

Визначаємо по (2.8) максимальну частоту обертання валків у першому проході при $n_y = n_3 = 30$ об/хв:

$$n_m = \sqrt{60 \cdot 45 \cdot \left(\frac{2205}{3,14 \cdot 832} + \frac{30^2}{120 \cdot 45} + \frac{30^2}{120 \cdot 45} \right)} = 54,1 \text{ об/хв.}$$

Отримане значення $n_m < n_{\text{max}} : 54,1 < 90$.

Розраховуємо тривалість прокатки на характерних ділянках схеми зміни частоти обертання валків по (2.9).

$$\left. \begin{aligned} \tau_p &= n_y / a, & \tau_{y1} &= (n_H - n_y) / a, & \tau_{y2} &= (n_m - n_H) / a \\ \tau_{32} &= (n_m - n_H) / b, & \tau_{31} &= (n_H - n_3) / b, & \tau_o &= n_3 / b \end{aligned} \right\}$$

де n_H – номінальне число оборотів двигуна;

τ_p – час розгону обертання валків без розкату;

τ_y – час прискорення валків разом з розкатом;

τ_3 – час уповільнення валків;

τ_o – час зупинки валків.

$$\tau_p = \frac{30}{40} = 0,75 \text{ с}; \quad \tau_{y1} = \frac{45 - 30}{40} = 0,37 \text{ с}; \quad \tau_{y2} = \frac{54,1 - 45}{40} = 0,227 \text{ с};$$

$$\tau_{32} = \frac{54,1 - 45}{40} = 0,227 \text{ с}; \quad \tau_{31} = \frac{45 - 30}{40} = 0,37 \text{ с}; \quad \tau_o = \frac{30}{40} = 0,75 \text{ с}.$$

Період прокатки по (2.10):

$$T_{\text{пр}} = \frac{n_M}{a} + \frac{n_M}{b}$$

$$T_{\text{пр1}} = \frac{54,1}{40} + \frac{54,1}{40} = 2,704 \text{ с}.$$

Температура металу в першому проході задана 1200 °С. В інших проходах температура розкату визначена з умови зміни її від проходу до проходу за лінійним законом. Визначаємо енергосилові параметри прокатки для перетину злитка $H_o \times B_o = 720 \times 720$ мм.

Відносне обтиснення по (2.11):

$$\varepsilon = \Delta H \div H_o = 75 \div 720 = 0,1042 \text{ (10,42 \%)}.$$

Швидкість деформації по (2.12):

$$u = 0,105 \cdot n_M \sqrt{\varepsilon} \cdot R_p \div H_o$$

$$u = 0,105 \cdot 54,1 \sqrt{0,1042} \cdot 416 \div 720 = 1,39 \text{ 1/с}.$$

По даним [9] для сталі 10X18H10T знаходимо $\sigma_{o,d.} = 90,16$ МПа, $k_u = 0,726$, $k_t = 0,59$, $k_\varepsilon = 1,008$. По формулі (2.13) знаходимо опір деформації:

$$\sigma = \sigma_{o,d.} \cdot k_t \cdot k_\varepsilon \cdot k_u$$

$$\sigma = 90,16 \cdot 0,59 \cdot 1,008 \cdot 0,726 = 38,93 \text{ МПа.}$$

Довжина осередку деформації по (2.14):

$$\ell_d = \sqrt{\Delta H \cdot R} = \sqrt{75 \cdot 416} = 176,64 \text{ мм.}$$

Середня висота осередка деформації по (2.15):

$$H_{cp} = H_0 - \Delta H \div 2 = 720 - 75 \div 2 = 682,5 \text{ мм.}$$

Коефіцієнт, що враховує вплив твердих кінців, по (2.16):

$$n_{ж} = (\ell_d / H_{cp})^{-0,4} = (176,64 / 682,5)^{-0,4} = 1,717.$$

Контактний тиск по (2.17) при $n_\beta = 1,15$; $n_\sigma = 1,0$:

$$P_{cp} = n_\beta \cdot n_\sigma \cdot n_{ж} \cdot \sigma = 1,15 \cdot 1,0 \cdot 1,717 \cdot 38,93 = 76,87 \text{ МПа.}$$

Посилення прокатки по (2.18) при $V_{cp} = V_0 = 720 \text{ мм}$:

$$P = P_{cp} \cdot V_{cp} \cdot \ell_d$$

$$P = 76,87 \cdot 720 \cdot 176,64 \cdot 10^{-3} = 9029,6 \text{ кН.}$$

Коефіцієнт плеча додатка рівнодіючої по (2.19) при

$$\ell_d / H_{cp} = 0,259:$$

$$\psi = 0,79 - 0,887 \cdot (\ell_d / H_{cp}) + 0,444 \cdot (\ell_d / H_{cp})^2$$

$$\psi = 0,79 - 0,887 \cdot 0,259 + 0,444 \cdot 0,259^2 = 0,603.$$

Момент деформації по (2.20):

$$M = 2 \cdot P \cdot \ell_d \cdot \psi$$

$$M = 2 \cdot 9029,6 \cdot 0,176,64 \cdot 0,603 = 1882,6 \text{ кН.м.}$$

Момент тертя по (2.21) при $f_{\text{п}} = 0,05$ и $d_{\text{ш}} = 0,64$ м:

$$M_{\text{тр}} = P \cdot f_{\text{п}} \cdot d_{\text{ш}}$$

$$M_{\text{тр}} = 9029,6 \cdot 0,05 \cdot 0,64 = 288,9 \text{ кН.м.}$$

Момент чистої прокатки по (2.22) при $\eta = 0,95$:

$$M_{\text{ч}} = \frac{M + M_{\text{тр}}}{\eta}$$

$$M_{\text{ч}} = \frac{1882,6 + 288,9}{0,95} = 2285,9 \text{ кН.м.}$$

Моменти $M_a = M_b$ и $M_{\text{хх}}$ були визначені вище і становлять : $M_a = M_b = 582$ кН. м, $M_{\text{хх}} = 52,8$ кН. м .

Розраховуємо по (2.23) крутні моменти на характерних ділянках схеми зміни частоти обертання валків :

$$M_p = 52,8 + 582 = 634,8 \text{ кН. м;}$$

$$M_y = 52,8 + 582 + 2285,9 = 2920,6 \text{ кН} \cdot \text{м};$$

$$M_3 = 52,8 - 582 + 2285,9 = 1756,7 \text{ кН} \cdot \text{м};$$

$$M_o = 52,8 - 582 = -529,2 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

Коефіцієнт θ_m по (2.24):

$$\theta_m = 54,1 / 45 = 1,202.$$

Перевіримо по (2.25) електродвигуни на короткочасне перевантаження:

$$\frac{M_y \cdot \theta_m}{M_H} \leq k_{\Pi}$$

$$\frac{2920,6 \cdot 1,202}{1508,6} = 2,33 < 2,5.$$

Як видно, умова (2.3) виконується. Тому можна прийняти, що електродвигуни задовольняють умові короткочасного перевантаження.

Визначаємо квадратичний момент за прохід по формулі (2.26):

$$M_{\text{кв}} = \sqrt{\frac{M_p^2 \tau_p + M_y^2 \tau_{y1} + M_y^2 \xi^2 \tau_{y2} + M_3^2 \xi^2 \tau_{32} + M_3^2 \tau_{31} + M_o^2 \tau_o}{T_{\text{пр}}}}$$

$$M_{\text{кв1}} = \sqrt{\frac{0,634^2 \cdot 0,75 + 2,92^2 \cdot 0,37 + 2,92^2 \cdot 1,216 \cdot 0,227 + 1,756^2 \cdot 1,216 \cdot 0,227 + 1,756^2 \cdot 0,37 + 0,529^2 \cdot 0,75}{2,502}}$$

$$= 1,7281 \text{ МН} \cdot \text{м} = 1728,1 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

Отриманий квадратичний момент перевищує номінальний момент електродвигунів $M_H = 1508,6 \text{ кН} \cdot \text{м}$. Однак, це припустимо, якщо в цілому за такт прокатки виконується $M_{\text{кв} \Sigma} \leq 0,9 M_H$.

$$M_{\text{кв} \Sigma} = 1276,2 \text{ кН} \cdot \text{м} < 0,9 \cdot 1508,6 = 1357,7 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

Аналогічно першому проходу робимо розрахунок для інших проходів. Основні результати розрахунку швидкісного й динамічного режимів прокатки наведені в таблицях 2.13 і 2.14.

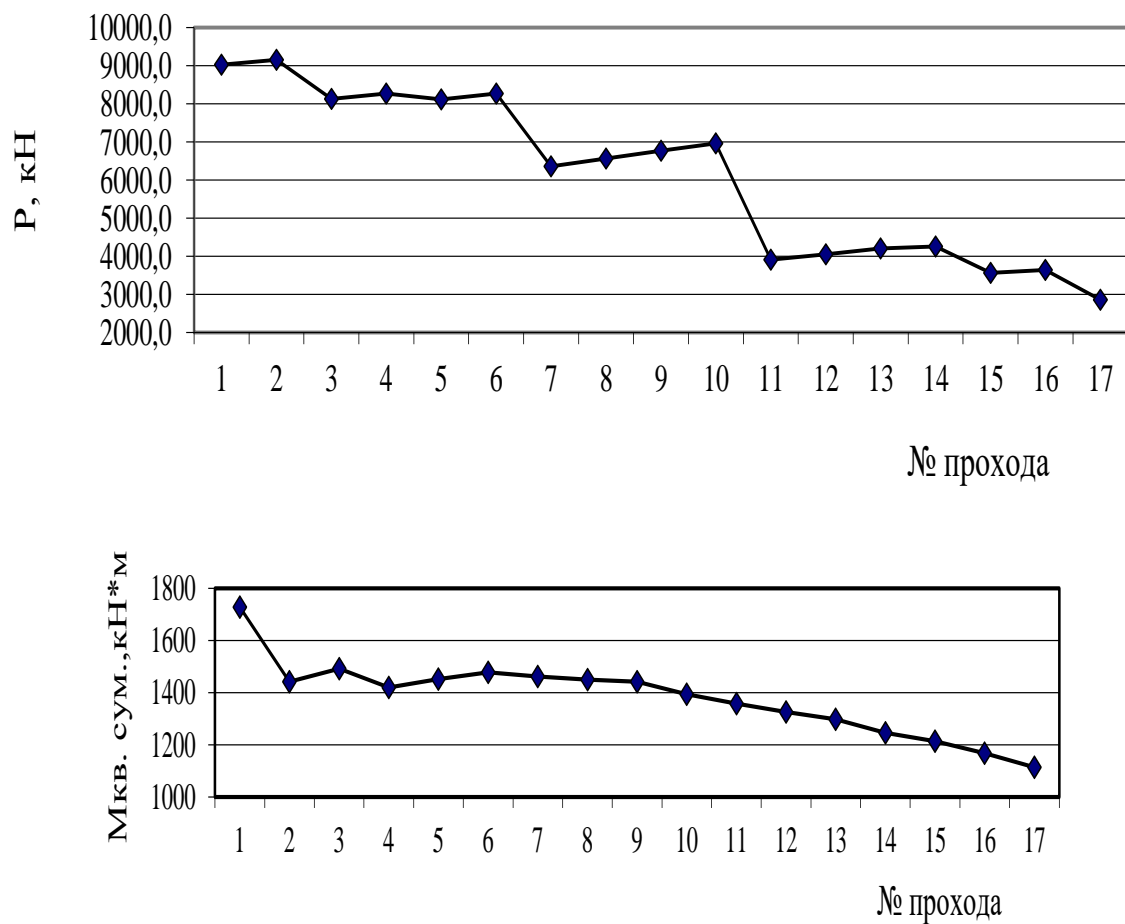


Рисунок 2.5 – Енергосилові параметри процесу прокатки блюмів $150 \times 150 \text{ мм}$ по розрахунковому режимі

Таблиця 2.13 - Дані по швидкісному режимі прокатки блюмів перетином 150 × 150 мм зі злитків масою 7,4 т

Номер проходу	Частота обертання валків, об/хв				θ_M	Час прокатки, хв						$\tau_{ост}, c$	$\Sigma(T_{пр} + \tau_{ост}), c$
	n_y	n_M	n_{II}	n_3		τ_p	τ_y	τ_{II}	τ_3	τ_o	$T_{пр}$		
1	30	54,1		30	1,202	0,75	0,6022		0,6022	0,75	2,704		2,439
2	30	54,1		30	1,202	0,75	0,6022		0,6022	0,75	2,704	2	7,409
3	30	55,2		30	1,227	0,75	0,6309		0,6309	0,75	2,762		10,171
4	30	56,8		30	1,263	0,75	0,6708		0,6708	0,75	2,842	2	15,012
5	30		50,0	30	1,111	0,75	0,5000	0,6372	0,5000	0,75	3,137		18,150
6	30		50,0	30	1,111	0,75	0,5000	0,8680	0,5000	0,75	3,368		21,518
7	30		50,0	30	1,111	0,75	0,5000	1,0684	0,5000	0,75	3,568		25,086
8	30		50,0	30	1,111	0,75	0,5000	1,3393	0,5000	0,75	3,839		28,925
9	30		50,0	30	1,111	0,75	0,5000	1,7241	0,5000	0,75	4,224		33,149
10	30		50,0	50	1,111	0,75	0,5000	2,7106	0,1250	1,25	5,211	2	40,360
11	30		60,0	30	1,333	0,75	0,7500	1,8385	0,7500	0,75	4,839		45,198
12	30		60,0	30	1,333	0,75	0,7500	2,2209	0,7500	0,75	5,221		50,419
13	30		60,0	30	1,333	0,75	0,7500	2,7646	0,7500	0,75	5,765		56,184
14	30		60,0	50	1,333	0,75	0,7500	3,9230	0,3750	1,25	7,048	2	65,232
15	30		60,0	30	1,333	0,75	0,7500	4,4007	0,7500	0,75	7,401		72,633
16	30		60,0	50	1,333	0,75	0,7500	5,9545	0,3750	1,25	9,080	1,5	83,212
17	30		60,0	50	1,333	0,75	0,7500	7,1094	0,3750	1,25	10,234	1,75	95,197

Таблиця 2.14 Основні результати розрахунку енергосилових параметрів прокатки блюмів перетином 150 × 150 мм зі злитка масою 7,4

№ про-ходу	t, °C	σ, МПа	n _ж	V _{ср} , Мм	P _{ср} , МПа	P, кН	ψ	M _y , кН·м	M _п , кН·м	M _з , кН·м	M _y ·θ _м	M _{кв} , кН·м	M _{квΣ} , кН·м
											M _н		
1	1200	38,93	1,717	665	76,87	9029,6	0,590	2920,6	–	1756,7	2,33	1728,1	1728
2	1195	39,33	1,692	727,5	76,53	9155,7	0,584	2793,8	–	1629,8	2,23	1645,8	1441,8
3	1190	39,81	1,727	582,5	79,07	8135,8	0,593	2701,8	–	1537,9	2,20	1616,3	1491,2
4	1185	42,04	1,650	587,5	79,76	8276,8	0,573	2676,0	–	1512,0	2,24	1640,6	1419,9
5	1180	43,50	1,578	582,5	78,94	8122,6	0,552	2575,1	1993,1	1411,2	1,90	1596,5	1451,9
6	1175	46,54	1,489	587,5	79,67	8267,2	0,523	2520,0	1938,0	1356,1	1,86	1605,2	1477,0
7	1170	44,62	1,578	445	80,98	6364,9	0,552	2155,2	1573,3	991,3	1,59	1363,5	1461,4
8	1165	47,72	1,489	455	81,69	6565,3	0,523	2131,9	1549,9	968,0	1,57	1375,9	1450,3
9	1160	51,60	1,390	465	82,50	6776,0	0,486	2088,3	1506,3	924,3	1,54	1375,4	1441,0
10	1155	56,41	1,280	475	83,04	6967,3	0,441	2011,4	1429,4	847,5	1,48	1353,1	1393,5
11	1150	48,46	1,530	295	85,29	3907,4	0,537	1452,1	870,2	288,2	1,28	1008,9	1357,5
12	1145	51,45	1,445	305	85,51	4050,5	0,507	1442,9	860,9	279,0	1,28	1012,2	1326,0
13	1140	55,29	1,352	315	85,96	4205,1	0,471	1423,9	841,9	259,9	1,26	1007,3	1296,9
14	1135	58,86	1,248	325	84,45	4262,5	0,427	1373,0	791,1	209,1	1,21	972,2	1245,3
15	1130	60,76	1,276	247,5	89,18	3568,0	0,439	1288,2	706,2	124,2	1,14	892,9	1214,1
16	1125	65,78	1,180	262,5	89,27	3639,4	0,398	1230,6	648,7	66,7	1,09	846,1	1168,2
17	1120	64,28	1,211	212,5	89,49	2859,3	0,411	1102,8	520,8	-61,1	0,97	654,9	1113,1

2.4 Побудова калібрів і розміщення їх на валках

Визначаємо розміри калібрів і становимо монтажну схему калібрів валків відповідно до рекомендацій, описаними в [7]. Відповідно до рекомендацій приймаємо глибину струмків $H_{вр}$: для першого калібру $H_{вр1} = 75$ мм, для другого калібру $H_{вр2} = 90$ мм, для третього і четвертого калібру $H_{вр3,4} = 80$ мм, для п'ятого калібру $H_{вр5} = 70$ мм. Зазор між буртами валків приймаємо 10 мм. З точки зору того, що валки приводяться від індивідуальних двигунів і тому нижній тиск, для вигину переднього кінця розкату, утвориться різницею окружних швидкостей валків (окружна швидкість нижнього валка більше). При цьому діаметри валків однакові й лінія прокатки збігається із середньою лінією валків.

Уточнивши розміри перетинів розкату в кожному проході, можна вибрати відповідні розміри ширини калібрів, щоб забезпечити правильне заповнення. Ширину калібру вибираємо залежно від ширини злитка в сортаменті стану. Ширину калібру приймають рівною: по дну струмка $V_d = V_{o \min} - (0 \div 10 \text{ мм})$; по буртам $V_{вр} = V_{1 \max} + (5 \div 10 \text{ мм})$. Тут $V_{o \min}$ – мінімальна ширина розкату, що задається в калібр; $V_{1 \max}$ - максимальна ширина розкату після прокатки в калібрі. При максимальній ширині злитка на стані, не перевищуючої 720 мм, ширину першого калібру можна прийняти рівною $V_d = 723$ мм, а в рознімання $V_{вр} = 759$ мм.

Визначаємо розміри II калібру.

$$V_d = 300 - (0 \div 10 \text{ мм}) = 300 - 5 = 295 \text{ мм}$$

$$V_{вр} = 350 + (5 \div 10 \text{ мм}) = 350 + 6 = 356 \text{ мм}$$

Випуск калібру:

$$\operatorname{tg} \phi = \frac{B_{\text{вр}} - B_{\text{д}}}{2 \cdot H_{\text{вр}}} \cdot 100 = \frac{356 - 295}{2 \cdot 90} \cdot 100 = 33,8 \%$$

Визначимо розміри III калібру.

Ширина калібру по дну струмка:

$$B_{\text{д}} = 205 - (0 \div 10 \text{ мм}) = 205 - 5 = 200 \text{ мм.}$$

Ширина калібру по буртах:

$$B_{\text{вр}} = 245 + (5 \div 10 \text{ мм}) = 245 + 5 = 250 \text{ мм.}$$

Випуск калібру:

$$\operatorname{tg} \phi = \frac{250-200}{2 \cdot 80} \cdot 100 = 31,3 \%$$

Визначимо розміри IV калібру.

Ширина калібру по дну струмка:

$$B_{\text{д}} = 180 - (0 \div 10 \text{ мм}) = 180 - 10 = 170 \text{ мм}$$

Ширина калібру по буртах:

$$B_{\text{вр}} = 200 + (5 \div 10 \text{ мм}) = 200 + 5 = 205 \text{ мм.}$$

Випуск калібру:

$$\operatorname{tg} \phi = \frac{205-170}{2 \cdot 80} \cdot 100 = 21,9 \%$$

Визначимо розміри V калібру.

Ширина калібру по дну струмка:

$$B_d = 145 - (0 \div 10 \text{ мм}) = 145 - 0 = 145 \text{ мм.}$$

Ширина калібру по буртах:

$$B_{bp} = 160 + (5 \div 10 \text{ мм}) = 160 + 5 = 165 \text{ мм.}$$

Випуск калібру:

$$T_g \phi = \frac{165-145}{2 \cdot 70} \cdot 100 = 14,3 \%$$

Радіус закруглення дна калібру приймаємо рівним:

$$r = (0,08 \div 0,1) \cdot B_d \quad (2.44)$$

Підставляючи числові значення одержимо:

$$\text{Калібр I} \quad - \quad r = (0,08 \div 0,1) \cdot 723 = 65 \text{ мм;}$$

$$\text{Калібр II} \quad - \quad r = (0,08 \div 0,1) \cdot 295 = 30 \text{ мм;}$$

$$\text{Калібр III} \quad - \quad r = (0,08 \div 0,1) \cdot 200 = 25 \text{ мм;}$$

$$\text{Калібр IV} \quad - \quad r = (0,08 \div 0,1) \cdot 170 = 20 \text{ мм;}$$

$$\text{Калібр V} \quad - \quad r = (0,08 \div 0,1) \cdot 145 = 15 \text{ мм;}$$

Радіус закруглення в зазору приймаємо рівним:

$$r' = (0,1 \div 0,15) \cdot H_k \quad (2.45)$$

Підставляючи числові значення одержимо:

$$\text{Калібр I} \quad - \quad r' = (0,1 \div 0,15) \cdot 160 = 20 \text{ мм}$$

$$\text{Калібр II} \quad - \quad r' = (0,1 \div 0,15) \cdot 190 = 20 \text{ мм}$$

$$\text{Калібр III} \quad - \quad r' = (0,1 \div 0,15) \cdot 170 = 25 \text{ мм}$$

$$\text{Калібр IV} \quad - \quad r' = (0,1 \div 0,15) \cdot 170 = 25 \text{ мм}$$

$$\text{Калібр V} \quad - \quad r = (0,1 \div 0,15) \cdot 150 = 20 \text{ мм}$$

В II й III калібрах роблять опуклість, що становить $f = 5$ мм, тоді висота посередині калібру буде відповідно дорівнювати:

$$H'_{k2} = H_{k2} - 2 \cdot f = 190 - 2 \cdot 5 = 180 \text{ мм};$$

$$H'_{k3} = H_{k3} - 2 \cdot f = 170 - 2 \cdot 2,5 = 165 \text{ мм.}$$

$$H'_{k4} = H_{k4} - 2 \cdot f = 170 - 2 \cdot 0,5 = 169 \text{ мм.}$$

На рисунку 2.5 наведене калібрування валків блюмінга 1050.

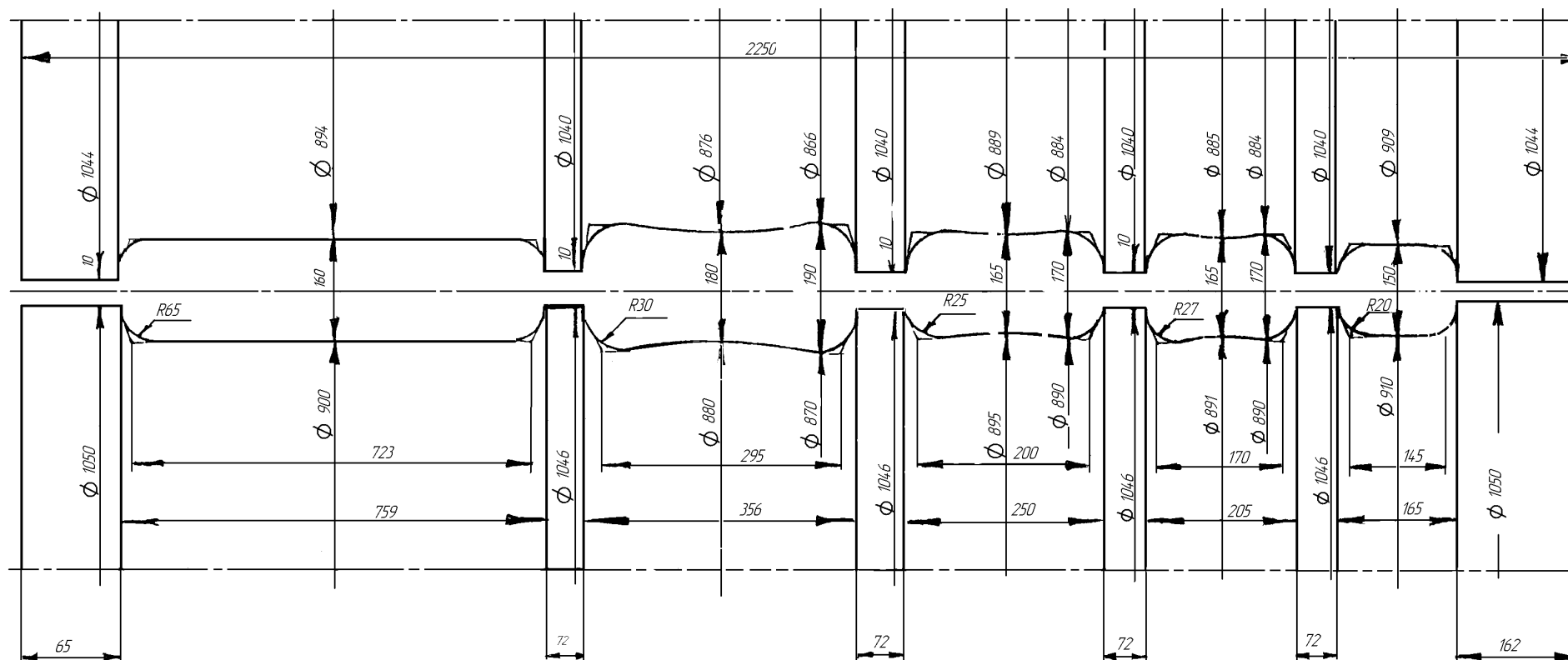


Рисунок 2.7 – Калібрування блюмінга 1050

У таблиці 2.14 узагальнені дані розмірів калібрів для валків блюмінга 1050.

Таблиця 2.21 Розміри калібрів валків блюмінга 1050 .

Номер калібру	Висота H_k , мм	Ширина, мм		Радіус закруглення, мм		Ухил (ви-пуск) %	Опуклість, мм
		по дну	у зазору	r	r'		
I	160	723	759	65	20	24	-
II	190	295	356	30	20	33,8	5
III	170	200	250	25	25	31,3	2,5
IV	170	170	205	27	25	251,9	0,5
V	150	145	165	20	20	14,3	-

2.5 Розрахунок утяжки торців блюмів по діючому режиму прокатки і розрахунковому варіанту

Дані для розрахунку сформульовані в п.2.1 і 2.2. Розрахунок робимо по виразам у вигляді:

1. Передній торець штаби

а) при $l_\delta/H_{cp} < 0,2$

$$\Delta l_{n.m} = 0,8 \left[\frac{3}{4} \Delta h + \left(R - \frac{\Delta h}{2} \right) \ln \frac{1 - \frac{\Delta h}{2R}}{1 - \frac{\Delta h}{4R}} \right];$$

б) при $0,2 < l_\delta/H_{cp} < 1$

$$\Delta l_{\Sigma nm} = 0,4R \left\{ \sin \alpha \left[2 \sin \left(\alpha - \frac{\varphi_k}{2} \right) \times \cos \left(\alpha - \frac{\varphi_k}{2} \right) - \sin \alpha \cos \alpha - \sin \frac{\alpha}{2} \cos \frac{\alpha}{2} + \varphi_k - \frac{\alpha}{2} \right] + \right. \\ \left. + \cos \alpha \left[2 \cos^2 \left(\alpha - \frac{\varphi_k}{2} \right) - \cos^2 \alpha - \cos^2 \frac{\alpha}{2} + \ln \frac{\cos \alpha \cos \frac{\alpha}{2}}{\cos^2 \left(\alpha - \frac{\varphi_k}{2} \right)} \right] \right\}$$

де

$$\varphi_k = \arcsin h_0 / 5 R$$

2. Задній торець штаби:

а) при $l_0 / H_{cp} < 0,6$

$$\Delta l_{zm} = 2R \left[\frac{\Delta h}{2R} + \ln \left(1 - \frac{\Delta h}{4R} \right) \right];$$

б) при $0,6 < l_0 / H_{cp} < 1$

$$\Delta l_{\Sigma zm} = 4R \left[\sin^2 \left(\frac{\alpha - \varphi_k}{2} \right) - \cos^2 \left(\frac{\alpha - \varphi_k}{2} \right) + \cos^2 \frac{\alpha}{2} + \ln \cos \frac{\alpha}{2} \right],$$

Таблиця 2.22 Результати розрахунку утяжки торців блоків

№ проходу	Діючий режим обтиснень		Розрахунковий режим обтиснень	
	Профілірозмір		Профілірозмір	
	Δl_{nm} , мм	Δl_{zm} , мм	Δl_{nm} , мм	Δl_{zm} , мм
1	-7,37	36,70	-5,68	31,90
2	-6,48	31,90	-5,43	29,49
3	-7,31	36,70	-6,23	34,30
4	-7,77	36,70	-6,65	34,30
5	-8,18	36,70	-7,06	34,30
6	-8,64	36,70	-7,48	34,30
7	-8,18	36,70	-7,23	31,90
8	-8,64	36,70	-6,92	29,49
9	-9,11	36,70	-9,38	43,81
10	-9,59	36,70	-9,97	43,81
11	-6,81	29,48	-3,12	14,87
12	-7,13	29,48	-9,80	41,44
13	-7,46	29,48	-10,35	41,44
14	-7,77	190,55	-7,19	29,48
15	-8,32	31,90	-7,52	169,08
16	-7,96	109,61	-8,59	34,30
17	-7,19	138,61	-8,30	100,76
18	-4,87	19,77		
Σ	-133,9	921,2	131,75	798,74

З таблиці 2.22 видно, що при виконанні режиму обтиснень згідно розрахунковому режиму величина обрізи зменшиться в середньому в 1,14 рази: при прокатці кв.215: - передній торець в 0,78 рази; - задній торець 1,15 рази;

Норма технологічної обрізи при прокатці по діючому режиму для переднього й заднього торців становлять відповідно 2,5% і 16%. При прокатці по розрахунковому режиму норма технологічної обрізи для переднього й заднього торців складуть відповідно 2% і 12%.

3 МЕХАНІЧНА ЧАСТИНА

3.1 Розрахунок на міцність валків блюмінга 1050

Дано: $P = 28$ МН; $M_{кр} = 160$ кН·м; $D_6 = 1050$ мм; $D_1 = 930$ мм; $D_2 = 950$ мм;
 $D_3 = 940$ мм; $D_4 = 930$ мм; $D_5 = 920$ мм; $d_{ш} = 600$ мм; $l_{ш} = 700$ мм; $a = 2950$ мм;
 $x_3 = 1300$ мм.

Результати заздалегідь виконаного розрахунку зусилля на валяння показали, що найбільше зусилля буде при плющенні в третьому калібрі. (рис.3.1)

Рішення

1. Визначаємо максимальні моменти вигину, згідно формулі:

$$M_{из} = P \frac{x}{a} (a - x) = Px \left(1 - \frac{x}{a} \right)$$

де P – повне зусилля плющення в даному калібрі.

$$M_{из} = 28 \cdot 1.3 \left(1 - \frac{1.3}{2.95} \right) = 20.348 \text{ МН} \cdot \text{м}$$

$$M_{из.ш} = 28 \cdot 0.3 \left(1 - \frac{0.3}{2.95} \right) = 7.5 \text{ МН} \cdot \text{м}$$

2. Знаходимо момент опору в перетині 3 в м²:

$$W_3 = 0.1D^3 = 0.1 \cdot 0.94^3 = 0.083 \text{ м}^2$$

3. Знаходимо напругу вигину і кручення в перетині 3:

$$\sigma_3 = \frac{M_{из}}{W_3} = \frac{M_{из}}{(0.1 \cdot D^3)} = \frac{20.348}{0.083} = 245 \text{ МПа}$$

де $M_{із}$ – що вигинає момент, що діє в даному перетині; W_3 – момент опору поперечного перетину валка на вигин.

При цьому до валка прикладається момент, що крутить, від електродвигуна $kH \cdot m$; Тоді напруга в калібрі:

$$\tau = \frac{M_{кр}}{0.2 \cdot D_3^3} = \frac{0.16 \cdot 10^6 \cdot 10^3}{0.2 \cdot 940^3} = 0.963 \text{ МПа}$$

де $M_{кр}$ – що крутить момент, що прикладається до валка з боку приводу.

Результуюча напруга в перетині 3 визначаємо по формулі: для сталевих валків – по 4-й теорії міцності:

$$\sigma_{рез} = \sqrt{\sigma^2 + 3\tau^2} = \sqrt{245^2 + 3 \cdot 0.963^2} \approx 245 \text{ МПа}$$

Валяння виготовлені з кованої вуглецевої сталі, що має МПа; запас міцності складе:

$$n = \frac{\sigma_6}{\sigma_{рез}} = \frac{650}{245} = 2.7$$

4. Перевіряємо напругу кручення в шийки валка.

При плющенні слябів на гладкій бочці шийки передає момент $kH \cdot m$, що максимальний крутить, тому:

$$\tau_{\max} = \frac{M_{кр}}{W_{кр.ш}} = \frac{M_{кр}}{0.2 \cdot d_{ш}^3} = \frac{0.16}{0.2 \cdot 0.6^3} = 3.7 \text{ МН/м}^2 \text{ МПа}$$

що що нижче допускається МПа.

5. Визначаємо тиск в підшипниках валка (текстолитовых):

$$p = \frac{P/2}{ld} = \frac{28 \cdot 10^6}{2 \cdot 600 \cdot 700} = 33.3 \text{ МПа}$$

де l і d – довжина і діаметр шийки.

При швидкості шийки м/с тоді МПа·м/с. Допустимо для прокатних станів МПа і МПа·м/с.

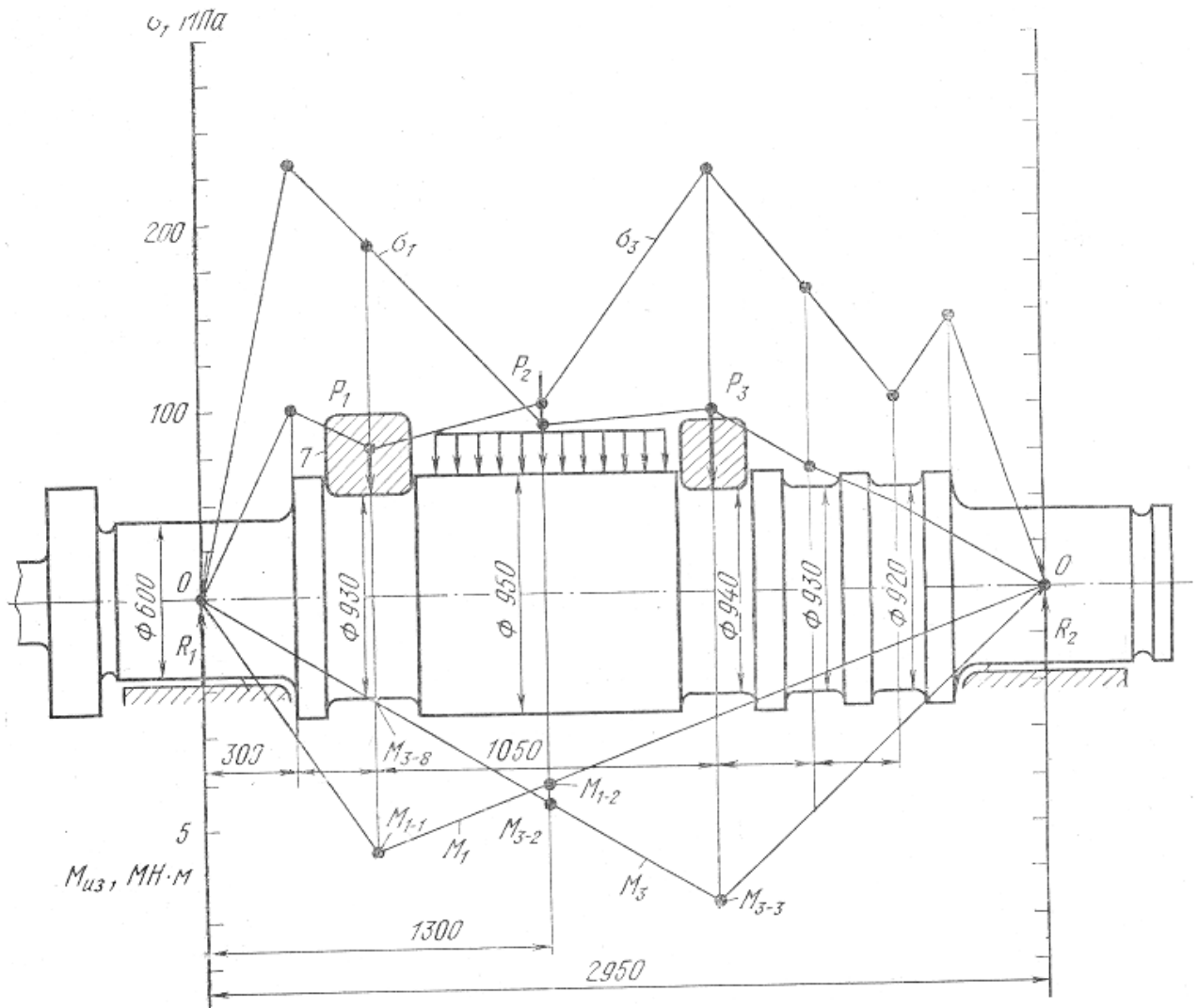


Рисунок 3.1 – До розрахунку валка блюмінга

3.2 Розрахунок станини на міцність і визначення її жорсткості

Дано: $l_1 = l_3 = 2.05$ м; $l_2 = 5.265$ м; $l_2/l_1 = 2.568$; $Y = 14$ МН; $E = 2.1 \cdot 10^5$ МПа;

$G \approx 3/8E = 0.82 \cdot 10^5$ МПа;

Визначити міцність і жорсткість станини блюмінга 1050 (рис.3.2).

Рішення

1. Побудова нейтральної лінії станини, що проходить через центри тяжіння основних роз'ємних ліній станини.

Перетин А – А верхньої поперечини.

Площа станини:

$$F_1 = f_1 - f_2 - f_3 = BH - b_1h_1 - b_2h_2 = 1.26 \cdot 0.82 - 0.65 \cdot 0.41 - 0.4 \cdot 0.41 = 1.033 - 0.267 - 0.164 = 0.602$$

Статичні моменти перетину щодо осі x-x:

$$S_1 = f_1 \frac{H}{2} - f_2 \frac{h_1}{2} - f_3 \frac{h_2}{2} = 1.033 \frac{0.82}{2} - 0.267 \frac{0.41}{2} - 0.164 \frac{0.41}{2} = 0.424 - 0.055 - 0.034 = 0.335 \text{ м}^3$$

Ордината центру тяжіння:

$$Y_c = \frac{S_1}{F_1} = \frac{0.335}{0.602} = 0.556 \text{ м}$$

Моменти інерції перетину лінії щодо осі x_1-x_1 тяжкості, що проходить через центр: $J_1 = i_1 - i_2 - i_3$;

$$i_1 = BH \left(\frac{H^2}{12} + \left(Y_c - \frac{H}{2} \right)^2 \right) = 1.033 \left(\frac{0.82^2}{12} + \left(0.556 - \frac{0.82}{2} \right)^2 \right) = 1.033(0.056 + 0.021) = 0.080 \text{ м}^4$$

$$i_2 = b_1h_1 \left(\frac{h_1^2}{12} + \left(Y_c - \frac{h_1}{2} \right)^2 \right) = 0.267 \left(\frac{0.41^2}{12} + \left(0.556 - \frac{0.41}{2} \right)^2 \right) = 0.267(0.014 + 0.123) = 0.037 \text{ м}^4.$$

$$i_1 = b_2 h_2 \left(\frac{h_2^2}{12} + \left(Y_c - \frac{h_2}{2} \right)^2 \right) = 0.164 \left(\frac{0.41^2}{12} + \left(0.556 - \frac{0.41}{2} \right)^2 \right) = 0.164(0.014 + 0.123) = 0.022 \text{ м}^4.$$

$$J_1 = 0.080 - 0.037 - 0.022 = 0.021 \text{ м}^4.$$

Мінімальний момент опору перетину А – А:

$$W_1 = \frac{J_1}{F_1} = \frac{0.021}{0.602} = 0.035 \text{ м}^3.$$

Перетин стійки станини Б – Б.

$$F_2 = B' H' = 0.6 \cdot 0.8 = 0.48 \text{ м}^2.$$

$$J_2 = B' H' \frac{H'^2}{12} = 0.48 \cdot \frac{0.8^2}{12} = 0.026 \text{ м}^4.$$

$$W_2 = \frac{J_2}{F_2} = \frac{0.026}{0.480} = 0.053 \text{ м}^3.$$

Перетин В – В нижньої поперечини.

$$F_3 = B'' H'' = 0.76 \cdot 1.43 = 1.087 \text{ м}^2.$$

$$J_3 = B'' H'' \frac{H''^2}{12} = 1.087 \cdot \frac{1.43^2}{12} = 0.185 \text{ м}^4.$$

$$W_3 = \frac{J_3}{F_3} = \frac{0.185}{1.087} = 0.170 \text{ м}^3.$$

В результаті одержуємо:

$$J_1 = 0.021 \text{ м}^4; \quad J_3 = 0.185 \text{ м}^4; \quad n = J_1 / J_3 = 1.2; \quad J_2 = 0.026 \text{ м}^4; \quad J_1 / J_2 = 1.808;$$

$$m = 1.808 \cdot 2.568 = 4.643;$$

$$F_1 = 0.602 \text{ м}^2; \quad W_1 = 0.035 \text{ м}^3; \quad F_2 = 0.480 \text{ м}^2; \quad W_2 = 0.053 \text{ м}^3; \quad F_3 = 1.087 \text{ м}^2;$$

$$W_3 = 0.170 \text{ м}^3;$$

2. Визначаємо максимальний момент вигину верхньої і нижньої поперечини силою У:

$$M_{II} = \frac{Yl_1}{4} = \frac{14 \cdot 2.05}{4} = 7.175 \text{ МН} \cdot \text{м}$$

3. Знаходимо статично невизначні моменти в кутках жорсткої рами по формулі:

$$M_1 = \frac{M_{II}}{2} \cdot \frac{1}{1 + \frac{(3n+m)m}{3n+(2-n)m}} = \frac{7.175}{2} \cdot \frac{1}{1 + \frac{(3 \cdot 1.2 + 4.6)4.6}{3 \cdot 1.2 + (2 - 1.2)4.6}} = \frac{3.588}{6.181} = 0.580 \text{ МН} \cdot \text{м}$$

$$M_3 = \frac{M_{II}}{2} \cdot \frac{1}{1 + \frac{(3+m)m}{3n+(2n-1)m}} = \frac{7.175}{2} \cdot \frac{1}{1 + \frac{(3+4.6)4.6}{3 \cdot 1.2 + (2 \cdot 1.2 - 1)4.6}} = \frac{3.588}{4.482} = 0.801 \text{ МН} \cdot \text{м}$$

$$M_0 = \frac{M_{II}}{2} \cdot \frac{1}{1+m} = \frac{7.175}{2} \cdot \frac{1}{1+4.6} = 0.641 \text{ МН} \cdot \text{м}$$

4. Визначаємо напруги розтягування у середині верхньої і нижньої поперечини по формулі:

$$\sigma_B = \frac{M_{II} - M_1}{W_1} = \frac{7.175 - 0.580}{0.035} = 188.4 \text{ МПа}$$

$$\sigma_H = \frac{M_{II} - M_3}{W_3} = \frac{7.175 - 0.801}{0.17} = 37.5 \text{ МПа}$$

5. Розраховуємо напругу розтягування в стійки станини по формулі:

$$\sigma_{\max} = \frac{Y}{2F_2} + \frac{M_1 + M_3}{2W_2} = \frac{14}{2 \cdot 0.48} + \frac{0.580 + 0.801}{2 \cdot 0.053} = 14.583 + 13.028 = 27.611 \text{ МПа}$$

де F_2 , F_2 і W_2 – площа і момент опору перетину АВ стійки.

Запас міцності станини для нижньої поперечини при межі міцності вуглецевої литої сталі МПа:

$$n = \frac{600}{37.5} = 16.$$

6. Визначаємо прогин середнього перетину від вигину і дії поперечних (перерезуючих) сил по формулі:

верхньої поперечини

$$f_B = f_B' + f_B'' = \frac{l_1^2}{8EJ_1} \cdot \left(\frac{Yl_1}{6} - M_1 \right) + k \frac{Yl_1}{4GF_1}$$

де $k = 1.2$ (для прямокутного перетину балки-поперечини);

G – модуль зрушення;

$$f_B = \frac{2.05^2}{8 \cdot 2.1 \cdot 10^5 \cdot 0.021} \left(\frac{14 \cdot 2.05}{6} - 0.58 \right) \times 1000 + 1.2 \frac{14 \cdot 2.05 \cdot 1000}{4 \cdot 0.82 \cdot 10^5 \cdot 1.033} = 0.405 + 0.092 = 0.497 \text{ мм}$$

нижньої поперечини

$$f_H = \frac{2.05^2}{8 \cdot 2.1 \cdot 10^5 \cdot 0.185} \left(\frac{14 \cdot 2.05}{6} - 0.801 \right) \times 1000 + 1.2 \frac{14 \cdot 2.05 \cdot 1000}{4 \cdot 0.82 \cdot 10^5 \cdot 1.087} = 0.047 + 0.087 = 0.134 \text{ мм}$$

7. Знаходимо пружне розтягування стійки станини по формулі:

$$f_2 = \frac{Yl_2}{2EF_2} = \frac{14 \cdot 5.265 \cdot 1000}{2 \cdot 2.1 \cdot 10^5 \cdot 0.48} = 0.356$$

8. Сумарну деформацію станини по вертикалі визначаємо по формулі:

$$f_{CT} = f_B + f_H + f_2 = 0.497 + 0.134 + 0.356 = 0.987$$

Сумарна деформація станини по вертикалі (у напрямі дії Y) для станів гарячого плющення 0.6 – 1.0 мм.

На практиці пружні властивості станини зручніше характеризувати не величиною пружної деформації при заданому зусиллі Y , а так званою конструктивною пружною жорсткістю (або модулем жорсткості C , МН/м):

$$C = \frac{Y}{f_{cr}} = \frac{14}{0.987} = 14.184 \text{ МН/м.}$$

Прогин стійок станини по горизонталі (всередину вікна станини) повинен бути невеликим, оскільки інакше може відбутися «заміщення» подушок верхнього валка (при зазорі $L = 0$), переміщуваних по вертикалі по планках, напрямних, прикріплених до стійок усередині вікна станини.

Горизонтальний прогин однієї стійки (усередині вікна станини) посередині висоти (довжини) стійки l_2 можна визначити, приймаючи, що в цьому перетині діє реактивний момент, рівний половині суми моментів M_1 і M_3 ; тоді

$$f_r = \frac{(M_1 + M_2)l_2^2}{2 \cdot 8EJ_2} = \frac{(0.58 + 0.801)5.265^2 \cdot 1000}{2 \cdot 8 \cdot 2.1 \cdot 10^5 \cdot 0.026} = 0.438 \text{ мм}$$

Таким чином, при збірці робочої кліті необхідно передбачити зазор між верхньою подушкою валка і планкою, напрямної, з внутрішньої сторони вікна станини рівний $L = 0.44$ мм.

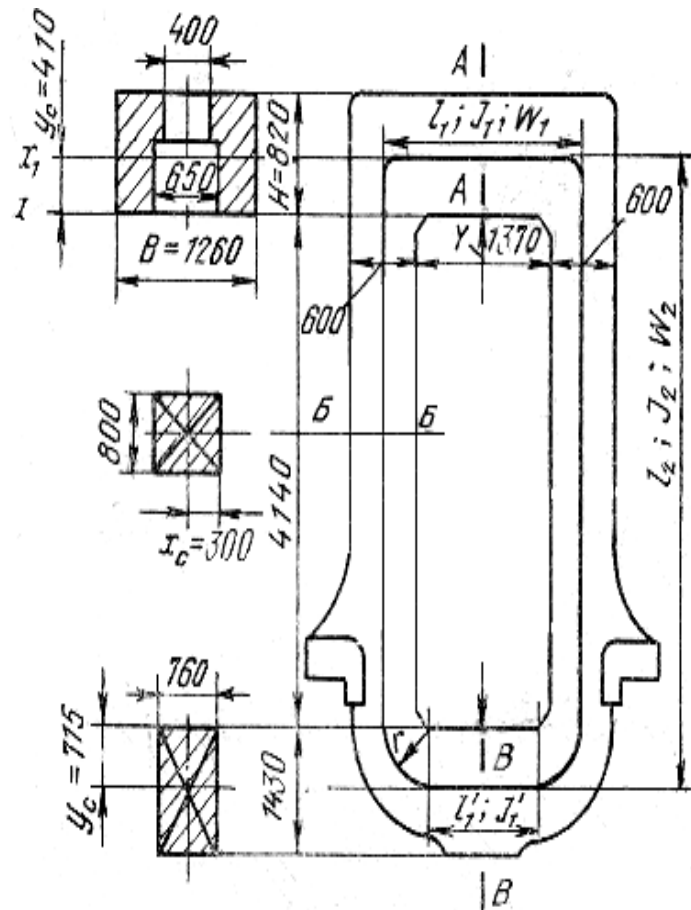


Рисунок 3.2 - До розрахунку станини двохвалкової кліти блюмінга 1050

3.3 Розрахунок натискних гвинта і гайки і визначення моменту електродвигуна

Дано: максимальне осьове зусилля на нажимний гвинт при площенні МН; максимальна швидкість переміщення гвинта по вертикалі м/с; режим роботи механізму – повторно-короткочасний 15 – 20 включень в хвилину.

Рішення

1. Натискні гвинт і гайка.

Натискний гвинт має напорежливо (односторонню трапецеїдальну) різьблення УП 440 мм з кроком мм; діаметр різьблення: зовнішній мм, внут-

рішній мм, середній мм; $\alpha = \arctg \frac{s}{\pi d_2} = 2^{\circ}10'$:

а)напряга стиснення в перетині нижнього опорного кінця гвинта, що має найменший діаметр мм:

$$\sigma_{ж} = \frac{4Y}{\pi d_H^2} = \frac{4 \cdot 14 \cdot 10^6}{3.14 \cdot 350^2} = 145.6 \text{ Н/мм}^2$$

б)напряга кручення в тілі гвинта при кН·м (див. нижче):

$$\tau = \frac{M_B}{0.2 \cdot d^3} = \frac{4.9 \cdot 10^6}{0.2 \cdot 350^3} = 0.57 \text{ Н/мм}^2$$

Матеріал гвинта – сталь 40ХН. Натиску гайка заввишки мм і зовнішнім діаметром мм; число витків різьблення $z = H / s = 720 / 48 = 15$:

а)напряга того, що зім'яло між витками гвинта і гайки:

$$\sigma_{CM} = \frac{4Y}{\pi(d^2 - d_1^2)z} = \frac{4 \cdot 14 \cdot 10^6}{3.14 \cdot (440^2 - 358^2) \cdot 15} = 18.17 \text{ Н/мм}^2$$

б)напряга того, що зім'яло за площею зіткнення гайки із станиною:

$$\sigma_{CM} = \frac{4Y}{\pi(D^2 - d_{OTB}^2)} = \frac{4 \cdot 14 \cdot 10^6}{3.14(750^2 - 470^2)} = 52.2 \text{ Н/мм}^2$$

Матеріал гайки – Бр.АЖ9–4Л, $[\sigma] \approx 80 \text{ МПа}$.

2.У періоди пауз між пропусками металу через валяння на торці нажимних гвинтів діє зусилля від вантажного пристрою урівноваження верхнього валка (зусилля переуравновешивания). На один гвинт це зусилля складає 120 кН. Момент, необхідний для обертання гвинта в період пауз, знайдемо по формулі:

При опусканні гвинта:

$$M_B = Y \left[\mu_{II} \frac{d_{II}}{3} + \frac{d_{CP}}{2} \operatorname{tg}(\alpha + \varphi) \right] = 120 \left[\frac{0.52}{3} \cdot 0.1 + \frac{0.404}{2} \operatorname{tg}(2^\circ 10' + 4^\circ 34') \right] = 2.04 + 2.836 = 4.9 \text{ кН} \cdot \text{м}$$

де Y – зусилля, що діє на нажимной гвинт; d_{II} – діаметр п'яти нажимного гвинта = 520 мм; μ_O – коефіцієнт тертя в п'яті = 0.1; φ – кут тертя в різьбленні = 4034';

При підйомі гвинта:

$$M_B = Y \left[\mu_{II} \frac{d_{II}}{3} + \frac{d_{CP}}{2} \operatorname{tg}(\varphi - \alpha) \right] = 120 \left[\frac{0.52}{3} \cdot 0.1 + \frac{0.404}{2} \operatorname{tg}(4^\circ 34' - 2^\circ 10') \right] = 2.04 + 0.994 = 3.03 \text{ кН} \cdot \text{м}$$

При виконанні курсової роботи провів розрахунки на міцність валків, станини на міцність і визначена її жорсткості, нажимного гвинта і гайки. В результаті роботи при збірці робочої кліті необхідно передбачити зазор між верхньою подушкою валка і планкою, напрямної, з внутрішньої сторони вікна станини рівний М М 0.44 мм.

Значення одержані в результаті роботи співпадають з допустимими.

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1 Аналіз потенційно небезпечних і шкідливих факторів виробничого середовища

До основних небезпечних і шкідливих факторів у цеху гарячої прокатки ставляться:

- інфрачервоне випромінювання гарячого металу, під впливом якого робітник проводить 83,3% усього робочого часу і яке при даних роботах впливає на зорові органи людини (300 - 4000 Вт/м);
 - шкідливі хімічні речовини такі як: ангідрид хромовий, оксид марганцю, акролеїн, сірководень, оксид вуглецю і мінеральні масла, які протягом 83,3% робітника часу впливають на внутрішні органи людини;
 - пил, виділюваний при вигорянні оксиду металу. Пил є одним з основних шкідливих факторів, які протягом 91,4% робітника часу впливають на слизову оболонку органів подиху, що приводять к захворюванням;
- Оцінка факторів виробничого середовища наведена в таблиці 4.2.

Для зменшення впливу інфрачервоного випромінювання на зорові органи робітників раціонально використати світлові екрани (фільтри), які безпосередньо встановлюються на постах чорнової і чистової групи, де оператори і вальцювальники візуально контролюють процес прокатки.

З таблиці 4.2 видно, що робота операторів, вальцювальників ставиться до робіт зі шкідливими і небезпечними умовами праці. Відповідно до гігієнічної класифікації умов праці вальцювальник має право на пільгових умовах на: пенсію по старості на пільгових умовах за списком №1; додаткова відпустка 24 дня; надбавка до зарплати 24%, молоко. Ст. 141 КЗОТ містить загальні вказівки про порядок видачі за рахунок підприємства спецодягу і запобіжних пристосувань (окуляри, маски, респіратори, мило і т.п.) всім працюючої на особливо шкідливих роботах з перебуванням у ненормальній температурі.

Таблиця 4.2 – Оцінка факторів виробничого і трудового процесу вальцювальника

№ п/п	Фактори виробничого середовища і трудового процесу	Норм. знач. (ГДК, ГДУ)	Фактич. знач.	III клас вредн. і опасн. усл. і характер праці			Час дії фактора за зміну, %
				I	II	III	
1.	Шкідливі хімічні речовини, мг/м ³ :						
	<u>I клас небезпеки</u>						
	Ангідрид хромовий	0,01	0,06			6,0	90
	Оксид марганцю	0,05	0,39			7,8	90
	<u>II клас небезпеки</u>						
	Акролеїн	0,2	0,66		3,3		90
	<u>III-IV клас небезпеки</u>						
	Ангідрид сірчистий	10	16,83	1,63			90
	Вуглецю оксид	20	25	1,25			90
2.	Масла мінеральні	5	6,78	1,36			90
	Пил переважно фиброгенного дії, мг/м ³	4	26,3			6,58	90
3.	Вібрація (загальна й локальна), дБ						
4.	Шум, дБ						
5.	Інфразвук, дБ	80	105			25	100
6.	Ультразвук, дБ						
7.	Неіонізуюче випромінювання:						
	- радіочастотний діапазон, В/м						
	- діапазон промислової частоти, кв/м						
	- оптичний діапазон (лазерне випромінювання), Вт/м ³						
8.	Мікроклімат у приміщенні:						
	- температура повітря, °С	27	32,1		5,1		100
	- швидкість руху повітря, м/с	0,1-0,2	<0,3				
	- відносна вологість повітря, %	55	32				
	- інфрачервоне випромінювання Вт/м ³	140	411		411		83
9.	Температура навколишнього повітря (під час роботи на відкритому повітрі), ?С						
	улітку						
10.	узимку						
11.	Атмосферний тиск						
	Вага і напруженість праці						

4.3 Розробка заходів захисту від впливу небезпечних і шкідливих виробничих факторів

Перелік технічних і санітарно-гігієнічних мір захисту виробничої сфери і робочих місць наведені в таблиці 4.3.

Таблиця 4.3 – Міри захисту від впливу небезпечних і шкідливих факторів

Небезпечний або шкідливий фактор	Захисний пристрій	Принцип дії і призначення	Місце установки
Підвищений рівень шуму	Звукоізолюючі кабіни і перегородки	Звукопоглинання і відбиття, ізоляція органів слуху	Біля джерел шуму, у приміщенні оператора
Паровиделення	Витяжна вентиляція	Примусовий механічний отсос пар, що утворилися	Над станом
Небезпечний рівень струму	Ізоляція і огороження струмоведучих частин; заземлення й блокування	Захист від дотику до струмоведучих частин, захист від дотику до металевих частин устаткування. Захист від високих рівнів струму	Навколо струмоведучих частин, біля корпусів електродвигуна
Рухливі механізми	Запобіжники плавкі, пускачі дистанційні Кожуха, сітки, запобіжні пристрої	Захист від зіткнення із частинами, що рухаються, і механізмами.	На панелях пульта керування
Метал що переміщається	Огородження і розмітка небезпечної зони. Знаки безпеки	Захист від травм під час руху й переміщення металу	На території небезпечної зони

Площадка, на якій розташований прокатний цех, обрана з умов прямого влучення сонячних променів, природного провітрювання і відводу стічних і поверхневих вод.

Між житловою зоною і заводом передбачається санітарна зона, розміри якої залежать від потужності технологічного процесу, характеру і кількості виділюваних у навколишнє середовище шкідливих речовин, видаваних шумів і інших шкідливих факторів. Передбачає міри, що зменшують їхній несприятливий впливи на навколишнє середовище і які забезпечують дотримання вимог відносно шкідливих речовин в атмосферному повітрі населених пунктів, і робочій зоні приміщень.

Освітленість у цеху

У прокатному цеху застосовується природне і штучне висвітлення. Природне висвітлення забезпечується одночасно через світлові прорізи в бічних стінах і ліхтарі.

Згідно СНіПу-4-79 роботи, виконувані персоналом при прокатки слябів, ставляться до 8 розряду зорових робіт. У приміщеннях цеху для висвітлення застосовують, як правило, газорозрядні лампи. Типи світильників вибирають залежно від умов їхньої роботи і вимог до якості висвітлення. Для загального висвітлення застосовують світильники «Альфа». У місцях підвищеної небезпеки, де освітленість при системі загального висвітлення становить 150ЛК і менш, норму освітленості збільшують на 1 розряд.

У випадку виходу з ладу робочого висвітлення використовують аварійне висвітлення, що забезпечує можливість продовження роботи або евакуації персоналу. У прокатному цеху установка аварійного висвітлення обов'язкова на пості керування прокатним станом; пунктах керування системами водопостачання, вентиляції і каналізації, у машинному залі і диспетчерському пункті.

Найменша освітленість робочих поверхонь потребує обслуговування при аварійних режимах становить 5% освітленості, нормованої для загального робочого висвітлення, але не менш 2лк. Аварійне висвітлення для евакуації персоналу, проходів і сходів не менш 0,5лк.

Для виробничих приміщень, у яких виробляються точні роботи, установлені три розряди з мінімальними нормами при комбінованому висвітленні лампами накалювання: I розряд – для робіт, що вимагають розрізнення деталей розміром 0,1мм і менш - 400 –1500лк; II розряд – для робіт потребує розрізнення деталей розміром більше 0,1 до 0,3мм - 300 –1000лк; III розряд – для робіт потребує розрізнення деталей розміром більше 0,3 до 1мм - 200 – 500лк; IV розряд – для робіт малої точності, що вимагають розрізнення деталей розміром від 1,0 до 10мм - 100 –150лк; V розряд – для грубих робіт потребує розрізнення деталей розміром більше 10мм – 100лк.

Мікроклімат

Для обігріву цеху в зимову пору року уздовж стін на ділянках, де працюють люди, установлене водяне опалення. Для перемішування повітря встановлені калорифери типу СТД-300. Вони розташовані так, щоб від них струмінь примусової подачі повітря сковзала уздовж прольоту.

Для огороження припливу холодного повітря під час в'їзду і виїзду транспорту над воротами встановлені для створення завіси з теплого повітря. Всі обігрівальні установки забезпечують температуру повітря в приміщенні в межах 16-20 °С.

Вентиляція виробничих приміщень забезпечує потрібні гігієнічні якості повітря. У цеху спостерігається зайве теплове виділення від нагрітого металу, виділення пилу – незначне. Ділянка стана блюмінг 1050 ставиться до Іа групи: для забезпечення нормального повітрообміну в стінах цеху передбачені три ряди отворів для природної вентиляції:

1ряд – на рівні 1,5м від підлоги;

2ряд – на рівні 4,5м від підлоги;

Зряд – на рівні 8,5м від підлоги.

Для видалення зайвого тепла і вентиляції, у прольоті стана передбачені витяжні ліхтарі. У літню пору для природної вентиляції використовуються також відкриті ворота. Але оскільки джерел тепла багато (нагрівальна піч, нагрітий метал і т.д.), те передбачена система приточної вентиляції.

Електробезпе́чність

Електробезпе́чність – це комплекс мер, спрямованих на запобігання поразки людини електричним струмом.

Вплив електричного струму на організм може викликати небезпечні для здоров'я наслідку і навіть привести до смерті. Небезпе́ка збільшується тим, що наявність електричної напруги не може бути безпечно виявлене за допомогою наших органів почуттів. Імовірність смертельного результату при поразках електричним струмом велика. Великий вплив робить зовнішнє середовище.

Становий проліт відповідно до вимог ПУЕ СНіП 111-33-76 ставиться до зони класу В-16 – це зона, розташовані в приміщеннях, у яких при нормальній експлуатації вибухонебезпечні суміші горючих газів або пар ЛВЖ із повітрям не утворюються, а можливі тільки в результаті аварій або несправностей.

Небезпе́ка поразки електричним струмом виникає при експлуатації несправних електроустановок, порушенні ізоляції на силових і контрольних кабелях, електродвигунах, командоапаратах, кінцевих вимикачах .

Фактичне значення струму на ділянці $I = 5,9 \text{ А}$, напруги відповідно $U = 220\text{-}380 \text{ В}$.

Однієї з основних причин поразки електричним струмом є пробій ізоляції.

При ушкодженні ізоляції електроустаткування напруга може випадково з'явитися на металевих частинах (на корпусі, кожусі, станині: на броні кабе-

лю і т.д.), які в нормальному положенні не перебувають. При сполученні з металевими конструкціями, які оказались під напругою, виникає небезпека поразки електричним струмом.

Небезпека електричних поразок створює різноманітне устаткування: електричний привод (включаючи пускорегулюючу апаратури), електроустаткування під'їмо-транспортних пристроїв, електрифікований внутрішньозаводський транспорт, зварювальні апарати, високочастотні і освітлювальні установки, переносний інструмент і т.д.

Міри захисту від поразки електричним струмом

У цехах з підвищеною температурою повітря використовують наступні міри захисту від поразки електричним струмом:

- а) захист від дотику до струмоведучих частин;
- б) захист від дотику до встаткування, які випадково оказались під напругою;
- в) захист від струмів надмірної сили (короткого замикання).

У першому випадку застосовують огороження і ізоляцію струмоведучих частин, розміщення їх на недоступній висоті, використання зниженої напруги.

У другому випадку, найпоширенішому, конструктивно простій і дуже ефективним заходом захисту є заземлення. Захисні функції заземлюючого пристрою складаються в зниженні до безпечної величини напруги щодо землі на металевих частинах, які оказались випадково під напругою, що дозволяє усунути небезпека поразки дотику до них людини.

Приєднання корпусів і інших конструктивних металевих частин електроустаткування до заземлюючого нульового проведення; називається захисним зануленням. Ціль захисного занулення перетворити пробій на корпус у коротке замикання між фазним і нульовим проведеннями, викликати тим самим протікання великого струму через захист і швидко відключити ушкоджене встаткування від мережі.

Пристрій, що автоматично відключає електроустановку за час не більше 0,2 с, при виникненні в ній струмів великої сили, у тому числі з появою напруги на корпусі і інших металевих частинах, називається захисним відключенням.

При обслуговуванні електроустановок застосовують основні і допоміжні захисні засоби. До основного ставляться захисні засоби, ізоляція яких надійно витримує робочу напругу установки і при користуванні якими допускається безпосередній дотик до струмоведучих частин, що перебуває під напругою. До додаткового ставляться засоби захисту, що підсилюють дію основних засобів і які забезпечують безпеку при напрузі дотику і кроковій напрузі. До засобів індивідуального захисту відносяться: ізолююча штанга, що ізолюють кліщі, діелектричні боти, діелектричні рукавички, що ізолюють підставки і ін.

4.4 Пожежна безпека

Приміщення цеху по ОНТП 24-86 ставляться до категорії «Г» по пожежобезпечності, це викликано тим, що в цеху має місце наявність пожежонебезпечних факторів, пов'язаних із застосуванням газових сумішей IV групи для опалення нагрівальних печей, а також із застосуванням його при порізі металу за допомогою переносних газоріжучих пристроїв, що змазують і гідравлічних рідин, які можуть при більших температурах запалюються. Для гасіння виниклих пожеж передбачені пожежні щити, розташовані протипожежні гідранти, поширені засоби індивідуального пожежогасіння, а також розроблені системи блокування поширення пожежі.

Для успішної евакуації людей і цінностей передбачені виходи припустимої довжини і ширини, розміри дверних прорізів, що забезпечують достатню пропускну здатність, необхідна число сходових кліток і пожежних сходів.

Необхідний ступінь вогнестійкості виробничих будинків промислових підприємств визначається СНіП 2.09.02-85 залежно від категорії виробницт-

ва, площі і висоти будинку. Стіни будинку зроблені з неспаленого матеріалу. Для забезпечення безпечної евакуації в будинку цеху розташовані евакуаційні виходи. У цеху застосовується пожежне водопостачання в якому витрата води на зовнішнє водопостачання 15 л/с.

Для гасіння пожеж у прокатному цеху застосовують тверді, рідкі і газоподібні речовини: вода, інертний газ, хімічну і повітряно-механічну піни, пісок.

У прокатному цеху, у цей час застосовуються і пінні вогнегасники типу ОХП-10; ОВП-5; ОВП-10, у кількості 10 штук, які розташовані на проти-пожежних стендах.

4.5 Інженерна розробка медичного захисту від небезпечних і шкідливих факторів виробничого середовища

У термічному відділенні прокатного цеху обсягом 5000 м³ для нагрівання стана встановлено нагрівальні колодязі з тепловиділяючою поверхнею площею 104,9 м². Температура усередині печі $t_{\text{вн}} = 1270^{\circ}\text{C}$. Стінки печей цегельні із шамоту ізольовані діатановою цеглою товщиною $\delta = 390$ мм. Продуктивність печі 9364 кг/с. Початкова температура металу, що витягає з печі, $t_{\text{поч}} = 1250^{\circ}\text{C}$. До моменту вивезення з відділення метал остигає до $t_{\text{кін}} = 1050^{\circ}\text{C}$. Температура зовнішнього повітря $t_{\text{зов}} = 26^{\circ}\text{C}$. Температура повітря у відділенні $t_{\text{від}} = 25^{\circ}\text{C}$. Температура повітря, що йде, $t_{\text{ух}} = 35^{\circ}\text{C}$.

Знайдемо загальне тепловиділення в термічному відділенні за годину. Основні джерела теплоти – нагрівальні печі і метал, що остигає (іншими джерелами зневажаємо).

Рішення

Коефіцієнт тепловіддачі стінки:

$$R = 1/(1/\alpha_1 + \beta/\lambda + 1/\alpha_2) ; \quad (4.2)$$

де: $\alpha_1; \alpha_2$ – коефіцієнт тепловіддачі на внутрішній і зовнішній поверхнях печі;

λ - коефіцієнт теплопровідності шамотної цегли;

тоді

$$R = 1 / (1/ 397,6 + 0,39/44,4 + 1 / 221) = 66,6 \text{ Дж/с}$$

Тепловиділення від нагрівальних печей:

$$Q_n = R (t_{вн} - t_{від})S ; \quad (4.3)$$

де: R - коефіцієнт тепловіддачі стінок печі, Дж/с;

S - сумарна площа тепловиділяючих поверхонь колодязя, м²;

$t_{вн}$ – температура усередині колодязя, °С;

$t_{від}$ – температура повітря у відділенні, °С;

$$Q_n = 66,6 \cdot (1270 - 25) \cdot 104,9 = 8697993 \text{ Дж/с.}$$

Знаходимо тепловиділення металу, що остигає, Дж/с:

$$Q_m = PC(t_{поч} - t_{кін}); \quad (4.4)$$

де: P – сумарна продуктивність колодязів, г/ч;

C - теплоємність металу,

$t_{поч}$ - початкова температура металу, що витягає з колодязя, °С;

$t_{кін}$ - температура металу до моменту вивозу з відділення, °С;

тоді

$$Q_m = 9364 \cdot 0,14 (1250 - 1050) = 261,9 \text{ кДж.}$$

Далі знаходимо загальну кількість теплоти, що виділяється у відділенні від нагрівальних печей і металу, що остигає.

$$Q_{заг.} = Q_n - Q_m = 8697993 + 261912 = 8959,9 \text{ кДж}$$

Приймаємо втрати теплоти через огороження відділення рівними 20% від загального надходження теплоти. Тоді надлишкова кількість теплоти буде дорівнює:

$$Q_{\text{над.}} = Q_{\text{заг}} \cdot 0,8 = 8959905 \cdot 0,8 = 7167924 \text{ Дж.}$$

Кількість повітря, який необхідно ввести для видалення надлишкової теплоти, м³/год:

$$V_{\text{пов}} = 3550 \cdot Q_{\text{над}} / C_{\text{в}}(t_{\text{ух}} - t_{\text{зов}}) = 3,6 \cdot 7167924 / 1,256(35 - 26) = 2054500 \text{ м}^3/\text{ч}$$

де: $C_{\text{в}}$ – об'ємна теплоємність повітря, кдж/(м³К);

$t_{\text{ух}}$ – температура повітря, що йде, °С;

$t_{\text{зов}}$ – температура зовнішнього повітря, °С.

Знаходимо кратність повітрообміну:

$$K = V_{\text{пов}} / V_{\text{прим}}, \quad (4.5)$$

де: $V_{\text{прим}}$ – обсяг приміщення, м³;

$$K = 2054500 / 397360 = 5,2 ,$$

тобто повітря в приміщенні обмінюється 5 разів.

Висновок: У розділі охорони праці були проаналізовані шкідливі і небезпечні фактори, що впливають на людину, і є присутніми у процесі прокатки в даному цеху, а також існуючої міри захисту від перерахованих вище факторів.

ВИСНОВКИ

При виконанні режиму обтиснень згідно розрахунковому режиму величина обрізи зменшиться в середньому в 1,14 рази:

при прокатці кв. 150:

- передній торець в 0,78 рази;

- задній торець 1,15 рази

Норма технологічної обрізи при прокатці по діючому режимі для переднього й заднього торців становлять відповідно 2,5% і 16%. При прокатці по розрахунковому режимі норма технологічної обрізи для переднього й заднього торців складуть відповідно 2% і 12%.

У розділі охорони праці були проаналізовані шкідливі і небезпечні фактори, що впливають на людину, і є присутніми у процесі прокатки в даному цеху, а також існуючої міри захисту від перерахованих вище факторів.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Серода Б.П. Прокатне виробництво. Навчальний посібник з грифом МОНУ. – Запоріжжя: Вид-во ЗДІА, 2008 – 254с.
2. Технология прокатного производства. В 2-х книгах. Кн.1 справочник: Беняковский М.А., Богоявленский К.Н., Виткин А.И. и др. М.Металлургия, 1991 г., -440 с.
3. Прокатка на блюминге. М., Metallurgizdat, 1963. 389 с. с ил. Авт.: И. Я-Тарновский, Е. В. Пальмов, В. А. Тягунов и др.
4. Колмогоров В.Л., Зудов Е.Г., Паршин В.А. и др. Деформируемость слитков углеродистой стали на блюмингах//Изв. вуз. Черная металлургия, 1979. №6. С. 69-73.
5. Теория прокатки. Материалы Всесоюзной научно-технической конференции "Теоретические проблемы прокатного производства". — М.: Металлургия, 1975. 464 с.
6. Токарев В.А., Чехранов В.Д., Ложко О.К. и др. Совершенствование технологии прокатки на блюминге-слябинге 1250//Металлургическая и горнорудная промышленность. 1981. № 3. С. 18-19.
7. Паршин В.А., Зудов Е.Г., Колмогоров В.Л. Деформируемость и качество. - М.:Металлургия, 1979.192 с.
8. Пластичность и разрушение/Колмогоров В.Л., Мигочев Г.А., Богатое А.А. и др. — М.: Металлургия, 1977.336 с.
9. Булат СИ., Тихонов А.С., Дубровин А.К. Деформируемость структурнонеоднородных сталей и сплавов. — М.: Металлургия, 1975. 352с.
10. Коцарь С.Л., Тарновский И. Я-, Лехов О.С. — «Изв. вузов. Черная металлургия», 1967, №6, с. 69—77 с ил.; 1968, №10, с. 171—176 с ил.
11. Коцарь С. Л., Тарновский И. Я — «Изв. вузов. Черная металлургия», 1964, № 3, с. 95—101 с ил.; 1964, № 5, с. 75—80 с ил.; 1964, № 7, с. 132—138 с ил.
12. Статистический анализ и математическое моделирование блюмин-

га./Коцарь С.Л.,Поляков Е.Н., Макаров Ю.Д., Чичигин В.А. — М.: Металлургия. 1974. —"280 с.

13. Игнатъев С.Н. и др. Повышение качества заготовок на обжимных станах. - М.: Металлургия, 1985 - 104 с. с ил.

14. Грудев А.П. и др. Технология прокатного производства. - М,: "Арт-Бизнес-Центр", 1994-651 с.

15. Сборник технологических инструкций по прокатному цеху. - Запорожье: "Коммунар", 1987 - 480 с.

16. Смирнов В.К.,Шилов В.А., Инатович Ю.В. Калибровка прокатных валков. Учебное пособие для вузов.-М.:Металлургия, 1987,-368 с.

17. Теория прокатки. Справочник .Целиков А.И., Томленов А.Д., ЗюзинВ.И., Третьяков А.В., Никитин Г.С. М.: Металлургия. 1982. - 335 с.

18. Чекмарев А.П. Калибровка прокатных валков. Учеб. пособие для студ. вузов. - М.: Металлургия, 1971 - 509 с.

19. Бровман М.Я. Энергосиловые параметры и усовершенствование технологии прокатки. - М.: Металлургия, 1995 - 256 с.

20. Гетманец В.В., Шевчук В .Я. Рациональный режим работы блюминга. - М.: Металлургия, 1990 - 132 с.

21. Журнал "Сталь" 12/99. Юров В.А. и др. Влияние конструкции калибров на формирование дефектов на поверхности проката.

22. Журнал "Сталь"3./98. Уткин Г.С. Разработка универсальной калибровки блюминга.

23. Королев А.А. Конструкция и расчет машин и механизмов прокатных станов. - М.: Металлургия, 1985 - 376 с.

24. Целиков А. И., Никитин Г. С, Рокотян С. Е. Теория продольной прокатки: Учебник для вузов. М.: Металлургия, 1980. 320 с.

25. Полухин П. И., Гун Г., Галкин А. М. Сопротивление пластической деформации металлов и сплавов: Справочник. М.: Металлургия, 1983. 352 с.

26.Сортовые профили проката: Справочник/В. В. Лемпицкий,.И. П. Шулаев, И. С. Тришевский и др. М.: Металлургия, 1981. 624 с.

27. Смирнов В. К., Шилов В. А., Литвинов К. И. Деформации и усилия в калибрах простой формы. М.: Металлургия, 1982. 144 с.

28. Панасейко С.П., Тарасов В.К., Павленко Ю.П. Методические указания к выполнению раздела "Охрана труда" в дипломных проектах для студентов всех специальностей. - Запорожье: Изд-во ЗГИА, 2002 - 56 с.

29. Жидецкий В.Ц., Джигирей В.С., Мельников А.В. Основы охраны труда.-Львов: Афиша.2000-351 с.

30. Бринза В.Н., Зиньковский М.М. Охрана труда. Охрана труда в черной металлургии. М.:Металлургия, 1982.336 с.