

Міністерство освіти і науки України

Запорізький національний університет
Інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю.М. Потебні

Кафедра обробки металів тиском

Пояснювальна записка

до дипломного проекту (роботи)

рівень вищої освіти _____ перший (бакалаврський) рівень _____
(перший (бакалаврський) рівень)

на тему «Розробка режиму прокатки слябу розмірами 160x1300 мм зі сталі 08кп на обтискному стані для підвищення якості прокату»

Виконав: студент 4 курсу, групи 6.1369-с-омт

Ляшенко Гліб Вікторович _____
(ПІБ) (підпис)

спеціальності (напряму підготовки)

136 Металургія _____
(шифр і назва)

спеціалізація

_____ (шифр і назва)

освітньо-професійна програма

металургія _____
(шифр і назва)

Керівник Ю. В. Бондаренко _____
(прізвище та ініціали) (підпис)

Запоріжжя - 2022 року

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)

Презентація до 13 слайдів (Мета та завдання роботи, Схема розташування устаткування стану слябінг, Схема регенеративного нагрівального колодязя, Загальний вид робочої кліті слябінга, Алгоритм розрахунку валків на міцність, Параметри прокатки, Охорона праці та техногенна безпека, Висновки).

6. Консультанти розділів проекту (роботи)

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата
		завдання прийняв
1	Бондаренко Ю.В., доцент, к.т.н.	
2	Бондаренко Ю.В., доцент, к.т.н.	
3	Бондаренко Ю.В., доцент, к.т.н.	
4	Бондаренко Ю.В., доцент, к.т.н.	

7. Дата видачі завдання 17 02 2022 р.

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів дипломного проекту (роботи)	Строк виконання етапів проекту (роботи)	Примітка
1	Загальна частина		
2	Технологічна частина		
3	Механічна частина		
4	Охорона праці та техногенна безпека		
5	Реферат, Вступ, Висновки		
6	Оформлення пояснювальної записки		
7	Підготовка презентаційного матеріалу		

Студент

Г.В.Ляшенко
(підпис) (прізвище та ініціали)

Керівник проекту (роботи) _____
(підпис)

Ю.В. Бондаренко
(прізвище та ініціали)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка містить 89 с., 19 табл., 8 рис., 43 бібл.

Тема дипломного проекту – розробка режиму прокатки слябу розмірами 160x1300 мм зі сталі 08кп на обтискному стані для підвищення якості прокату ВАТ «Запоріжсталь».

Перелік ключових слів: зливоч, сляб, осередок деформації, режим обтисків, реверс стану, обтиск, витягування, деформація, окалина, розширення, товщина розкату, прокатний стан, робоча кліть, валок, маніпулятор, кантувач.

У цьому дипломному проекті, я навів загальну характеристику ПАТ «Запоріжсталь» і обтискного цеху, зазначив сортамент сталі які прокатуються на стані слябінг 1150, за правильним технологічним процесом прокатки.

У технологічній частині розрахував режими обтисків, у цьому проекті число обтисків склало 13 проходів. Визначив зусилля прокатки яке склало 9,28 МН. Проаналізував продуктивність стану за різними показниками і різними марками сталі. У економічній частині розрахував найбільш економічний процес прокатки і зменшення втрат на переробку обрізі.

Зробив найбільш точну схему розташування устаткування стану слябінг 1150 зазначений у рис. 3.3, і також зробив розрахунок валків на міцність.

У охороні праці та техногенній безпеці найбезпечнішу експлуатацію нагрівальних колодязів і стану, технічні рішення щодо гігієни праці та виробничої санітарії. Навів найбільш пожежно небезпечні ділянки в обтискному цеху. У кінці диплому навів заходи по захисту навколишнього середовища.

Завданням дипломного проекту було поліпшення якості прокату, тому я запропонував шляхом підвищення температуру нагріву злиwkів, і регулювання цим автоматичним шиббером, що приведе до зменшення витрати на окалину утворення і менше оплавлення злиwkів під час нагріву, завдяки автоматичному шибберу.

ЗМІСТ

Вступ.....	6
1. Загальна частина.....	10
1.1 Характеристика комбінату «Запоріжсталь» і обтискного цеху.....	10
1.2 Сортамент стана і марки сталі.....	16
1.3 Технологічний процес прокатки і управління якістю продукції.....	20
1.4 Поліпшення якості прокату	29
2. Технологічна частина.....	39
2.1 Розрахунок режиму обтисків.....	39
2.2 Розрахунок зусилля прокатки.....	46
2.3 Розрахунок продуктивності стана.....	49
2.4 Техніко-економічні показники.....	52
3. Механічна частина	63
3.1 Технічна характеристика обладнання стана	63
3.2 Розрахунок валків на міцність.....	70
4. Охорона праці та техногенна безпека.....	73
4.1 Технічні рішення безпечної експлуатації нагрівальних колодязів	73
4.2. Технічні рішення щодо гігієни праці та виробничої санітарії.....	77
4.3. Пожежна безпека.....	83
4.4 Заходи по захисту навколишнього середовища.....	86
Список використаної літератури.....	88

ВСТУП

Виробництво металу в Україні займає перше місце серед товарів, які може запропонувати Україна на світовому ринку. Якість металевих виробів постійно покращується для того, щоб вітчизняний товар міг конкурувати з металевими виробами світових виробників.

Важка промисловість, а особливо чорна металургія, займає одне з перших місць у виробничій сфері України. З виробництвом чорних металів пов'язана величезна кількість економічних, матеріальних, фізичних і розумових затрат.

Приватне акціонерне товариство Запорізький металургійний комбінат «Запоріжсталь» - одне з найбільш великих промислових підприємств України. Його продукція - гарячекатані та холоднокатані рулони - добре відома і має попит у споживачів на внутрішньому ринку і в багатьох країнах світу. Основними споживачами продукції комбінату є виробники зварних труб, підприємства автомобільного, сільськогосподарського, транспортного машинобудування, виробники побутової техніки.

Міжнародне визнання ПАТ «Запоріжсталь» в діловому світі закріплене численними призами та сертифікатами.

Комбінат займає стійке положення на ринку, рік за роком просуваючись вгору в списку найбільших виробників сталі. Основні зусилля фахівців «Запоріжсталі» спрямовані на освоєння нових ринків і видів продукції, зміцнення позитивного іміджу підприємства, розширення географії постачань. Основа успіху - суворе дотримання і постійне вдосконалення технологічних процесів, висока якість продукції, що випускається, чітке виконання договірних зобов'язань, орієнтація на потреби ринку і вміле впровадження ринкових механізмів управління.

На ПАТ «Запоріжсталь» розроблена і впроваджується програма з підвищення ефективності та модернізації виробництва, поліпшення умов праці та промислової безпеки. Починаючи з серпня 2021 року, на комбінаті

відзначено зростання обсягів виробництва, підвищення ефективності, зниження собівартості продукції. Комбінат виходить на беззбитковий рівень виробництва. ПАТ «Запоріжсталь» веде активну екологічну модернізацію виробничих фондів. Підприємство послідовно реалізує всі природоохоронні заходи в рамках тристоронньої угоди між комбінатом, Запорізькою обласною радою та міністерством екології та природних ресурсів України.

Один з пріоритетних напрямків діяльності ПАТ «Запоріжсталь» - підвищення енергоефективності та раціональне використання виробничих ресурсів. Система енергетичного менеджменту комбінату пройшла сертифікацію на відповідність міжнародному стандарту ISO 50001, що дозволяє досягти істотної економії енергоресурсів за рахунок застосування кращої управлінської практики і без значних вкладень. Система енергетичного менеджменту дозволяє знижувати собівартість і енергоємність продукції, витрати на енергоносії, удосконалює поводження з відходами і забезпечує виконання вимог щодо зниження викидів парникових газів. У числі ключових енергозберігаючих проєктів, які успішно впровадив ПАТ «Запоріжсталь», - введення в експлуатацію установки вдування пиловугільного палива, що дозволило комбінату повністю відмовитися від споживання природного газу в доменному виробництві.

ПАТ «Запоріжсталь» веде активну екологічну модернізацію та реконструкцію існуючого обладнання, впроваджує інновації, постійно збільшуючи обсяги та ефективність виробництва, підвищуючи якість продукції, скорочуючи витрати.

Пріоритетними напрямками техпрозброєння виробництва є:

- енерго- та ресурсозбереження;
- підвищення якості та розширення сортаменту металопродукції;
- збільшення кількості виробництва гарячого і холодного прокату, чавуну, металовиробів і товарних слябів;
- впровадження передових екологічних технологій на виробництві.

Виробничі потужності «Запоріжсталь» становлять:

- Агломераційний цех (6 агломашин),
- Доменний цех (4 доменні печі),

-Мартенівський цех (7 мартенівських печей і 1 двованний сталеплавильний агрегат),

-Цех підготовки складів,

-Обжимний цех,

-Цех гарячої прокатки тонкого листа,

-Цех холодної прокатки № 1,

-Цех холодної прокатки № 3.

В агломераційному цеху комбінату виробляється основний залізорудний агломерат. Практично всі процеси виробництва агломерату автоматизовані.

Доменне виробництво щорічно виплавляє близько 3,8 млн. т чавуну/рік. Відмінною особливістю чавуну виробництва ПАТ «Запоріжсталь» є низький вміст в ньому сірки і фосфору.

Виробництво мартенівського цеху становить близько 4,0 млн. т сталі/рік. Мартенівські печі використовують природний газ. Сталь продувається киснем і аргоном. Виплавлювана сталь розливається в злитки масою до 18,6 т, які використовуються для виробництва листового прокату.

Цех гарячої прокатки тонкого листа виробляє гарячекатаний прокат в листах і рулонах товщиною від 2,0 до 8,0 мм. Цех гарячої прокатки тонкого листа оснащений агрегатами для забезпечення поставки прокату в листах і рулонах. Безперервний тонколистовий стан «1680» максимальною виробничою потужністю 3,6 млн т. на рік призначений для виробництва гарячекатаних смуг товщиною 2,0-8,0 мм, шириною 860-1500 мм, масою рулону до 16 т. На трьох профілакегібкових агрегатах виробляється понад 500 типорозмірів холодногнутих профілів з вуглецевих і низьколегальних агрегатах.

Цех холодної прокатки № 1 виробляє холоднокатаний плоский прокат товщиною від 0,5 до 2,0 мм, шириною від 850 до 1500 мм в листах довжиною до 4000 мм і в рулонах масою до 16 т, а також холоднокатану стрічку товщиною від 0,2 до 2,0 мм.

У ЦХП № 1 на безперервному чотириклітєвому стані 1680, двох одноклітинних реверсивних станах 1680 і 1200 і двох безперервних вузькосмугових чотириклетинних станах, двадцативалковому стані 1700 і двох безперервних вузькополосних чотири клітинних. Цех оснащений засобами для

дресування, поперечного різання і поздовжнього розпуску, що забезпечують постачання холоднокатаного прокату товщиною від 0,2 до 2,0 мм, шириною від 10 до 1500 мм і довжиною листа до 3950 мм, а також рулонів масою до 15 т.

Цех холодної прокатки № 3 на стані 2800 виробляє холоднокатаний лист товщиною від 1,5 до 5,0 мм, шириною 1000-2300 мм і довжиною до 3500 мм з вуглецевих марок сталі. У складі цеху є спеціалізоване відділення з виробництва шліфованих і полірованих листів і рулонів. Максимальна виробнича потужність по гарячекатаному прокату - до 3,6 млн. т, по холоднокатаному прокату - 1 млн. т, по холодногнутих профілях - до 500 тис. т.

Прокатне виробництво являє собою комплекс взаємопов'язаних технологічних переділів, що визначають якість прокатної продукції і техніко-економічні показники роботи прокатних цехів. Розвиток сучасного прокатного виробництва базується на використанні нового, більш досконалого нагрівального, прокатного і оздоблювального устаткування, характеризується точністю ряду технологічних процесів і операцій, вищими швидкостями і інтенсивними режимами роботи, зростаючими масами вихідного продукту, підвищенням якості вихідного зливка і безперервно литої заготовки.

Потужний стан слябінг«1150», встановлений в обтискному цеху, призначений для обтискання великих злитків, з яких на наступних прокатних станах отримують готову продукцію.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1. Характеристика комбінату «Запоріжсталь» і обтискного цеху

1.1.1. Виробничий цикл металургійного виробництва

Виробництво як процес дуже широке поняття, що включає в себе як технологію, так і її розробку, підготовку та організацію виробництва, критерії та методи оцінки продукції і самої технології, менеджмент і багато інші питання. Американський економіст, який багато зробив для становлення післявоєнного японського виробництва, У.Е. Демінг представляє виробництво як безперервний рух по колу в чотири цикли.

Цикл 1-підготовка виробництва - включає в себе розрахунки технології - чеських режимів, наукові дослідження, проектування технологічних процесів, вибір варіантів, вибір обладнання, розрахунок, проектування та виготовлення інструмента. На цьому циклі широко використовується ЕВМ. До стадії підготовки виробництва слід віднести розробку математичного забезпечення комп'ютерних програм, створення автоматизованих робочих місць технолога, комп'ютерне моделювання тощо. До циклу 2 відноситься безпосередньо саме виробництво. Основною характеристикою його є відтворення і стійкість, які дозволяють виробляти продукцію постійно високої якості. Необхідна система, що забезпечує, підтримує і контролює цю стабільність, що також є елементом виробничої структури.

У циклі 3 забезпечується контроль якості виробленої продукції. При досить розвинутій системі стабілізації технології на кожній технологічній операції кінцева продукція зобов'язана вийти високоякісною, і контроль якості готової продукції стає не настільки актуальним, він необхідний тільки для перевірки правильності роботи системи стабілізації (як зворотний зв'язок). І, навпаки, чим менше розвинена система стабілізації та контролю технологічних операцій, тим більше засобів приходиться витратити на контроль готових виробів, відбракування та виправлення готової продукції, на «створення» браку,

виробництво і зберігання запасу. У всьому світі при виробництві багатьох товарів (наприклад, телевізорів, автомобілів тощо) взагалі безглуздо контролювати якість продукції після її виготовлення, тільки контроль технології по ходу виробництва гарантує якість. У металургійному виробництві кордону між системами контролю готової продукції та контролю технології неоднозначні і рухливі. Практично кожне підприємство зобов'язане самостійно вирішувати завдання мінімізації сумарних витрат на створення та експлуатацію обох систем.

Нарешті, цикл 4 виробництва необхідний для того, щоб зробити висновки у ході процесу і скоригувати його. На цьому етапі необхідно забезпечити накопичення статистичних даних про причини відхилень від запланованого процесу, узагальнити наукові дослідження щодо поліпшення якості продукції та технології, проаналізувати вітчизняні та світові тенденції розвитку виробництва і технологічних рішень, тенденції зміни ринку тощо. Такий аналіз готує перший цикл розробки та впровадження нового, більш прогресивного виробництва, яке також буде здійснюватися по циклу Демінга.

Циклічний характер розвитку властивий не тільки виробництву. Мабуть, існує більш глибокий і більш загальний закон для систем, що розвиваються і для діяльності людини взагалі, яка відображається в цих циклах. Ті самі чотири цикли можна виділити при аналізі якогось закінченого етапу наукового пізнання явища або процесу, так само протікають навчання, експериментальна діяльність та ін. Навіть турист спочатку готує маршрут і спорядження, потім здійснює власне сходження на вершину, постійно контролює «технологію сходження» і коригуючи її. Після підкорення вершини він аналізує результат, робить висновки, оцінює свої можливості і готовність до сходження на наступну більш складну вершину, готуючи тем самим початок першого циклу наступного етапу своєї діяльності

1.1.2. Виробництво комбінату «Запоріжсталь» і обтискного цеху

Металургійний завод працює за наступним технологічному процесу. Чавун, отримуваний в доменних печах, переробляється в сталь в мартенівських печах. Запас рідкого чавуну, що забезпечує безперебійну роботу сталеплавильних цехів, зберігається в міксерах. Отримані в сталеплавильному цеху злитки поступають у спеціальне (стриперне) відділення, де вони витягуються з викладачок і направляються в прокатні цехи. В даний час широке поширення набуло виробництво напівпродукту (заготовки) методом безперервною розливки стали на спеціальних установках, що дозволяє виключити з технологічного процесу виробництва прокату обробку на великих обтискних станах.

Відповідність якості металу вимогам стандарту у багато що залежить від досконалості системи контролю, надійності методик і засобів, що застосовуються для цієї мети. Правильно поставлений технічний контроль повинен охоплювати технологічний процес в цілому і кожну операцію в окремості. Контроль повинен не тільки виключати потрапляння браку на наступні операції або споживачам, але і своєчасно запобігати можливості виникнення браку. На металургійних заводах з виробництва якісних сталей застосовують повний (100% -й) і вибіркового контроль проката. Переваги першого методу очевидні, проте трудоємність, великі матеріальні витрати, пов'язані з його виконанням, не завжди виправдовують себе. Контроль якості здійснюють для запобігання прокатки злитків і заготовок, які не відповідають стандарту або замовлення (за хімічним складом, що мають дефекти браковочного характеру або схильних до їх розвитку в процесі прокатки).

При прокатуванні злитків з якісних сталей виробляють плавальний контроль: від кожної плавки прокатують контрольні злитки і після ретельного контролю якості проката призначають у прокатку інші злитки плавки. Плавочний контроль дозволяє встановити придатність металу данної плавки для виконання; вибрати раціональну технологію прокатки злитків з урахуванням особливостей плавки; запобігти виникненню браку при назначенні плавки тільки за даними плавильної карти і хімічного аналізу.

Зазначений порядок контролю якості початкового злитка застосуємо тільки при роботі стану на холодному всаді. Обтискні країни працюють переважно на гарячому всаді (85... 95%), тому якість вихідних злитків гарантують технологією виплавки і розливки сталі та оцінюють за даними технологічної документації.

Контроль основних технологічних операцій безпосередньо на прокатному стані передбачає перевірку: якості поверхні, слябів і заготовок. перед посадкою в нагрівальні колодці; режиму нагрівання металу перед прокаткою і послідовності видачі злитків (заготовок) на стан; розмірів поперечного перерізу та якості поверхні проміжного і чистового профілів; Правильності та якості маркування прокату; відбору проб для технологічних і здавальних випробувань металу.

Останній, найбільш відповідальний етап властивостей і якості готового прокату перед відвантаженням споживачам. Вона включає: контроль режиму охолодження металу після прокатки; контроль якості та випробування механічних властивостей металу (чи відповідають вимогам стандарту і замовлення); сортування прокату за якістю поверхні, розмірам поперечного перерізу та довжині; неруйнівний контроль металу з метою виявлення внутрішніх і поверхневих несплошностей; перевірку комплектності плавки, відповідності хімічного складу сталі маркуванні прутків; контроль упаковки, маси пакету; контроль правильності розфасовки та відвантаження металу за замовленнями, оформлення технічного відвантаженої документації.

Якість готового прокату оцінюють за результатами контролю зразків. Повний обсяг плавального контролю включає наступні випробування: хімічний аналіз плавки; контроль макро і мікроструктури для виявлення підвищеної центральної пористості, точкової неоднорідності, ліквациї, ліквацийного квадрата, підкіркових бульбашок, флокенів, інорідних металевих і неметалевих включень, внутрішніх тріщин та ін.; контроль на волосовини (ступінчастий обточкою), фазового складу (металографічним і магнітними методами), величини зерна, глибини обезвуглощеного шару (металографічним методом по структурі металу, методом термо-ЕДС, за твердістю та хімічним

складом поверхностного шару), схильності нержавіючих сталей до міжкристалітної корозії.

До перелічених методів контролю слід додати технологічні випробування на вигин (для визначення деформаційної здатності та оцінки граничної пластичності метала), на осіданні в холодному або гарячому станах (для визначення здатності металу до деформації та виявлення поверхневих дефектів), на розплющування, на перегин, навивання тощо.

Одна з основних характеристик якості прокату точність розмірів профілю, обумовлена правильністю калібровки і марнотрати прокатних валків, ретельністю налаштування стану з урахуванням вироблення калібрів і температури деформування металу. Правильність профілю готового прокату визначають за допомогою вимірювальних приладів та ін. інструментів, спеціальних шаблонів і візуально. Контроль у прокатному та інших передільних цехах виконують відділи технічного контролю, заводські лабораторні, технічні служби цеху.

Металопродукція, що підлягає відвантаженню на замовлення, контролює служба технічного контролю з оформленням приймальних документів та сертифікатів.

Забракована на будь-якому етапі виробництва продукція бракується остаточно або піддається додатковій опрацюванні та ретельному контролю.

Основним напрямком поліпшення якості продукції є створення автоматизованих систем управління виробництвом. Використання методів математичної статистики в сукупності з досконалою обчислювальною технікою дозволяє у відносно короткий термін достатньо повно відобразити процес математичною моделлю і вибрати найбільш ефективні критерії управління виробництва.

Обтискний цех є структурним підрозділом металургійного комбінату «Запоріжсталь», який спеціалізується на виробництві товарних і переробних слябів зі зливків.

Цех складається з наступних відділень: відділення нагрівальних колодязів, станового прольоту, ад'юстажу, термічного відділення, та складу готової продукції.

У відділенні нагрівальних колодязів розташовано 14 груп нагрівальних колодязів призначених для нагріву зливків перед прокаткою.

У становому прольоті розташований прокатний стан слябінг «1150», ножиці для відрізання кінців слябів та різання на мірні довжини, поворотний стіл, маніпулятор, кантувач, окалинозбивач, конвеєр для прибирання обрізі, пересувний упор.

Зливки, які призначені для перекату на сляби у гарячому стані передаються на стан слябінг «1150», де розкатуються до потрібних розмірів. Частина слябів відправляється на склад, для подальшого відправлення замовнику, а частина відправляється на безперервний тонколистовий стан гарячої прокатки 1680, для прокатки тонкого листа товщиною від 1,8 до 8,0 мм і шириною від 900 до 1520 мм.

Ад'юстаж призначений для обробки слябів деяких марок сталей. Обробка полягає в сповільненому охолодженні в термічних печах з викочуваним подом, які призначені для обробки флокено-чутливих марок сталей та уповільненого охолодження деяких інших марок. На ад'юстажі проводять рихтування поверхні на пресах, зачищення поверхні вогняними різакми і абразивними кругами.

1.2. Сортамент стану і марки сталі

Сортаменти прокатної продукції. Прокатну продукцію залежно від форми поперечного перерізу умовно поділяють на чотири основні групи: листовий прокат, сортовий прокат, труби, спеціальні профілі (точні заготовки для машино- будови, гнуті профілі та ін.).

Листовий прокат за товщиною, як правило, поділяють на товстолистовий (товщиною 4 мм і більше) та тонколистовий (товщиною менше 4 мм). Тонколистовий прокат, особливо холоднокатаний, є одним з найбільш економічних видів металопродукції. Тому підвищення його частки загалом сортаменту прокату до 50...60 % та холоднокатаних до 25...30 % характеризує один із перспективних напрямів розвитку чорної металургії.

Тип, розміри і маса злиwkів, а також мінімальна і максимальна ширина слябів, що прокатують із кожного типу зливка наведені у таблиці 1.1.

Таблиця 1.1 – Характеристика злиwkів, що прокатуються на стані слябінг

Тип зливка	Перетин зливка, мм		Висота зливка, мм	Маса зливка, т	Ширина слябів, що прокатують, мм
	Верх	Низ			
Кипляча, напівспокійна й нестаріюча сталь					
XV	720×960	780×1000	2300	11,9	850-930
1Б	720×1170	780×1200	2300	13,4	970-1160
2Б	720×1350	780×1400	2300	16,0	1170-1360
4А	720×1570	780×1600	2300	17,7	1370-1520
Спокійна, низьколегована й високовуглецева сталь					
XV	780×1000	720×960	3100	14,4	850-960

Продовження таблиці 1.1

Тип зливка	Перетин зливка, мм		Висота зливка, мм	Маса зливка, т	Ширина слябів, що прокатують, мм
	Верх	Низ			
Спокійна й низьколегована сталь					
1Б	720×1170	780×1200	2450	14,0	970-1160
2Б	720×1350	780×1400	2450	16,3	1170-1360
4А	720×1570	780×1600	2450	18,6	1370-1400
Спокійна високовуглецева сталь (з прибутковими надставками)					
ІХ	640×990	580×942	2750	11,0	870-950
Х	640×1100	580×1065	2750	11,80	950-1050
ХІІ	640×1340	580×1305	2750	14,70	1180-1280
ХІІІ	640×1480	580×1436	2750	16,20	1280-1400
Спокійна високовуглецева сталь (без прибуткових надставок)					
1Б	720×1170	780×1200	2450	14,0	970-1160
2Б	720×1350	780×1400	2450	16,3	1170-1360
4А	720×1570	780×1600	2450	18,6	1370-1400

Марочний сортамент стану зазначений у таблиці 1.2

Таблиця 1.2 – Марки сталі, що прокатують на стані слябінг 1150

Група сталей по нагріванню зливків	Марка сталі	Хімічний склад за ГОСТ, ТУ, внутрішньозаводським нормам
І	08пс(кп), 10пс(кп), 15пс(кп), 20пс(кп),	ГОСТ 1050-88
	08Ю	ГОСТ 9045-93
	25пс, Ст 0пс(кп), Ст 1пс(кп), Ст 2пс(кп), Ст3пс(кп), Ст4пс(кп)	ТУУ 14-4-458-99

Продовження таблиці 1.2

Група сталей по нагріванню зливків	Марка сталі	Хім. склад за ГОСТ, ТУ, внутрішньозаводським нормам
II	10, 15, 20, 25, 30	ГОСТ 1050-88
	Ст0, Ст2сп, Ст3пс, Ст4сп	ГОСТ 380-94
	Ст15сп мідиста	ТУУ 14-2-1241-2000
III	12ГС	ГОСТ 19281-89
	16ГС, 09Г2, 09Г2Д, 14Г2, 10ХНДП, 09Г2С	
	09Г2С, 10Г2, 10Г2А	ТУ 14-1-4118-86
	17ГС, 17Г1С	ГОСТ 19281-89
	09Г2Т	ТУ 14-2-141-74
	Ст5пс	ГОСТ 380-94
	07ГСЮФ, 08ГСЮТ, 08ГСЮФ	ТУУ27.1.4-516-02
	08ГЮТ, 08ЮТ, 08ГЮФ	ТУ 14-226-135-93
IV	60С2А, Ст45, Ст55	ГОСТ 14955-77
	65Г, 60С2, 60Г, 70Г	ГОСТ 14959-79
	70Х	ГОСТ 7796-70

В даному дипломному проєкті розглядається марка сталі 08кп.

Використання: для прокладок, шайб, вилок, труб, а також деталей, що піддаються хіміко-термічній обробці – втулок, вушок, тяг.

Таблиця 1.3 – Хімічний склад сталі марки 08кп, ГОСТ 16523-97, 19903-74

C	Mn	Si	Cr	P	S	Cu	Ni	As
			Не більше					
0,05–0,11	0,25–0,5	0,03	0,1	0,035	0,04	0,25	0,25	0,08

Таблиця 1.4 – Механічні властивості

ГОСТ	Стан поставки	σ_B , МПа	δ_4	ψ
			%	
не менше				
1577-81	Смуги нормалізовані або гарячекатані	295	35	60
16523-70	Листи гарячекатані	275-390	(24) (26)	—
	Листи холоднокатані	275-390	(25) (28)	—

Технологічні властивості сталі 08кп [2]:

Зварюваність: без обмежень, крім деталей після хіміко-термічної обробки.

Не схильна до відпускнуї крихкості.

Температура прокатки: початку - 1250°C, кінця - 800°C. Перетини до 300 мм охолоджуються на повітрі.

Флакеночутливість: не чутлива.

1.3. Технологічний процес прокатки і управління якістю продукції.

1.3.1. Процес прокатки на стані слябінг 1150

Згідно з технологічною схемою виробництва, обтискний цех забезпечується зливками зі стріперного відділення мартенівського цеху, в якому зливки звільнюються від виливниць і в гарячому стані з температурою 800 – 900°C передаються в проліт нагрівальних колодязів цеху.

Перед посадкою злиwkів марки сталі 08кп у колодязі, комірki повинні бути розігріті до температури не більше 1400°C. Завантаження злиwkів у колодязі проводиться кранами із кліщовим захватом поплавно у вертикальному положенні прибутковою частиною вгору.

Нагріті зливки видаються з комірki кліщовим краном і ставляться у люльку зливковоза і причіпний візок, що доставляє їх до прийомного рольганга стану, або в стаціонарний перекидач, який укладає зливok на підвідний рольганг.

Прокатка на слябінгу ведеться в реверсивному режимі. Прокатка злиwkів може проводиться по одному, або одночасно по два («спарена прокатка»).

Спочатку валки починають обертатися в необхідному напрямліні з прискоренням. При деякій швидкості в валки задається злиток, і далі валки в процесі деформації прискорюються разом зі злитком. Потім прокатка триває при постійній швидкості валків. Наприкінці прокатки швидкість валків знижується з уповільненням і на швидкості відбувається викид металу з валків. Чим нижче ця скорість, тим менша відстань, на яке відкидується зливok, тим менше часу буде витрачено на його транспортування для прокатки в наступному пропуску. Після зниження швидкості валків без металу до нуля здійснюється прокатка в зворотному напрямку за такою самою діаграмою. Якщо злиток короткий, діаграма швидкостей перетворюється на трикутну, оскільки ділянка з постійною швидкістю відсутня.

Таким чином, на трапецевидній діаграмі є п'ять ділянок, а на трикутній-чотири. На першій ділянці відбувається розгін валків без металу від 0 до i до n тривалістю $= n/A$, на другому - розгін валків зі злитком від n до z часом $t_2 =$

$(n_{mix} - n_x)/A$, на третьому стаціонарній прокатці продовжить тривалість t , при швидкості n . Четверта і п'ята ділянки відповідають зупинці двигуна спочатку з металом у валках до швидкості t потім без металу до швидкості $t = 0$ з часом t . Далі можлива пауза тривалістю 0 від 0 до декількох секунд, після якою здійснюється реверс двигуна для наступного пропуску.

Реверсивна прокатка має значний вплив на завантаження двигуна. Нагадаємо, що кожен валок слябінгу наводиться від дуального двигуна постійного струму потужністю від 4000 до 6000 кВт через шпindel. У лінії приводу відсутня шістерна кліть і редуктори, тому момент на валку і валу двигуна збігаються, передавальне відношення приводу дорівнює одиниці.

Викид розкату відбувається в тій же послідовності, тобто спочатку з вертикальних, а потім з горизонтальних валків. Тривалість і моменти прокатки на кожній ділянці необхідно розраховувати для кожного валка окремо. На слябінгу в будь-який момент прокатки лінійні швидкості обох пар валків повинні бути однаковими, що підтримується автоматичною системою управління приводами. Вертикальні валки по діаметру менше горизонтальних, тому має виконуватися співвідношення. При розголошенні швидкостей одна пара валків впливає через злиток на іншу, примусово прискорюючи або уповільнюючи їх обертання. При цьому в парі валків, що обертаються швидше, ніж належить, момент прокатки різко збільшується а в іншій парі, навпаки, різко падає. Нерівномірне завантаження приводів дуже шкідлива.

Для підвищення продуктивності на всіх слябінгах застосовують так звану здвоєну прокатку. У перших перепустках злиток короткий і діаграма швидкостей завжди трикутна. Можна прокатувати один за іншим два злитки відразу. В останніх перепустках кожен зі злитків докатується роздільно. У здвоєних перепустках, захоплення першого злитка відбувається так само, як при одиночному прокатуванні, а для викиду першого і захоплення другого злитку швидкість валків доводиться знижувати. Однак швидкості викиду першого і захоплення другого злитків завжди вище, ніж при одиночній прокатці. Відповідно, і середня швидкість прокатки другого злитка вище, ніж

першого. За рахунок цього, а також при скороченні часу деяких допоміжних операцій і досягається підвищення виробництва.

Зливки задаються у стан донною частиною уперед, у тому числі і зливки недоливи. Щоб уникнути ударів і пробуксовок захват зливка в першому і другому проході повинен бути на швидкості горизонтальних валків не більше 25 об/хв.

Зливок вирівнюється маніпулятором для задачі по осі прокатки у кліть вертикальних валків. Прокатка для даної марки сталі здійснюється за 13 проходів. За потреби між проходами виконується кантування розкату, щоб усунути з поверхні зливку окалину встановленим на стані окалинозбивачем.

Після прокатки розкат транспортується до ножиць, де відрізаються передній і задній кінець, а за спареної прокатки розкат розрізається на встановлену технологічними нормами довжину.

Донна обрізь надходить по транспортеру у скрапний проліт, а головна обрізь або в скрапний проліт, або на склад слябів.

Сляби з наявністю припустимих дефектів, а також сляби з низькою температурою за ножицями по поверхні і торцю одночасно подаються на складальні столи, потім кранами укладаються на складі слябів. Де застосовують звичайне охолодження на повітрі, на стелажах. Сляби укладаються в один ряд із проміжками між ними.

Після охолодження при необхідності сляби піддають вогневому зачищенню. Зачищення зводиться до випалювання поверхневих дефектів ацетиленокисневим або коксо-кисневим полум'ям. Вогневе зачищення виконують вручну – різаком, за допомогою якого роблять суцільне зачищення поверхні металу. Зачищення роблять у ялинку або паралельні канавки без гострих гребенів і поглиблень. Після вогневого зачищення видаляють наплавлений метал і шлаки.

Сляби призначені для транзитної прокатки зачищенню не піддаються, а транспортуються в ЦГПТЛ.

1.3.2. Управління якістю продукції

Організація виробництва на сучасному підприємстві заслуговує окремого розгляду. Вперше Ф. Тейлор 1903 року в роботі "Управління підприємством", узагальнивши практичний і теоретичний досвід, довів, що для збільшення якості продукції корисно не тільки вдосконалювати технологію виробництва, але й покращувати організацію виробництва, підвищувати оплату праці робітників, заохочувати висококваліфіковану працю та забезпечувати умови для безперервного навчання всього персоналу. Після Тейлора керування здійснилося тією самою професією, і розвиток цього напрямку привів до створення сучасних виробництв і сучасних методів управління. В науку управління виробництвом нове внесли японці в післявоєнні роки, що досягли практично з нуля вражаючих результатів насамперед в управлінні якістю продукції, що випускається. Теоретики «японського дива» американські вчені економісти Демінг, Джуран, Парето та інші встановили, що 80-85% якості продукту забезпечується системою управління виробництвом, і тільки 15-20% виконавцями. Неможливо досягти якості шляхом збільшення коштів на контроль готової продукції, воно повинно бути спочатку закладено у виробі на всіх етапах виробництва, починаючи з розробки цього виробу. В Японії фактично реалізована система комплексного управління якістю, яка складається з багатьох компонентів. Серед них контроль технології при виробництві займає істотну, але далеко не провідну роль. Важливі також поведінкові навички робітників, система виховання та безперервного навчання виробничого персоналу всіх рівнів, м'які взаємини керівників і підлеглих та ін. Мабуть, головним елементом цієї системи є управління запасами, практично що зводить ці запаси до нуля. Технологія, обладнання, оснастка, матеріали розробляються і вдосконалюються так, щоб стало вигідним виробляти товари малими партіями і тільки високої якості. Це вимагає чіткої роботи за принципом «точно і вчасно», з використанням системи оперативного управління виробництвом «Just-in-time» і інформацій підтримує її системи «Канбан», коли відсутні проміжні склади і зайві запаси напівфабрикату. На кожному проміжному переділі початкова заготовка і матеріали надходять

точно в необхідний час, в потрібній кількості, мають точна адреса виробника і завжди висока якість. Вигоди досягаються як за рахунок виключення втрат на виробництво «зайвих» і бракованих виробів, їх зберігання і транспортування, так і за рахунок відповідальності і зацікавленості робітника у високій якості виробленого ним продукту.

На європейських та американських підприємствах робітник, який виготовив вироби в загальний кошик, знеособлений. Кожен працює сам за себе. Тут високий якість досягається за рахунок деякого перевиробництва виробів, це дає можливість швидко насичувати ринок і випереджати конкурентів. Щоб підвищувати якість, виробляти дрібносерійну продукцію в умовах швидко змінюючу, необхідно впроваджувати складні системи управління виробництвом на основі систем ЕВМ, застосовувати складні математичні методи, удосконалювати рахунково-вирішальну техніку. На японському підприємстві наряду цим велике значення має психологія співпраці, відданість підприємству, групові методи вирішення проблем, атмосфера постійного і загального навчання і зростання. Починаючи з 1970-х років досвід управління виробництвом в Японії вивчається всіма економічно розвиненими країнами і частково впроваджується. Однак, як вважають багато економістів, в області комплексного управління якістю продукції відставання не зменшується, а навпаки, тільки збільшується.

У зв'язку з розвитком співробітництва у сфері виробництва та ринкових відносин позиції різних держав з оцінки якості продукції зближуються. З'являється єдина філософія якості, яка будується на єдиній філософії підприємництва. Основним положенням її є затвердження, що вся повнота відповідальності за якість виробу лежить на виробнику. Параметри якісної продукції визначає споживач як набір властивостей, які відповідають його очікуванням. Виробник зобов'язаний вдосконалювати методи забезпечення якості та систему контролю якості, щоб повніше і точніше задовольнити вимоги споживача.

У своєму розвитку концепції якості продукції пройшли кілька етапів. На першому вважалося, що виробник зобов'язаний забезпечувати необхідну якість - СТВО І "Повинен отримувати тільки придатні вироби, тобто відповідні

стандартам. Непридатні вироби (брак) повинні бути відсічені від споживача ". Повинна удосконалюватися система контролю продукції, що не допускає надходження споживачеві бракованих виробів.

Другий етап передбачає управління якістю продукції. При цьому зберігається головна мета виробника - отримання придатної продукції, відповідаюча стандартам. Але основні зусилля зосереджуються на управлінні виробничими процесами, на контролі технологічних операцій з ходу процесів, що забезпечує збільшення виходу придатних виробів і автоматизує процес відбракування непридатної продукції.

На цьому етапі розвитку концепції якості головним завданням вважатиметься буде побудова програми менеджменту якості продукції. Базова програма базується не тільки на вдосконаленні технологічних процесів і системи управління виробництвом, але і на побудові системи управління якістю загалом, елементами якої додатково є безпосередня участь вищого керівництва підприємств у вирішенні проблем якості, навчання всіх звін працівників зверху донизу методам забезпечення якості, впровадження статистичних методів управління якістю, стимулювання досягнення високої якості. Якість продукції планується вже на циклі підготовки виробництва. Змінюється оцінка ефективності виробництва. На попередніх етапах ефективність визначалася показниками, сформульованими самим виробником: продуктивністю, прибутком від реалізації проданої продукції, рентабельністю. Зараз на перший план висуваються показники, що задовольняють запити споживача, такі, як якість продукції, конкурентоспроможність на ринку, екологічність продукції та самого виробництва тощо.

Відповідно до нової концепції розроблені міжнародні стандарти системи ІСО 9000, які містять рекомендації та вимоги щодо задоволення споживача якісною продукцією. У цих стандартах раніше всього чітко визначаються поняття "вимоги до продукції" та "вимоги до системи якості ". Вимоги до системи якості є додатковими до технічних вимог до продукції. Стандарти системи ІСО 9000 не описують прийомів підвищення якості продукції - вирішення цих завдань поручається керівництву підприємства. Але вони формулюють набір організаційних і технічних завдань системи якості, які

підприємство винне вирішити, щоб його продукція могла бути сертифікована як високоякісна продукція в рамках єдиних міжнародних вимог. У міжнародних стандартах серії ISO 9000, в яких викладено рекомендації щодо організації робіт з якості, враховані не всі, а тільки ті елементи діяльності підприємства, які мають найбільший вплив на якість.

У цю систему, крім функцій управління якістю (перевірка продукції, заходи коригуючого контролю та ін.), включені елементи управління виробництвом, проектуванням, постачанням та інші елементи, суттєво впливають на якість, незалежно від того, до яких сфер діяльності вони відносяться. ISO 9000 законодавчо закріплюють подання будь-якої діяльності підприємства як систему технологічних процесів (концепція К. Ішикава), взаємодіючих між собою складним чином. Мережа всіх процесів існує для виконання роботи з додавання вартості продукції. Виробництво створює і забезпечує мережу процесів для поліпшення якості продукції, яка постійно піддається аналізу і вдосконаленню. Кожен процес має три фази:

- вхід, що включає трудові та сировинні ресурси, перероблювані матеріали, енергію, інформацію, програми розрахунку тощо;
- об'єкт праці та механізм перетворення ресурсів на продукцію;
- процес перетворення пов'язане з додаванням вартості об'єкта праці та досягненням його нової якості;
- вихід, яким може служити не тільки основна продукція підприємства, але й побічна речовина, напівфабрикат, прилад, документ, послуга, креслення, інтелектуальний продукт, система управління тощо.

Зазвичай на кожній фазі виробляються вимірювання за допомогою датчиків, приладів, систем вимірювання, включаючи автоматизовані та комп'ютеризовані СИСТЕМИ.

Відповідно до стандартів ISO 9000 вимоги "являються до організації кожної з фаз процесу, причому значною мірою вони однакові для кожної фази, незалежно від типу продукції, що випускається на виході. Загальне управління якістю продукції забезпечується за рахунок стандартизації методів управління процесами та єдності організації процесів.

Управління процесом включає в себе:

- визначення цілей і бажаних результатів процесу;
- визначення необхідних ресурсів, у тому числі трудових, для виконання процесу;
- визначення методів і засобів виконання процесу;
- управління використанням ресурсів, які виділені для здійснення даного процесу, включаючи мотивацію персоналу;
- спостереження за ходом процесу, аналіз результатів його виконання та корекція ходу процесу.

Організація процесу багатофункціональна. До основних функцій організації відносяться:

- виробництво продукції;
- проектування продукції та її якості;
- управління технологією здійснення процесів;
- маркетинг;
- підготовка кадрів керівництво трудовими ресурсами;
- стратегічне планування;
- стратегічне та оперативне управління;
- постачання продукції;
- оформлення фінансових та інших документів;
- технічне обслуговування та ремонт;
- інші функції.

Мережа стандартів ІСО передбачає, що у кожного процесу є "власник". особа, яка несе відповідальність за цей процес. Цей «власник» повинен забезпечити однозначне розуміння всіма учасниками процесу їх повноважень і відповідальності, повинен організувати їх взаємодію при вирішенні завдань як свого підрозділу, так і інших функціонально пов'язаних підрозділів.

Відмінною особливістю стандарту ІСО 9001:2000 є те, що він встановлює ступінь відповідальності керівництва організації за якість. Керівництво підприємства відповідає за розробку політики в галузі якості, за створення, впровадження та функціонування системи управління якістю, що повинно чітко визначатися і оформлятися документально. Обов'язки керівництва

належать підбір фахівців і виділення необхідних ресурсів для виробничого, контрольно-вимірювального та випробувального обладнання, а також для програмного забезпечення комп'ютерної техніки. керівництво має встановлювати необхідний рівень компетенції і стежити за своєчасністю підвищення кваліфікації персоналу. На керівників організації покладається обов'язок виявляти ті показники якості товару, які впливають на його ринкову стійкість. Також керівництво організації відповідає за визначення цілей, які зумовлюють рішення про виробництво нових товарів або надання нових послуг споживачам. Випуск нових товарів і надання нових видів послуг пов'язані з підготовкою нових програм якості, за що також відповідальне керівництво організації.

До основних ресурсів, зазначених у ISO 9001:2000, належать людські ресурси, інфраструктура та виробниче середовище.

Найбільший розділ ISO 9001:2000 - "Процеси життєвого циклу продукції". У ньому наведено загальні рекомендації щодо планування процесу життєвого циклу продукції, взаємодії зі споживачами, діяльності з проектування та розробки нової продукції, вимоги до процесу закупівель та організації виробництва, зберігання та відвантаження.

Важливим фактором при доказі постачальником здатності задовольняється красти вимоги до якості є документація. Стандарти ISO передбачається ряд типів документів, які повинні бути обов'язково розроблені підприємством-постачальником. Тільки вони можуть виступати як доказ якості системи і продукції.

Стандарти серії ISO 9000 - це пакет документів щодо забезпечення якості, підготовлений членами міжнародної делегації ISO/Технічний комітет.

1.4. Поліпшення якості прокату

1.4.1. Види браку і засоби їх усунення

Найбільш часті дефекти, які зустрічаються при виробництві слябів зі сталі марки 09Г2:

Окалина. У процесі нагрівання металу відбувається окислення його поверхневих шарів і утворення окалини. Окалина являє собою з'єднання металу з киснем. На створення її впливають температура нагріву, тривалість нагрівання і хімічний склад металу.

Чим вища температура, більший час нагрівання металу і вище вміст кисню в продуктах горіння, тим сильніше окислюється метал. Крім кисню, на утворення окалини впливає присутність у пічних газах вуглекислоти.

Кількість окалини залежить від хімічного складу нагріваємої сталі. Так, кремній, нікель, хром, алюміній сприяють створенню дуже щільною, з великою адгезією до металу окисної плівки, що оберігає його від подальшого окислення. Створення окалини погіршує якість поверхності металу.

Обезвуглецювання При нагріванні металу вище 800... 850 ° С вміст вуглецю у поверхневих шарах зменшується. Це явище називається обезвуглецюванням і залежить від тих ж факторів, що і окаленоутворення. Товщина шару обезвуглецевого металу може досягати 2...3 мм, і тим він товще, ніж довше метал знаходиться при високій температурі. Обезвуглецювання збільшується також з підвищенням вмісту в продуктах горіння кисню, вуглекислого газу і водню, причому їх вплив зростає зі збільшенням температури металу.

Обезвуглецювання шкідливе явище, оскільки погіршує фізико-механічні властивості металу і, головним чином, його твердість.

Перегрів і пережіг. Сутність перегріву полягає в різке збільшення зерна при надмірно високій температурі нагрівання і тривалій витримки металу. Зростання зерна збільшиться також при повільному нагріванні. Перегрітий метал виправляють випалом, тобто нагріванням до температури вище 900 ° С і подальшим повільним охолодженням.

При дуже високій температурі (наближається до лінії солідуса) і тривалому перебуванні металу в колодязях крім зростання зерен може відбуватися оплавлення міжзернового шару і окислення поверхні зерен. Це явище називається пережогом. Особливо сприйнятливі до пережогу високолеговані сталі. Пережжений метал відносять до кінцевому браку.

Внутрішні тріщини. При прискореному нагріванні злитків великої маси і малої теплопровідності можуть виникнути внутрішні тріщини. Вони є результатом виникнення напруги внаслідок великого перепаду температур між поверхневими і внутрішніми шарами. У процесі прокатки нерівномірно прогрітого злитка внутрішні тріщини можуть вийти на бічні грані смуги у вигляді розкритих поперечних тріщин, званих «шпаківнями». Небезпека появи «шпаківень» тим більше, чим більше поперечні розміри злитку.

Попереджувальним заходом проти утворення "шпаківень" є поступовий і повільний нагрів злитків.

Серповидні сляби – сляби зі зміщеною віссю прокатки. Виникають при перекосі валків, зносу валків, неправильній задачі і вирівнюванні розкату між проходами маніпуляторами. Способами попередження є дотримання технології прокатки, вчасні заміна або вирівнювання валків. Дефект виправляється вирівнюванням маніпуляторами.

Холодні сляби – сляби в яких одночасно температура поверхні й торця не відповідає припустимим температурам. Причини виникнення – швидке і нерівномірне нагрівання зливків, а також затримка зливків при доставці до прийомного рольганга. Способами попередження є дотримання технології нагрівання зливків. Виправляється дефект нагрівом у методичних печах.

Залишки окалини – окалина не вилучена на окремих ділянках. Виникає за відсутності видалення окалини з поверхні розкату в процесі прокатки. Способами попередження є вчасне кантування розкату. Дефект виправляється обробкою поверхні слябів.

Зливочна плена – відшарування неправильної форми з нерівномірними краями, що утворилася внаслідок розкату поверхневих дефектів зливка у вигляді окислених заливин, бризів і окислів. Виникають за наявності заливин, бризів, заплесків. Способами попередження є дотримання технології виплавки

і розливання сталі, а також виконання обробки поверхні зливків перед прокаткою до повного усунення дефектів. Дефект виправляється обробкою поверхні слябів.

Розкатана корка – часткове місцеве відшарування металу, що утворилось в результаті розкатування корок, що загорнулися, у вигляді неметалічних включень, окислених заливів, бризгів, що були на поверхні зливка. Виникає за наявності заворотів і заливин на поверхні зливка. Способами попередження є дотримання технології виплавки і розливання сталі, а також виконання обробки поверхні зливків перед прокаткою до повного усунення дефектів. Дефект виправляється обробкою поверхні слябів.

Прокатана плівка – відшарування металеві язикообразної форми з'єднане з основним металом однією стороною, що утворилось внаслідок розкатки слідів незадовільного зачищення дефектів на зливках. Виникають при порушеннях технології зачищення. Способами попередження є дотримання встановленої технології зачищення. Дефект виправляється обробкою поверхні слябів.

Рванини на поверхні сляба – розриви металу різноманітного обрису. Вони часто переходять у шпаківні – великі розриви, які йдуть від поверхні усередину. Виникають при швидкому і нерівномірному нагріванні, при якому можуть виникати поперечні тріщини, що розширюються і заглиблюються при прокатці. Способами попередження є дотримання технології нагрівання зливків. Дефект виправляється обробкою поверхні слябів.

1.4.2. Аналіз недоліків процесу нагріву зливків з рідкою серцевиною

Відомий спосіб нагрівання зливків з рідкою серцевиною в нагрівальних колодязях, що включає наступне: підйом температури в колодязі до заданої і томління зливків, причому теплову потужність колодязя в період підйому температури знижують шляхом зменшення теплоти згоряння палива так, щоб його калометрична температура горіння складала 1,4-1,5 від заданої температури робочого простору.

Недоліком способу є обмежене застосування, оскільки реалізація його можлива лише на колодязях з роздільною подачею висок- і низькокалорійного газу. Відділення нагрівальних колодязів більшості обтискних станів опалюються змішаним газом від газозмішувальної станції і тут відсутня можливість автономного регулювання теплоти згорання палива на кожен колодязь чи групу колодязів. У той самий час у різних колодязях відділення проходить нагрівання як зливків гарячого посаду, у тому числі з рідкою серцевиною, так і холодного і теплого посаду різних марок сталі, задані температури томління яких істотно відрізняються.

Найбільш близьким за технічною сутністю та ефектом, що досягається, до заявленого способу є спосіб нагрівання зливків з рідкою серцевиною в нагрівальному колодязі, що включає витримання зливків при зниженій тепловій потужності, підвищення теплової потужності до максимальної, підйом температури в колодязі до заданої при максимальній тепловій потужності, томління зливків при постійній температурі в колодязі, причому витримку зливків киплячої і напівспокійної сталі, що мають 10-30% рідкої серцевини, здійснюють при дуже малій або нульовій тепловій потужності.

Недоліком відомого способу є угар металу і втрати з окалиною при нагріванні зливків з температурою на посаді 840-920°C, а також брак при прокатці цих зливків. Це пояснюється наступним: Вміст рідкої фази в зливках з температурою поверхні на посаді 840-920°C зазвичай не перевищує 10-12% і їх середньомасова температура на 150-250°C нижче необхідної кінцевої температури нагрівання під прокатку. Наприклад 12,5-тонні зливки киплячої і напівспокійної сталі, відлиті в виливниці при температурі розливання 1550-1570°C та часу стриперування 55хв. при посаді в колодязь за 120-125хв. після розливання мають температуру поверхні 920°C, кількість рідкої фази 11-12% і середньомасову температуру 1130-1140°C, що на 150-160°C нижче необхідної для прокатки. Такі ж зливки з температурою поверхні на посаді в колодязь 840°C (через 165-170хв. після розливання) містять 3-4% рідкої фази і середньомасову температуру 1020-1030°C, що на 250-260°C нижче кінцевої температури нагрівання, тобто, зливки з температурою посаду 840-920°C мають значний початковий тепловий дефіцит стосовно необхідної

тепломісткості при видачі в прокат, їхнє втримування при дуже малій чи нульовій тепловій потужності після посаду з точки зору забезпечення прискореної кристалізації рідкої фази в цій ситуації не має сенсу, тому що час повної кристалізації її залишкової кількості для зливків з температурою на посаді 920°C складає 60-65хв., а для зливків з температурою посаду 840°C всього 20-25хв., що в 5-15 разів менше загального часу нагрівання.

1.4.3. Заходи щодо поліпшення якості нагріву

Даним дипломним проектом рекомендується спосіб нагріву злитків в нагрівальному колодязі за допомогою факела полум'я, утвореного при постійній витраті і теплоті згорання змішаного газу, згідно з винаходу нагрів факелом полум'я здійснюється багатоциклічно з використанням двох кутів розкриття факела, причому в першій половині кожного циклу кут розкриття факела відповідає $19-21^{\circ}$, а у другій - $44-46^{\circ}$.

Перша і друга половини циклу нагріву характеризуються різним розподілом ізотерм в факелах і відповідно різним розподілом теплової потужності в просторі колодязя. Многоциклічний режим нагріву з двома заданими кутами розкриття факела дозволяє здійснювати рівномірний нагрів зливків.

Підвищення якості нагріву обумовлено поліпшенням рівномірності прогрівання ділянок садки, розташованих на різному видаленні від пальника. Це пов'язано з попереми́нним зміщенням зони максимального тепловиділення факела в напрямку пальника. За умови підйому температури з кутом розкриття факела меншою 19° на ділянках садки поблизу глухий стінки (протилежної горілочної) будуть спостерігатися оплавлення і перепал металу, при роботі з кутом більше 21° буде спостерігатися оплавлення і перепал металу на ділянках садки, що знаходяться поблизу горілочної стінки.

При вугіллі розкриття факела у другій половині циклу нагріву менше ніж 44° відбувається недогрів злитків поблизу горілочної стіни, а при збільшенні

кута більше 46° відбувається оплавлення і перепал металу на ділянці садки, що знаходиться поблизу горілочної стінки.

Згідно з проведеним аналізом дослідження кутів розкриття факела спосіб нагріву злитків в нагрівальному колодязі, служить той факт, що за інших утлах розкриття факела досягти кращої рівномірності нагріву злитків не вдалося. Час кожного циклу нагріву факелом полум'я становить від 0,6 до 2,0 хв, час розкриття кожного з кутів - від 0,3 до 1,0 хв. Зменшення часу циклу недоцільно з технічної точки зору. Збільшення часу циклу знизить рівномірність нагріву садки.

Інтенсифікація тепловіддачі на менш прогріті частини садки збільшує швидкість їх нагріву. Доведення температури поверхні найбільш нагрітих злитків до технологічної при меншому температурному напорі створює умови для практично однакового прогрівання всій садки, виключає оплавлення і перепал металу.

Скорочення питомих витрат палива обумовлено також підвищенням рівномірності нагріву садки. Загальний час нагріву садки скорочується завдяки виключенню часу витримки. Відповідно підвищується продуктивність колодязя і скорочується питома витрата палива на нагрівання.

1.4.4. Види режимів нагріву зливків

В даний час нагрівання зливків для прокатки здійснюється в нагрівальних колодязях регенеративного типу по наступному режиму нагріву.

Нагрівання зливків в колодязях у період томління проводиться в режимі двохпозиційного регулювання (ввімкнено-вимкнено). Цей режим отримав назву імпульсного, так як паливо подається в колодязь імпульсами, тобто чергується максимальна витрата палива з повним її відключенням. Це дозволяє не тільки поліпшити якість нагріву зливків, але і зробити роботу колодязів більш економічною. Однак при досягненні максимальної температури в колодязі і припинення подачі палива і повітря в ячійку, димовий шибер залишається відкритим. Через недосконалість його конструкції і системи

приводу неможливо забезпечити управління його положенням в автоматичному режимі. Це істотно ускладнює ведення технологічного процесу в період томління зливків. Наслідком є інтенсивний підсос атмосферного повітря в робочий простір колодязя. Крім того, за наявності нещільностей у кришці колодязя в місці установки контрольної термопари відбувається охолодження повітрям самої термопари. В цілому, все це призводить до передчасного відновлення подачі газу та повітря і скороченню періоду витримки без їх подачі. Ускладнюється контроль за температурним станом ячійки. Вирівнювання температури по висоті і перетину зливків, а також по їх місцю розташування в ячійки, не відбувається. У робочому просторі зберігаються утворені при підйомі температури концентровані температурні поля.

Способи імпульсного опалення нагрівальних колодязів:

Спосіб нагріву зливків із заданою незмінною тривалістю циклів в період томління полягає в тому, що при досягненні максимальної температури колодязя регулятор знижує витрату палива до мінімального значення на час, протягом якого відбувається зниження температури. Після закінчення цього часу керуючий регулятор подає в піч паливо і температура колодязя знову підвищується до заданої максимальної. Потім знову відключається газ до мінімального значення на певний час, протягом якого відбувається зниження температури. Далі цикл повторюється, причому тривалість циклів залишається незмінною. Режим реалізується за допомогою імпульсного регулятора, який керується за заданою програмою або за командою керуючого органу.

Несприятливим фактором є коливання тиску при зміні режимів подачі палива. Усувається воно зменшенням крутизни наростання і зниження імпульсів подачі палива, а також застосуванням випереджаючого сигналу стосовно моменту ввімкнення або вимкнення подачі палива.

У промислових масштабах система імпульсного опалення була впроваджена на нагрівальних колодязях з центральною горілкою Карагандинського металургійного комбінату. Аналогічна система опалення колодязів з центральною горілкою була впроваджена на заводі

«Дніпроспецсталь». На двох заводах була доцільна установка даного механізму, так як підтверджено істотну економію палива (на 15–17% в середньому) і рівномірність нагріву зливків.

Одним з недоліків розглянутих способів є вузький діапазон зміни температури. Застосування на слябінгу 1150 автоматизованої системи управління нагрівом зливків робить можливим реалізацію режиму імпульсного опалення в більш широкому температурному інтервалі в період томління зливків і в період підйому температури колодязя при нагріванні зливків з обмеженою швидкістю.

Заходи щодо вдосконалення технології нагріву:

Даним дипломним проектом пропонується встановлення електричного виконавчого механізму МЕО-630/25-025-92К.

Перевага даного виконавчого механізму полягає в тому, що він може працювати в автоматичній системі управління нагрівом злитків (далі АСУ НЗ), тобто автоматично закривати шибер після припинення подачі в ячійку газу і повітря. Також перевагою є плавність роботи, що на відміну від інших електричних приводів шибера, які мають властивість швидко закриватися, виконавчий механізм закривається плавно і поступово, що спрощує ведення технологічного процесу, а також продовжує термін служби самих виконавчих механізмів.

Імпульсний режим опалення з корекцією тиску в колодязях реалізується з використанням технологічного програмного забезпечення в існуючій АСУ НЗ.

Даний тепловий режим підтримується системою, як при автоматичному нагріванні, так і в режимі регулювання.

Для температур нижче 800 °С не виникає необхідності підтримки температури колодязя. Установка завдання на температуру, що перевищує 1390 °С, допускається тільки при розігріві колодязя перед посадкою металу або для видалення шлаку. В обох випадках метал в колодязі відсутній, і інерційність об'єкта управління зменшується. При цьому час спрацьовування виконавчого механізму димового шибера, як правило, перевищує тривалість

імпульсу подачі палива в колодязь. В АСУ НЗ передбачена можливість зміни даного температурного діапазону в разі потреби.

Керуючий сигнал на закриття шибера видається одночасно з сигналом на закриття заслінки газу. Час спрацювання виконавчого механізму димового шибера перевищує сумарний час спрацювання виконавчих механізмів змішаного газу і повітря, тому виключається ситуація, при якій паливо подається в колодязь при закритому шибері.

Таким чином, поточне завдання на положення димового шибера змінюється залежно від наявності імпульсу палива. При цьому технологічне завдання на положення шибера не змінюється. При припиненні подачі палива технологічне завдання на положення шибера запам'ятовується контролером, а поточне завдання стає рівним 0 (закрите положення шибера). Після відновлення подачі палива завдання на положення шибера відновлюється.

При такому підході в автоматичному режимі програма (або в режимі регулювання нагрівальник) може коректно міняти технологічне завдання на положення димового шибера відповідно до технологічної карти незалежно від поточного режиму управління тиском в колодязі.

Особливості нагріву зливків з рідкою серцевиною:

Відповідно до розробленої нової системи управління тепловим режимом нагрівальних колодязів у період томління зливків виконали зміну теплових режимів нагріву на тих колодязях, де була виконана реконструкція димових шиберів і їх приводів (групи № 2,7,8,10,12,13). Сутність зміни полягає в тому, що в період томління, одночасно з відключенням подачі газу і повітря при досягненні максимальної температури в ячійці, димової шибер закривається і проводиться витримка зливків. Тиск газів в ячійці становить при цьому 2,0 ÷ 3,0 мм вод. ст. під кришкою колодязя, що виключає підсос атмосферного повітря в робочий простір. Діапазон зміни температури ячійки в період томління залишили незмінним (20 °С). Без зміни залишилися також температурний режим нагріву зливків і загальна тривалість нагрівання. Для оцінки ефективності нових теплових режимів томління зливків виконали

порівняння їх показників з показниками нагріву злитків за існуючими режимами.

Порівнюючи показники по витраті палива, виходили з того, що при нагріванні зливків за новими режимами, зниження витрати палива можливе тільки в період томління. У всіх випадках нагрівання злитків за новими режимами відзначено зниження витрати палива в період томління від 10 до 30%, в абсолютних значеннях. Слід зазначити, що на 55% всадів зниження питомої витрати палива становило в середньому 22,3%.

Рівномірність нагріву зливків в ячіях оцінювали по розподілу температури по довжині розкату за 4-й кліттю стана 1680. Середню температуру в кожній з 10 точок по довжині розкату визначали як середньоарифметичну величину із значень температури в даній точці по всіх розкатах плавки. Середні значення перепаду температури становлять в середньому 15 °С.

Рівномірність нагріву злитків за їх місцем розташування оцінювали за значеннями усередненої температури розкатів за 4-ої кліттю. При нагріванні в дослідному режимі різниця між максимальною і мінімальною температурами нагріву злитків становила 4–40°С (середня 22°С), в порівнюваних нагрівах відповідно 8–50 °С (середня 28 °С). У дослідних плавках розкати мали температуру за 4-ої кліттю в інтервалі 1060–1100 °С.

Зниження нерівномірності нагріву зливків обумовлює зниження локальних оплавлень на зливках, і відповідно зниження втрат металу зі зварювальним шлаком і окалиною. Цьому сприяє також більш надійний контроль за температурою осередку в період томління злитків і усунення підсосів атмосферного повітря в робочий простір.

Таким чином запропонований режим нагріву зливків з рідкою серцевиною приведе до скорочення питомих витрат палива обумовлено також підвищенням рівномірності нагріву садки. Отже загальний час нагріву садки скорочується завдяки зменшенню часу витримки. Відповідно з цим підвищується продуктивність колодязя і скорочується питома витрата палива на нагрівання.

2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

2.1. Розрахунок режиму обтисків

Вихідні дані:

$$h_0 = 780 \text{ мм}$$

$$h_k = 160 \text{ мм}$$

$$b_0 = 1600 \text{ мм}$$

$$b_k = 1300 \text{ мм}$$

Марка сталі – 08кп

2.1.1. Знаходимо катаючий діаметр з урахуванням переточування валків

$$D_k = 0,9 \cdot D_b$$

$$D_k = 0,9 \cdot 1150 = 1035 \text{ мм}$$

2.1.2. Визначаємо величину середнього обтиску за прохід

Приймаємо $\alpha = 17^\circ$, виходячи з властивостей марки сталі і даних підприємства

$$\Delta h_{\text{сер}} = D_k (1 - \cos \alpha)$$

$$\Delta h_{\text{сер}} = 1035 (1 - \cos 17^\circ) = 45,2 \text{ мм}$$

2.1.3. Визначаємо сумарний обтиск

$$\sum \Delta h = h_0 - h_k \text{ де,}$$

h_0 – початкова товщина

h_k – кінцева товщина

$$\sum \Delta h = 780 - 160 = 620 \text{ мм}$$

2.1.4. Визначаємо число проходів

$$n = \frac{\sum \Delta h}{\Delta h_{\text{сер}}}$$

$$n = \frac{620}{45,2} = 13; \text{ Приймаємо 13 проходів}$$

2.1.5. Розподіляємо абсолютний обтиск по проходах в горизонтальних валках

$$\sum \Delta h = \Delta h_1 + \Delta h_2 + \Delta h_3 + \Delta h_4 + \Delta h_5 + \Delta h_6 + \Delta h_7 + \Delta h_8 + \Delta h_9 + \Delta h_{10} + \Delta h_{11} + \Delta h_{12} + \Delta h_{13}$$

$$\sum \Delta h = 70 + 60 + 55 + 55 + 50 + 50 + 50 + 40 + 40 + 40 + 40 + 40 + 30 = 620 \text{ мм}$$

2.1.6. Знаходимо товщину розкату по проходах

$$h_n = h_{n-1} - \Delta h_n$$

$$h_1 = h_0 - \Delta h_1 = 780 - 70 = 710 \text{ мм}$$

$$h_2 = h_1 - \Delta h_2 = 710 - 60 = 650 \text{ мм}$$

$$h_3 = h_2 - \Delta h_3 = 650 - 55 = 595 \text{ мм}$$

$$h_4 = h_3 - \Delta h_4 = 595 - 55 = 540 \text{ мм}$$

$$h_5 = h_4 - \Delta h_5 = 540 - 50 = 490 \text{ мм}$$

$$h_6 = h_5 - \Delta h_6 = 490 - 50 = 440 \text{ мм}$$

$$h_7 = h_6 - \Delta h_7 = 440 - 50 = 390 \text{ мм}$$

$$h_8 = h_7 - \Delta h_8 = 390 - 40 = 350 \text{ мм}$$

$$h_9 = h_8 - \Delta h_9 = 350 - 40 = 310 \text{ мм}$$

$$h_{10} = h_9 - \Delta h_{10} = 310 - 40 = 270 \text{ мм}$$

$$h_{11} = h_{10} - \Delta h_{11} = 270 - 40 = 230 \text{ мм}$$

$$h_{12} = h_{11} - \Delta h_{12} = 230 - 40 = 190 \text{ мм}$$

$$h_{13} = h_{12} - \Delta h_{13} = 190 - 30 = 160 \text{ мм}$$

2.1.7. Знаходимо розширювання проходах в горизонтальних валках

$$\Delta b_n = 0,35 \cdot \frac{\Delta h_n}{h_{n-1}} \cdot \sqrt{R_k \cdot \Delta h_n}$$

$$\Delta b_1 = 0,35 \cdot \frac{\Delta h_1}{h_0} \cdot \sqrt{R_k \cdot \Delta h_1} = 0,35 \cdot \frac{70}{780} \cdot \sqrt{517,5 \cdot 70} = 5 \text{ мм}$$

$$\Delta b_2 = 0,35 \cdot \frac{\Delta h_2}{h_1} \cdot \sqrt{R_k \cdot \Delta h_2} = 0,35 \cdot \frac{60}{710} \cdot \sqrt{517,5 \cdot 60} = 5 \text{ мм}$$

$$\Delta b_3 = 0,35 \cdot \frac{\Delta h_3}{h_2} \cdot \sqrt{R_k \cdot \Delta h_3} = 0,35 \cdot \frac{55}{650} \cdot \sqrt{517,5 \cdot 55} = 5 \text{ мм}$$

$$\Delta b_4 = 0,35 \cdot \frac{\Delta h_4}{h_3} \cdot \sqrt{R_k \cdot \Delta h_4} = 0,35 \cdot \frac{55}{595} \cdot \sqrt{517,5 \cdot 55} = 5 \text{ мм}$$

$$\Delta b_5 = 0,35 \cdot \frac{\Delta h_5}{h_4} \cdot \sqrt{R_k \cdot \Delta h_5} = 0,35 \cdot \frac{50}{540} \cdot \sqrt{517,5 \cdot 50} = 5 \text{ мм}$$

$$\Delta b_6 = 0,35 \cdot \frac{\Delta h_6}{h_5} \cdot \sqrt{R_k \cdot \Delta h_6} = 0,35 \cdot \frac{50}{490} \cdot \sqrt{517,5 \cdot 50} = 5 \text{ мм}$$

$$\Delta b_7 = 0,35 \cdot \frac{\Delta h_7}{h_6} \cdot \sqrt{R_k \cdot \Delta h_7} = 0,35 \cdot \frac{50}{440} \cdot \sqrt{517,5 \cdot 50} = 5 \text{ мм}$$

$$\Delta b_8 = 0,35 \cdot \frac{\Delta h_8}{h_7} \cdot \sqrt{R_k \cdot \Delta h_8} = 0,35 \cdot \frac{40}{390} \cdot \sqrt{517,5 \cdot 40} = 5 \text{ мм}$$

$$\Delta b_9 = 0,35 \cdot \frac{\Delta h_9}{h_8} \cdot \sqrt{R_k \cdot \Delta h_9} = 0,35 \cdot \frac{40}{350} \cdot \sqrt{517,5 \cdot 40} = 5 \text{ мм}$$

$$\Delta b_{10} = 0,35 \cdot \frac{\Delta h_{10}}{h_9} \cdot \sqrt{R_k \cdot \Delta h_{10}} = 0,35 \cdot \frac{40}{310} \cdot \sqrt{517,5 \cdot 40} = 5 \text{ мм}$$

$$\Delta b_{11} = 0,35 \cdot \frac{\Delta h_{11}}{h_{10}} \cdot \sqrt{R_k \cdot \Delta h_{11}} = 0,35 \cdot \frac{30}{270} \cdot \sqrt{517,5 \cdot 40} = 5 \text{ мм}$$

$$\Delta b_{12} = 0,35 \cdot \frac{\Delta h_{12}}{h_{11}} \cdot \sqrt{R_k \cdot \Delta h_{12}} = 0,35 \cdot \frac{30}{230} \cdot \sqrt{517,5 \cdot 40} = 5 \text{ мм}$$

$$\Delta b_{13} = 0,35 \cdot \frac{\Delta h_{13}}{h_{12}} \cdot \sqrt{R_k \cdot \Delta h_{13}} = 0,35 \cdot \frac{20}{190} \cdot \sqrt{517,5 \cdot 30} = 5 \text{ мм}$$

2.1.8. Знаходимо сумарне розширювання

$$\sum \Delta b = \Delta b_1 + \Delta b_2 + \Delta b_3 + \Delta b_4 + \Delta b_5 + \Delta b_6 + \Delta b_7 + \Delta b_8 + \Delta b_9 + \Delta b_{10} + \Delta b_{11} + \Delta b_{12} + \Delta b_{13}$$

$$\sum \Delta b = 5 + 5 + 5 + 5 + 5 + 5 + 5 + 5 + 5 + 5 + 5 + 5 + 5 = 65 \text{ мм}$$

2.1.9. Визначаємо величину сумарного обтиску у вертикальних валках

$$\sum \Delta h_B = b_0 - b_k + \sum \Delta b$$

$$\sum \Delta h_B = 1600 - 1300 + 65 = 365 \text{ мм}$$

2.1.10. Розподіляємо обтиски у вертикальних валках по проходах

$$\sum \Delta h_B = \Delta h_{B1} + \Delta h_{B2} + \Delta h_{B3} + \Delta h_{B4} + \Delta h_{B5} + \Delta h_{B6} + \Delta h_{B7} + \Delta h_{B8} + \Delta h_{B9} + \Delta h_{B10} + \Delta h_{B11} + \Delta h_{B12} + \Delta h_{B13}$$

$$\sum \Delta h_B = 45 + 42 + 38 + 34 + 32 + 30 + 25 + 24 + 22 + 21 + 20 + 17 + 15 = 365 \text{ мм}$$

2.1.11. Визначаємо ширину розкату по проходах

$$b_1 = b_0 - \Delta h_{B1} + \Delta b_1$$

$$b_2 = b_1 + \Delta b_2 - \Delta h_{B2}$$

$$b_1 = b_0 - \Delta h_{B1} + \Delta b_1 = 1600 - 45 + 5 = 1560 \text{ мм}$$

$$b_2 = b_1 + \Delta b_2 - \Delta h_{B2} = 1560 + 5 - 42 = 1523 \text{ мм}$$

$$b_3 = b_2 - \Delta h_{B3} + \Delta b_3 = 1523 - 38 + 5 = 1490 \text{ мм}$$

$$b_4 = b_3 + \Delta b_4 - \Delta h_{B4} = 1490 + 5 - 34 = 1461 \text{ мм}$$

$$b_5 = b_4 - \Delta h_{B5} + \Delta b_5 = 1461 - 32 + 5 = 1434 \text{ мм}$$

$$b_6 = b_5 + \Delta b_6 - \Delta h_{B6} = 1434 + 5 - 30 = 1409 \text{ мм}$$

$$b_7 = b_6 - \Delta h_{B7} + \Delta b_7 = 1409 - 25 + 5 = 1389 \text{ мм}$$

$$b_8 = b_7 + \Delta b_8 - \Delta h_{B8} = 1389 + 5 - 24 = 1370 \text{ мм}$$

$$b_9 = b_8 - \Delta h_{B9} + \Delta b_9 = 1370 - 22 + 5 = 1353 \text{ мм}$$

$$b_{10} = b_9 + \Delta b_{10} - \Delta h_{B10} = 1353 + 5 - 21 = 1337 \text{ мм}$$

$$b_{11} = b_{10} - \Delta h_{B11} + \Delta b_{11} = 1337 - 20 + 5 = 1322 \text{ мм}$$

$$b_{12} = b_{11} + \Delta b_{12} - \Delta h_{B12} = 1322 + 5 - 17 = 1310 \text{ мм}$$

$$b_{13} = b_{12} - \Delta h_{B13} + \Delta b_{13} = 1310 - 15 + 5 = 1300 \text{ мм}$$

2.1.12. Визначаємо кути захоплення по проходах

$$\alpha = \sqrt{\frac{\Delta h_n}{R}} \cdot 57,3$$

$$\alpha_1 = \sqrt{\frac{\Delta h_1}{R}} \cdot 57,3 = \sqrt{\frac{70}{517,5}} \cdot 57,3 = 21^\circ$$

$$\alpha_2 = \sqrt{\frac{\Delta h_2}{R}} \cdot 57,3 = \sqrt{\frac{60}{517,5}} \cdot 57,3 = 19,5^\circ$$

$$\alpha_3 = \sqrt{\frac{\Delta h_3}{R}} \cdot 57,3 = \sqrt{\frac{55}{517,5}} \cdot 57,3 = 18,6^\circ$$

$$\alpha_4 = \sqrt{\frac{\Delta h_4}{R}} \cdot 57,3 = \sqrt{\frac{55}{517,5}} \cdot 57,3 = 18,6^\circ$$

$$\alpha_5 = \sqrt{\frac{\Delta h_5}{R}} \cdot 57,3 = \sqrt{\frac{50}{517,5}} \cdot 57,3 = 17,8^\circ$$

$$\alpha_6 = \sqrt{\frac{\Delta h_6}{R}} \cdot 57,3 = \sqrt{\frac{50}{517,5}} \cdot 57,3 = 17,8^\circ$$

$$\alpha_7 = \sqrt{\frac{\Delta h_7}{R}} \cdot 57,3 = \sqrt{\frac{50}{517,5}} \cdot 57,3 = 17,8^\circ$$

$$\alpha_8 = \sqrt{\frac{\Delta h_8}{R}} \cdot 57,3 = \sqrt{\frac{40}{517,5}} \cdot 57,3 = 15,9^\circ$$

$$\alpha_9 = \sqrt{\frac{\Delta h_9}{R}} \cdot 57,3 = \sqrt{\frac{40}{517,5}} \cdot 57,3 = 15,9^\circ$$

$$\alpha_{10} = \sqrt{\frac{\Delta h_{10}}{R}} \cdot 57,3 = \sqrt{\frac{40}{517,5}} \cdot 57,3 = 15,9^\circ$$

$$\alpha_{11} = \sqrt{\frac{\Delta h_{11}}{R}} \cdot 57,3 = \sqrt{\frac{40}{517,5}} \cdot 57,3 = 15,9^\circ$$

$$\alpha_{12} = \sqrt{\frac{\Delta h_{12}}{R}} \cdot 57,3 = \sqrt{\frac{40}{517,5}} \cdot 57,3 = 15,9^\circ$$

$$\alpha_{13} = \sqrt{\frac{\Delta h_{13}}{R}} \cdot 57,3 = \sqrt{\frac{30}{517,5}} \cdot 57,3 = 13,8^\circ$$

2.1.13. Визначаємо площі поперечного перетину розкату по проходах

$$F_n = h_n \cdot b_n$$

$$F_0 = h_0 \cdot b_0 = 780 \cdot 1600 = 1248000 \text{ мм}^2$$

$$F_1 = h_1 \cdot b_1 = 710 \cdot 1560 = 1107600 \text{ мм}^2$$

$$F_2 = h_2 \cdot b_2 = 650 \cdot 1523 = 989950 \text{ мм}^2$$

$$F_3 = h_3 \cdot b_3 = 595 \cdot 1490 = 885560 \text{ мм}^2$$

$$F_4 = h_4 \cdot b_4 = 540 \cdot 1461 = 788940 \text{ мм}^2$$

$$F_5 = h_5 \cdot b_5 = 490 \cdot 1434 = 702660 \text{ мм}^2$$

$$F_6 = h_6 \cdot b_6 = 440 \cdot 1409 = 619960 \text{ мм}^2$$

$$F_7 = h_7 \cdot b_7 = 390 \cdot 1389 = 541710 \text{ мм}^2$$

$$F_8 = h_8 \cdot b_8 = 350 \cdot 1370 = 479500 \text{ мм}^2$$

$$F_9 = h_9 \cdot b_9 = 310 \cdot 1353 = 419430 \text{ мм}^2$$

$$F_{10} = h_{10} \cdot b_{10} = 270 \cdot 1337 = 360990 \text{ мм}^2$$

$$F_{11} = h_{11} \cdot b_{11} = 230 \cdot 1322 = 304060 \text{ мм}^2$$

$$F_{12} = h_{12} \cdot b_{12} = 190 \cdot 1310 = 248900 \text{ мм}^2$$

$$F_{13} = h_{13} \cdot b_{13} = 160 \cdot 1300 = 208000 \text{ мм}^2$$

2.1.14. Визначаємо витягування по проходах

$$\mu_n = \frac{F_{n-1}}{F_n}$$

$$\mu_1 = \frac{F_0}{F_1} = \frac{1248000}{1107600} = 1,127$$

$$\mu_2 = \frac{F_1}{F_2} = \frac{1107600}{989950} = 1,119$$

$$\mu_3 = \frac{F_2}{F_3} = \frac{989950}{885560} = 1,117$$

$$\mu_4 = \frac{F_3}{F_4} = \frac{885560}{788940} = 1,123$$

$$\mu_5 = \frac{F_4}{F_5} = \frac{788940}{702660} = 1,122$$

$$\mu_6 = \frac{F_5}{F_6} = \frac{702660}{619960} = 1,134$$

$$\mu_7 = \frac{F_6}{F_7} = \frac{619960}{541710} = 1,144$$

$$\mu_8 = \frac{F_7}{F_8} = \frac{541710}{479500} = 1,129$$

$$\mu_9 = \frac{F_8}{F_9} = \frac{479500}{419430} = 1,143$$

$$\mu_{10} = \frac{F_9}{F_{10}} = \frac{419430}{360990} = 1,163$$

$$\mu_{11} = \frac{F_{10}}{F_{11}} = \frac{360990}{304060} = 1,184$$

$$\mu_{12} = \frac{F_{11}}{F_{12}} = \frac{304060}{248900} = 1,225$$

$$\mu_{13} = \frac{F_{12}}{F_{13}} = \frac{248900}{208000} = 1,192$$

2.1.15. Визначаємо довжину розкату по проходах, приймаємо $l_0=2,3\text{м}$

$$l_n = l_{n-1} \cdot \mu_n$$

$$l_1 = l_0 \cdot \mu_1 = 2,3 \cdot 1,127 = 2,592\text{м}$$

$$l_2 = l_1 \cdot \mu_2 = 2,592 \cdot 1,119 = 2,9\text{м}$$

$$l_3 = l_3 \cdot \mu_3 = 2,9 \cdot 1,117 = 3,239 \text{ м}$$

$$l_4 = l_4 \cdot \mu_4 = 3,239 \cdot 1,123 = 3,637 \text{ м}$$

$$l_5 = l_5 \cdot \mu_5 = 3,637 \cdot 1,122 = 4,08 \text{ м}$$

$$l_6 = l_6 \cdot \mu_6 = 4,08 \cdot 1,134 = 4,626 \text{ м}$$

$$l_7 = l_7 \cdot \mu_7 = 4,626 \cdot 1,144 = 5,292 \text{ м}$$

$$l_8 = l_8 \cdot \mu_8 = 5,292 \cdot 1,129 = 5,974 \text{ м}$$

$$l_9 = l_9 \cdot \mu_9 = 5,974 \cdot 1,143 = 6,828 \text{ м}$$

$$l_{10} = l_{10} \cdot \mu_{10} = 6,828 \cdot 1,163 = 7,94 \text{ м}$$

$$l_{11} = l_{11} \cdot \mu_{11} = 7,94 \cdot 1,184 = 9,4 \text{ м}$$

$$l_{12} = l_{12} \cdot \mu_{12} = 9,4 \cdot 1,225 = 11,515 \text{ м}$$

$$l_{13} = l_{13} \cdot \mu_{13} = 11,515 \cdot 1,192 = 13,725 \text{ м}$$

2.1.16. Результати розрахунку заносимо в підсумкову таблицю

Таблиця 2.5 – Результати розрахунку режиму обтисків

№	h_o , мм	b_o , мм	h_1 , мм	b_1 , мм	Δh , мм	Δb , мм	Δh_B , мм	F , мм ²	μ	l , м	α , °
1	780	1600	710	1560	70	5	45	1248000	1,127	2,592	21
2	710	1560	650	1523	60	5	42	1107600	1,119	2,9	19,5
3	650	1523	595	1490	55	5	38	989950	1,117	3,239	18,6
4	595	1490	540	1461	55	5	34	885560	1,123	3,637	18,6

Продовження таблиці 2.5

№	h_0 , мм	b_0 , мм	h_1 , мм	b_1 , мм	Δh , мм	Δb , мм	Δh_B , мм	F , мм ²	μ	l , м	α , °
5	540	1461	490	1434	50	5	32	702660	1,122	4,08	17,8
6	490	1434	440	1409	50	5	30	619960	1,134	4,629	17,8
7	440	1409	390	1389	50	5	25	541710	1,144	5,292	17,8
8	390	1389	350	1370	40	5	24	479500	1,129	5,974	15,9
9	350	1370	310	1353	40	5	22	419430	1,143	6,828	15,9
10	310	1353	270	1337	40	5	21	360990	1,163	7,94	15,9
11	270	1337	230	1322	40	5	20	304060	1,184	9,4	15,9
12	230	1322	190	1310	40	5	17	248900	1,225	11,515	15,9
13	190	1310	160	1300	30	5	15	208000	1,192	13,725	13,8

2.2. Розрахунок зусилля прокатки

Розрахунок зусилля прокатки ведемо за методом Головина – Тягунова[1]

$$P = p \cdot F, \text{ де}$$

p – контактний тиск

F – площа контактної поверхні

2.2.1. Розподіляємо температуру по проходах

$$t_1 = 1250^\circ\text{C} \quad t_8 = 1180^\circ\text{C}$$

$$t_2 = 1240^\circ\text{C} \quad t_9 = 1170^\circ\text{C}$$

$$t_3 = 1230^\circ\text{C} \quad t_{10} = 1160^\circ\text{C}$$

$$t_4 = 1220^\circ\text{C} \quad t_{11} = 1150^\circ\text{C}$$

$$t_5 = 1210^\circ\text{C} \quad t_{12} = 1140^\circ\text{C}$$

$$t_6 = 1200^\circ\text{C} \quad t_{13} = 1130^\circ\text{C}$$

$$t_7 = 1190^\circ\text{C}$$

2.2.2. Визначаємо коефіцієнт, що залежить від температури плавлення сталі

$$K_t = \frac{(t_{пл} - 75 - t_n)}{1500}$$

$t_{пл} = 1495 \text{ }^\circ\text{C}$ – температура плавлення сталі

$$K_1 = \frac{(1495 - 75 - 1250)}{1500} = 0,113$$

2.2.3. Визначаємо опір деформації

$$k_n = k_t \cdot \sigma_B$$

$\sigma_B = 400 \text{ МН} / \text{м}^2$ – межа міцності сталі

$$k_1 = 0,113 \cdot 400 = 45,2 \text{ МН} / \text{м}^2$$

2.2.4. Визначаємо довжину осередку деформації

$$l_n = \sqrt{R \cdot \Delta h_n}$$

$$l_1 = \sqrt{517,5 \cdot 70} = 190,3 \text{ мм}$$

2.2.5. Визначаємо середню висоту осередку деформації

$$h_c = \frac{h_{n-1} + h_n}{2}$$

$$h_{c1} = \frac{780 + 710}{2} = 745 \text{ мм}$$

2.2.6. Визначаємо коефіцієнт тертя

$$f_n = k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot (1,05 - 0,0005 \cdot t), \text{ де}$$

k_1 – коефіцієнт, який враховує хімічний склад металу валків

k_2 – коефіцієнт, який враховує швидкість прокатки

k_3 – коефіцієнт, який враховує хімічний склад полоси

$$f_1 = 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot (1,05 - 0,0005 \cdot 1250) = 0,425$$

2.2.7. Визначаємо коефіцієнт, що враховує вплив зовнішнього тертя

$$n' \sigma_n = 1 + f \cdot \left(\frac{l_n}{h_c} - 1 \right)$$

$$n' \sigma_1 = 1 + 0,425 \cdot \left(\frac{190,3}{745} - 1 \right) = 0,683$$

2.2.8. Визначаємо контактний тиск

$$p_{\text{сєр } n} = k_n \cdot n' \sigma_n$$

$$p_{\text{сєр } 1} = 45,2 \cdot 0,683 = 30,87 \text{ МН/м}^2$$

2.2.9. Визначаємо площу контактної поверхні

$$F_n = \frac{b_{n-1} + b_n}{2} \cdot \sqrt{R \cdot \Delta h_n}$$

$$F_1 = \frac{1600 + 1560}{2} \cdot \sqrt{517,5 \cdot 70} = 300719,2 \text{ мм}^2$$

2.2.10. Визначаємо зусилля прокатки

$$P = p_{\text{сєр } n} \cdot F$$

$$P_1 = 30,87 \cdot 0,300719 = 9,28 \text{ МН}$$

В інших проходах зусилля прокатки розраховуємо аналогічно. Результати розрахунків заносимо в таблицю

2.2.11. Результати розрахунку заносимо в підсумкову таблицю

Таблиця 2.6 – Результати розрахунку зусилля прокатки

№	Температура, $t, \text{ }^\circ\text{C}$	Вплив тертя, $K_t, \text{ МН/м}^2$	Опір деформації, $k, \text{ МН/м}^2$	Довжина осередку деформації, $l, \text{ мм}$	Середня товщина, $h_c, \text{ мм}$	Коефіцієнт тертя, f	Зовнішнє тертя, $n' \sigma,$	Контактний тиск, $p_{\text{сєр}}, \text{ МН/м}^2$	Площа контактної поверхні, $F, \text{ мм}^2$	Зусилля прокатки $P, \text{ МН}$
1	1250	0,113	45,2	190,3	745	0,425	0,683	30,87	300719,2	9,28
2	1240	0,12	48	176,2	680	0,43	0,681	32,68	271612,3	8,87
3	1230	0,127	50,7	168,7	622,5	0,435	0,682	34,57	254146,5	8,78

Продовження таблиці 2.6

№	Температура, t, °C	Вплив тертя, Kt, МН/м ²	Опір деформації, k, МН/м ²	Довжина осередку деформації, l, мм	Середня товщина, hс, мм	Коефіцієнт тертя, f	Зовнішнє тертя, п'σ,	Контактний тиск, р _{сер} , МН/м ²	Площа контактної поверхні, F, мм ²	Зусилля прокатки P, МН
4	1220	0,133	53,3	168,7	567,5	0,44	0,69	36,77	248916,8	9,15
5	1210	0,14	56	160,8	515	0,445	0,693	38,8	232758	9,03
6	1200	0,147	58,7	160,8	465	0,45	0,704	41,32	228577,2	9,44
7	1190	0,153	61,3	160,8	415	0,455	0,721	44,19	224959,2	9,94
8	1180	0,16	64	143,8	370	0,46	0,718	45,95	198372,1	9,11
9	1170	0,167	66,7	143,8	330	0,465	0,736	49,09	195783,7	9,61
10	1160	0,173	69,3	143,8	290	0,47	0,763	52,87	193411	10,22
11	1150	0,18	72	143,8	250	0,475	0,798	57,45	191182,1	10,98
12	1140	0,187	74,7	143,8	210	0,48	0,848	63,34	189240,8	11,98
13	1130	0,193	77,3	124,6	175	0,485	0,86	66,47	162604	10,8

2.3. Розрахунок продуктивності стана

2.3.1. Визначаємо масу зливка

$$Q = h_0 \cdot b_0 \cdot l_0 \cdot \rho$$

$$Q = 0,78 \cdot 1,6 \cdot 2,3 \cdot 7,85 = 22,5 \text{ т}$$

2.3.2. Визначаємо швидкість прокатки

$$V = \frac{\pi D n}{60}, \text{ де}$$

n- кількість обертів в хвилину

$$V_{1-5} = \frac{3,14 \cdot 1,035 \cdot 30}{60} = 1,6 \text{ м/с}$$

$$V_{6-10} = \frac{3,14 \cdot 1,035 \cdot 40}{60} = 2,1 \text{ м/с}$$

$$V_{11-13} = \frac{3,14 \cdot 1,035 \cdot 50}{60} = 2,7 \text{ м/с}$$

2.3.3. Визначаємо машинний час

$$t_M = \frac{l_n}{V_n}$$

$$t_{M1} = \frac{2,592}{1,6} = 1,6 \text{ с}$$

$$t_{M2} = \frac{2,9}{1,6} = 1,8 \text{ с}$$

$$t_{M3} = \frac{3,239}{1,6} = 2 \text{ с}$$

$$t_{M4} = \frac{3,637}{1,6} = 2,2 \text{ с}$$

$$t_{M5} = \frac{4,08}{1,6} = 2,5 \text{ с}$$

$$t_{M6} = \frac{4,629}{2,1} = 2,2 \text{ с}$$

$$t_{M7} = \frac{5,292}{2,1} = 2,5 \text{ с}$$

$$t_{M8} = \frac{5,974}{2,1} = 2,8 \text{ с}$$

$$t_{M9} = \frac{6,828}{2,1} = 3,2 \text{ с}$$

$$t_{M10} = \frac{7,94}{2,1} = 3,7 \text{ с}$$

$$t_{M11} = \frac{9,4}{2,7} = 3,5 \text{ с}$$

$$t_{M12} = \frac{11,515}{2,7} = 4,2 \text{ с}$$

$$t_{M13} = \frac{13,725}{2,7} = 5 \text{ с}$$

2.3.4. Визначаємо сумарний машинний час

$$\sum t_M = t_{M1} + t_{M2} + t_{M3} + t_{M4} + t_{M5} + t_{M6} + t_{M7} + t_{M8} + t_{M9} + t_{M10} + t_{M11} + t_{M12} + t_{M13}$$

$$\sum t_m = 1,6+1,8+2+2,2+2,5+2,2+2,5+2,8+3,2+3,7+3,5+4,2+5 = 37,2 \text{ с}$$

2.3.5. Визначаємо час пауз

Час подачі зливку – 10 с

Час реверсу – 4 с

$$\sum t_{п} = t_{п1} + t_{п2} + t_{п3} + t_{п4} + t_{п5} + t_{п6} + t_{п7} + t_{п8} + t_{п9} + t_{п10} + t_{п11} + t_{п12} + t_{п13}$$

$$\sum t_{п} = 10+4+4+4+4+4+4+4+4+4+4+4+4 = 62 \text{ с}$$

2.3.6. Визначаємо ритм прокатки

$$T = \sum t_m + \sum t_{п}$$

$$T = 37,2 + 62 = 99,2 \text{ с}$$

2.3.7. Визначаємо годинну продуктивність стана

$$A_r = 3600 \cdot \frac{Q}{T \cdot k_1} \cdot k_2 = 3600 \cdot \frac{22,5}{99,2 \cdot 1,2} \cdot 0,98 = 666,8 \text{ т/год}$$

2.3.8. Визначаємо середню годинну продуктивність

Таблиця 2.7 – Вихідні дані для розрахунку середньої годинної продуктивності стану

Марка сталі	Годинна продуктивність, т/год	Доля марки сталі, %	Середня продуктивність, т/год
08кп	666,8	33	605,3
3пс	726,4	47	
Сталь10	410,8	15	
Сталь45	345	5	

$$A_{\text{сер год}} = \frac{1}{\frac{\psi}{A_1} + \frac{\psi}{A_2} + \frac{\psi}{A_3} + \frac{\psi}{A_4}} = \frac{1}{\frac{0,33}{666,8} + \frac{0,47}{746,4} + \frac{0,15}{410,8} + \frac{0,05}{345}} = 605,3 \text{ т/год}$$

2.4. Техніко-економічні показники

2.4.1. Розрахунок річної виробничої програми

Розрахунок виробничої програми прокатного стана виконується за заводським даними і за проектом.

Таблиця 2.8 - Вихідні дані

Календарний час	365 діб
Тривалість капітального ремонту	6 діб
Тривалість ППР	33 діб
Поточні простои	15,5 %
Відсоток прокату марки сталі 08ПС	7 %
Годинна продуктивність стана (по марці сталі 08ПС)	442,5
Середньогодинна продуктивність	452
Годинна продуктивність по проекту	461,3
Середньогодинна продуктивність по проекту	473,9

Визначаємо номінальний час роботи прокатного стана

$$НЧ_{доб\ б} = КЧ - КР - ППР, \text{ діб};$$

$$НЧ_{доб\ б} = 365 - 6 - 33 = 326 \text{ діб}$$

Визначаємо номінальний час у годинах

$$НЧ_{год\ б} = НЧ_{доб\ б} \cdot 24;$$

$$НЧ_{год\ б} = 326 \cdot 24 = 7824 \text{ год}$$

Визначаємо поточні простои в годинах

$$ПП_{час\ б} = \frac{НЧ_{год\ б} \cdot \%ПП}{100\%}$$

$$ПП_{час\ б} = \frac{7824 \cdot 15,5}{100} = 1212,72 \text{ год}$$

Визначаємо фактичний час роботи прокатного стана

$$ФЧ_{б} = НЧ_{час} - ПП_{час};$$

$$ФЧ_{б} = 7824 - 1212,72 = 6611,28 \text{ год}$$

Визначаємо фактичний час роботи прокатного стана по марці сталі

$$\Phi\text{Ч}_{\text{бм}} = \Phi\text{Ч}_{\text{б}} \cdot \% \Phi\text{Ч}_{\text{м}}$$

$$\Phi\text{Ч}_{\text{бм}} = 6611,28 \cdot 0,07 = 462,789 \text{ год}$$

Визначаємо річний обсяг виробництва

$$V_{\text{б}} = P_{\text{сргод б}} \cdot \Phi\text{Ч}_{\text{б}};$$

$$V_{\text{б}} = 520 \cdot 6611,28 = 3437865,6 \text{ т}$$

У тому числі річний обсяг виробництва по марці сталі

$$V_{\text{бм}} = P_{\text{год б м}} \cdot \Phi\text{Ч}_{\text{бм}}$$

$$V_{\text{бм}} = 442,5 \cdot 462,789 = 204784,13 \text{ т}$$

Розрахунок виробничої програми по проекту.

У результаті впровадження заходів щодо скорочення поточних простоїв, останні скоротились на 26 годин.

$$\text{ПП}_{\text{пр}} = \text{ПП}_{\text{б}} - \Delta\text{ПП};$$

$$\text{ПП}_{\text{пр}} = 1212,72 - 26 = 1186,72 \text{ год}$$

Визначаємо фактичний час по проекту

$$\Phi\text{Ч}_{\text{пр}} = \text{НЧ}_{\text{год. б}} - \text{ПП}_{\text{пр}}, \text{ ГОД}$$

$$\Phi\text{Ч}_{\text{пр}} = 7824 - 1186,72 = 6637,28 \text{ год}$$

У тому числі фактичний час по проекту по марці сталі

$$\Phi\text{Ч}_{\text{пр м}} = \frac{\Phi\text{Ч}_{\text{пр}} \cdot \% \Phi\text{Ч}_{\text{м}}}{100\%}, \text{ ГОД}$$

$$\Phi\text{Ч}_{\text{пр м}} = \frac{6637,28 \cdot 7}{100} = 464,609 \text{ год}$$

Річний обсяг по проекту

$$V_{\text{пр}} = P_{\text{ср год. пр}} \cdot \Phi\text{Ч}_{\text{пр}}.$$

$$V_{\text{пр}} = 473,9 \cdot 6637,28 = 3594750,848 \text{ т}$$

У тому числі: річний обсяг по марці сталі

$$V_{\text{пр м}} = P_{\text{год}} \cdot \Phi\text{Ч}_{\text{пр. м}}, \text{ Т}$$

$$V_{\text{пр м}} = 461,3 \cdot 464,609 = 214324,13 \text{ т}$$

Визначаємо коефіцієнт росту обсягу виробництва

$$K_{\text{р}} = \frac{V_{\text{пр}}}{V_{\text{б}}};$$

$$K_{\text{р}} = \frac{3594750,848}{3437865,6} = 1,0456$$

Визначаємо коефіцієнт росту обсягу виробництва по марці сталі

$$K_{p\ m} = \frac{V_{пр.м}}{V_{б.м}};$$

$$K_{p\ m} = \frac{214324,13}{204784,13} = 1,0466$$

Приріст обсягу виробництва

$$\Delta V = V_{пр} - V_{б}, \text{ т}$$

$$\Delta V = 3594750,848 - 3437865,6 = 156885,248 \text{ т}$$

У тому числі: приріст обсягу виробництва по марці сталі

$$\Delta V_{м} = V_{пр\ м} - V_{б\ м}, \text{ т}$$

$$\Delta V_{м} = 214324,13 - 204784,13 = 9540 \text{ т}$$

Приріст обсягу виробництва досягається за рахунок :

1) збільшення фактичного часу роботи в результаті зниження поточних простоїв

$$\Delta \Phi\text{Ч} = \Phi\text{Ч}_{пр} - \Phi\text{Ч}_{б}, \text{ година};$$

$$\Delta \Phi\text{Ч} = 6637,28 - 6611,28 = 26 \text{ год}$$

У тому числі по марці сталі

$$\Delta \Phi\text{В}_{м} = \Phi\text{В}_{пр\ м} - \Phi\text{В}_{б\ м}, \text{ год}$$

$$\Delta \Phi\text{В}_{м} = 464,609 - 462,789 = 1,82 \text{ год}$$

Приріст обсягу виробництва за рахунок збільшення $\Delta \Phi\text{Ч}$

$$\Delta V = \Delta \Phi\text{Ч} \cdot П_{ср. год}, \text{ т/рік}$$

$$\Delta V = 26 \cdot 473,9 = 14081,6 \text{ т/рік}$$

У тому числі по марці сталі

$$\Delta V_{м} = \Delta \Phi\text{Ч}_{м} \cdot П_{год}, \text{ т/рік}$$

$$\Delta V_{м} = 1,82 \cdot 442,5 = 805,35 \text{ т/рік}$$

2) збільшення середньочасової продуктивності

$$\Delta П_{ср.год} = \Delta П_{ср.год\ пр} - \Delta П_{ср. год\ б}, \text{ т/ГОД}$$

$$\Delta П_{ср.год} = 473,9 - 452 = 21,6 \text{ т/ГОД}$$

Приріст годинної продуктивності по марці сталі

$$\Delta П_{год} = П_{год.м.пр} - П_{год.м.б}, \text{ т/ГОД}$$

$$\Delta П_{год} = 461,3 - 442,5 = 18,8 \text{ т/ГОД}$$

Приріст обсягу виробництва за рахунок збільшення середньогодинної продуктивності

$$\Delta V_{\Delta \text{Псргод}} = \Delta \text{Псргод} \cdot \text{ФЧ}_{\text{пр}}, \text{ Т}$$

$$\Delta V_{\Delta \text{Псргод}} = 21,6 \cdot 6637,28 = 142803,648 \text{ Т}$$

Приріст обсягу виробництва за рахунок збільшення годинної продуктивності по марці сталі

$$\Delta V_{\Delta \text{Пгод}} = \Delta \text{Пгод} \cdot \text{ФЧ}_{\text{пр м}}, \text{ Т}$$

$$\Delta V_{\Delta \text{Пгод}} = 18,8 \cdot 464,609 = 8734,65 \text{ Т}$$

Перевірка

$$V_{\text{пр}} - V_{\text{б}} = \Delta V_{\Delta \text{ФЧ}} + \Delta V_{\Delta \text{Пгодср}}$$

$$3594750,848 - 3437865,6 = 142803,648 + 14081,6$$

$$156885,248 = 156885,248$$

$$0 = 0$$

$$V_{\text{пр м}} - V_{\text{б м}} = \Delta V_{\Delta \text{ФЧ}} + \Delta V_{\Delta \text{Пгодср}}$$

$$214324,13 - 204784,13 = 805,35 + 8734,65$$

$$9540 = 9540$$

$$0 = 0$$

За результатами розрахунку складаємо таблицю розрахунку виробничої програми прокатного стану.

Таблиця 2.9 - Розрахунок річної виробничої програми прокатного стану

Найменування показників	Один. вим.	По вихідним даним	По проекту	Відхилення		
				Усього	За рахунок часу	За рахунок пр-сті
Календарний час	діб	365	365	—	—	—
Капітальний ремонт	діб	6	6	—	—	—
ППР	діб	33	33	—	—	—
Номінальний час	діб	326	326	—	—	—
Номінальний час	год	7824	7824	—	—	—
Поточні простой	%	15,5	19,7	—	—	—

Продовження таблиці 2.9

Найменування показників	Один вим.	По вихідним даним	По проекту	Відхилення		
				Усього	За рахунок часу	За рахунок пр-сті
Поточні простої	год	1212,72	1186,72	26	–	–
Фактичний час	год	6637,28	6611,28	26	–	–
Фактичний час по марці сталі	год	462,789	464,609	1,82	–	–
Середньогодинна продуктивність	т/год	520	541,6	21,6	–	–
Годинна продуктивність	т/год	442,5	461,3	18,8	–	–
Річний обсяг виробництва	т	3437865,6	3594750,848	156885,248	14081,6	143365,248
Річний обсяг виробництва по марці сталі	т	204784,13	214324,13	9540	805,35	8734,65
К _{р.}		–	1,0456	–	–	–
К _{р.м}		–	1,0466	–	–	–

2.4.2. Розрахунок собівартості 1 тонни прокату

Розрахунок заданого:

Розрахунок собівартості 1 т прокату марки 08ПС виконуємо як за даними підприємства, так і за проектом.

У результаті впровадження нової технології за технічними розрахунками витратний коефіцієнт склав 1,137 т. Ціни на сталь і заготовки беремо за даними ВАТ МК “Запоріжсталь”.

Розрахунок виконуємо табличним методом. За проектом витратний коефіцієнт зменшується в результаті впровадження заходів щодо удосконалення процесу нагрівання зливків.

Таблиця 2.10 - Розрахунок заданого

Наймен. Статтівитрат	По вихідним даними			По проекту			Відхилення , грн
	Кіл- сть, т	Ціна, грн	Сума, грн	Кіл- сть, т	Ціна, грн	Сума, грн	
Задане	1,140	2331,41	2657,8	1,137	2331,41	2650,8	7,0

Розрахунок відходів:

Виходячи з технічних розрахунків кількість відходів, а також цін на відходи визначаємо табличним методом суму відходів.

Таблиця 2.11 - Розрахунок відходів

Найменування	за вихідними даними			за проектом			Відхил , грн
	Кількість, т	Ціна 1т, грн	Сума, грн	Кількість, т	Ціна 1т, грн	Сума, грн	
Відрізки для переплаву	0,12066	1450	174,9	0,12066	1450	174,9	0
Угар	0,01934	–	–	0,01634	–	–	–
Зварний шлак	(0,01200)	350	4,2	(0,01200)	350	4,2	0
Окалина	(0,01200)	400	4,8	(0,00900)	400	3,6	1,2
Разом	0,140		183,9	0,137		182,7	1,2

Розрахунок заданого за винятком відходів:

Таблиця 2.12 - Задане за винятком відходів

Найменування статей	за вихідними даними		за проектом		Відхилення, грн
	Кількість, т	Сума, грн	Кількість,т	Сума, грн	
Задане	1,140	2657,8	1,137	2650,8	7,0
Відходи	0,140	183,9	0,137	182,7	1,2
Задане за винятком відходів	1,000	2473,9	1,000	2468,1	5,8

Розрахунок витрат з переробки 1т прокату:

За вихідними даними витрати на паливо та енерговитрати розраховуємо табличним методом, виходячи з норм витрат на 1т та цін, що використовуються на підприємстві.

Норми енерговитрат та палива беремо за статистичними даними підприємств.

$$З_{п} = Н_{п} \cdot Ц_{п},$$

де $Н_{п}$ – Норма витрат палива, т/м³

$Ц_{п}$ – Ціна палива, грн.

Інші затрати за статтями витрат беремо за даними підприємства.

Результати заносимо у таблицю.

За проектом:

За проектом в результаті удосконалення процесу нагрівання зливків, витрати палива скоротились на 10% від норми витрати палива

$$Н_{впр} = Н_{вб} \cdot \frac{(100-10)}{100\%} = Н_{вб} \cdot 0,9$$

де $Н_{впр}$ – норма витрат по проекту, т/м³

$Н_{вб}$ – Норма витрат базова, т/м³

$$Н_{впр} = 0,001401 \cdot 0,9 = 0,0012609$$

$$З_{пр} = Н_{впр} \cdot Ц = 0,0012609 \cdot 3383,54 = 4,26 \text{ грн}$$

В результаті впровадження заходів щодо удосконалення організації виробництва зменшуються витрати з переробки за рахунок умовно-постійної частини витрат в результаті зростання виробництва.

Умовно-постійні витрати – це витрати, загальна сума яких не залежить від кількості виготовленої продукції, а в зв'язку з ростом виробництва умовно-постійні витрати на 1т зменшуються.

Умовно-змінні витрати – це витрати, загальна сума яких за певний час залежить від обсягу виробництва продукції, в зв'язку з ростом обсягу виробництва витрати на 1т залишаються без змін, а на весь обсяг виробництва збільшується.

Сума кожної статті витрат з переробки за проектом розраховується за формулою:

$$З_{пр} = З_{б} \cdot Д_{змін} + \frac{З_{б} \cdot Д_{пост}}{К_{рм}}$$

де Z_6 – сума з кожної статті витрат з переробки за вихідними даними, грн.

$D_{\text{змін}}$ – доля умовно-змінних витрат (коефіцієнт)

$D_{\text{пост}}$ – доля умовно-постійних витрат (коефіцієнт)

$K_{\text{рм}}$ – коефіцієнт зросту обсягу виробництва для даної марки сталі

Таблиця 2.13 - Відсоток розподілу витрат з переробки на умовно-постійні та змінні

Статті витрат	умовно-змінні, %	умовно-постійні, %
Електроенергія	90	10
Вода	35	65
Стиснений кисень	60	40
Начислення на оплату	70	30
Начислення на оплату праці виробничих робітників	75	25
Допоміжні матеріали	85	15
Змінне обладнання	85	15
Витрати на утримання основних засобів	15	85
Капітальний ремонт	15	85
Поточний ремонт	15	85
Робота транспортних цехів	70	30
Амортизація основних фондів	–	100
Загально-виробничі витрати	–	100
Інші витрати	–	100

Розрахунок витрат з кожної статті витрат з переробки

Витрати на електроенергію

$$Z_{\text{пр}} = 12,49 \cdot 0,9 + \frac{12,49 \cdot 0,1}{1,0466} = 12,43 \text{ грн}$$

Витрати на воду

$$Z_{\text{пр}} = 0,887 \cdot 0,35 + \frac{0,887 \cdot 0,65}{1,0466} = 0,86 \text{ грн}$$

Витрати на стиснений кисень

$$Z_{\text{пр}} = 0,075 \cdot 0,6 + \frac{0,075 \cdot 0,4}{1,0466} = 0,074 \text{ грн}$$

Витрати на стиснене повітря

$$Z_{\text{пр}} = 2,08 \cdot 0,6 + \frac{2,08 \cdot 0,4}{1,0466} = 2,04 \text{ грн}$$

Витрати на допоміжні матеріали

$$Z_{\text{пр}} = 0,13 \cdot 0,85 + \frac{0,13 \cdot 0,15}{1,0466} = 0,12 \text{ грн}$$

Витрати на оплату праці виробничих робітників

$$Z_{\text{пр}} = 2,66 \cdot 0,7 + \frac{2,66 \cdot 0,3}{1,0466} = 2,62 \text{ грн}$$

Начислення на оплату праці виробничих робітників

$$Z_{\text{пр}} = 1,05 \cdot 0,75 + \frac{1,05 \cdot 0,25}{1,0466} = 1,04 \text{ грн}$$

Витрати на змінне обладнання

$$Z_{\text{пр}} = 1,57 \cdot 0,85 + \frac{1,57 \cdot 0,15}{1,0466} = 1,56 \text{ грн}$$

Витрати на утримання основних засобів

$$Z_{\text{пр}} = 5,00 \cdot 0,15 + \frac{5,00 \cdot 0,85}{1,0466} = 4,81 \text{ грн}$$

Витрати на поточний ремонт

$$Z_{\text{пр}} = 5,09 \cdot 0,15 + \frac{5,09 \cdot 0,85}{1,0466} = 4,90 \text{ грн}$$

Витрати на капітальний ремонт

$$Z_{\text{пр}} = 4,79 \cdot 0,15 + \frac{4,79 \cdot 0,85}{1,0466} = 4,61 \text{ грн}$$

Транспортні витрати

$$Z_{\text{пр}} = 0,76 \cdot 0,7 + \frac{0,76 \cdot 0,3}{1,0466} = 0,75 \text{ грн}$$

Витрати на амортизаційні відрахування

$$Z_{\text{пр}} = \frac{1,49 \cdot 1}{1,0466} = 1,42 \text{ грн}$$

Загально-виробничі витрати

$$Z_{\text{пр}} = \frac{2,75 \cdot 1}{1,0466} = 2,63 \text{ грн}$$

Кількість енерговитрат, води, стисненого повітря визначаємо за формулою: $K = \frac{Z_{\text{пр}}}{Ц}$, де

Ц – ціна (енерговитрат, води, стисненого повітря та інше)

$$K_{\text{паливо}} = \frac{4,26}{3383,54} = 0,001259 \text{ т}$$

$$K_{\text{електр.ен}} = \frac{12,43}{961,38} = 0,012929 \text{ т}$$

$$K_{\text{вода}} = \frac{0,861}{617,09} = 0,001395 \text{ т}$$

$$K_{\text{ст.пов.}} = \frac{2,04}{121,72} = 0,016759 \text{ т}$$

$$K_{\text{ст.кис}} = \frac{0,074}{820,58} = 0,000090 \text{ т}$$

Таблиця 2.14 - Розрахунок витрат з переробки

Найменування витрат	За вихідними даними			За проектом			Відхи л грн
	Кіл-сть, т	Ціна, грн	Сума , грн	Кіл-сть, т	Ціна, грн	Сума , грн	
Паливо технологічне тис. м ³	0,00140 1	3383,5 4	4,74	0,00125 9	3383,5 4	4,26	0,48
Енерговитрати:							
Електроенергія, тис. кВтгод	0,01299 7	961,38	12,49	0,01292 9	961,38	12,43	0,06
Вода, тис. м ³	0,00143 9	617,09	0,887	0,00139 5	617,09	0,861	0,026
Кисень ст. , тис. м ³	0,00009 2	820,58	0,075	0,00009 0	820,58	0,074	0,001
Стиснене повітря, тис. м ³	0,01707 4	121,72	2,08	0,01675 9	121,72	2,04	0,04
Разом від витрат			15,53 2			15,40 5	0,127
Допоміжні матеріали			0,13			0,12	0,01
Опл.працівиробн.робітн.			2,66			2,62	0,04

За результатами розрахунків складаємо калькуляцію 1т прокату.

Таблиця 2.15 -Калькуляція собівартості 1 тони прокату сталі 08ПС

Назва	Сума по вихідним даним, грн	Сума по проекту, грн	Відхилення, грн
Задане	2657,8	2650,8	7,0
Відходи	183,9	182,7	1,2
Задане за винятком відходів	2473,9	2468,1	5,8
Витрати з переробки	45,55	44,13	1,42
Виробнича собівартість 1т прокату	2519,45	2512,23	7,22

2.4.3. Розрахунок річного економічного ефекту

В результаті удосконалення технологічного процесу річний економічний ефект може бути одержано за рахунок впливу трьох факторів.

Внаслідок зменшення витратного коефіцієнту металу, а саме за рахунок зменшення кількості окалини

$$E_{\text{об}} = (Z_{\text{з.б}} - Z_{\text{з.пр}}) \cdot V_{\text{пр м}}$$

$Z_{\text{з.б}}$ – задане, по вихідним даним, грн.;

$Z_{\text{з.пр}}$ – задане, за проектом, грн.;

$V_{\text{пр м}}$ – річний обсяг виробництва по марці сталі, за проектом, т

$$E_{\text{об}} = (2657,8 - 2650,8) \cdot 214324,13 = 1500268,91 \text{ грн}$$

В результаті впровадження заходів щодо зменшення витрат палива на 10%

$$E_{\text{п}} = (H_{\text{в.б}} - H_{\text{в.пр}}) \cdot C_{\text{п}} \cdot V_{\text{пр м}}, \text{ де}$$

$H_{\text{в.б}}$ – Норма витрат базова, т/м³

$H_{\text{в.пр}}$ – Норма витрат проектна, т/м³

$C_{\text{п}}$ – ціна палива, грн.

$V_{\text{пр м}}$ – річний обсяг виробництва по марці сталі, за проектом, т

$$E_{\text{п}} = (0,001401 - 0,0012609) \cdot 3383,54 \cdot 214324,13 = 101596,91 \text{ грн}$$

Внаслідок зменшення витрат з переробки за рахунок умовно-постійних витрат в результаті зростання обсягу виробництва

$$E_{\text{пер}} = (B_{\text{пер.б}} - B_{\text{пер.пр}}) \cdot V_{\text{пр м}} - E_{\text{п}}$$

$V_{\text{пер.б}}$ – витрати з переробки, по вихідним даним, грн.

$V_{\text{пер.пр}}$ – витрати з переробки, за проектом, грн.

$V_{\text{пр.м}}$ – річний обсяг виробництва по марці сталі, за проектом, т

$$E_{\text{пер}} = (45,55 - 44,13) \cdot 214324,13 - 101596,91 = 202743,35$$

Визначаємо загальну суму річного економічного ефекту

$$\Delta E = E_{\text{сб}} + E_{\text{пер}}$$

$$\Delta E = 1500268,91 + 202743,35 = 1703012,26 \text{ грн}$$

Сума річного економічного ефекту підтверджує доцільність впровадження заходів щодо удосконалення нагрівання зливки.

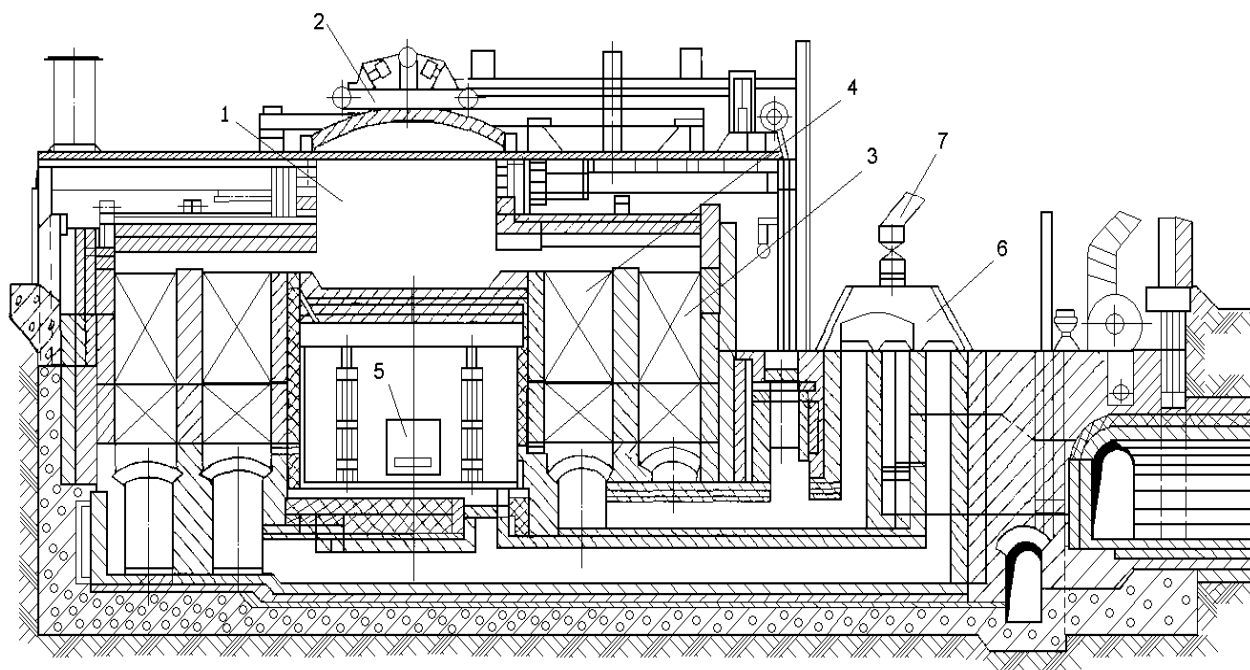
3 МЕХАНІЧНА ЧАСТИНА

3.1. Технічна характеристика обладнання стана

До складу стану входить наступне обладнання:

- шлях зливковоза; зливковоз; стаціонарний перекидач зливків; прийомний рольганг; поворотний стіл; підвідний рольганг; маніпулятор і кантувач; кліть вертикальних валків; кліть горизонтальних валків; привід кліті.

Нагрівання металу в обтискному цеху здійснюється в регенеративних нагрівальних колодязях. У цеху встановлено 14 груп колодязів: групи 1 – 11, 13 і 14 складаються з чотирьох комірок, група 12 з рідким шлаковидаленням складається з шести комірок. Зазначені групи призначені для нагрівання вуглецевих, низьколегованих і високовуглецевих, легованих і спеціальних марок сталей.



1 - робоча камера; 2 - візок для відкриття кришок; 3 - регенератор повітряний; 4 - регенератор газовий; 5 - коридор шлаковий; 6 - клапан газовий золотниковий; 7 - підведення газу до колодязя;

Рисунок 3.1 – Схема регенеративного нагрівального колодязя

У відділенні нагрівальних колодязів встановлено один загальний газовий колектор і три повітряних: у перший колектор нагнітають повітря вентилятори груп 1 – 6, у другий – вентилятори 7 – 11, у третій – 12 – 14.

Основні розміри робочого простору комірки наведені в таблиці 1.

Таблиця 3.16 – Основні розміри робочого простору комірки

Групи	Довжина, мм	Ширина, мм	Висота, мм
1 – 7, 12 – 14	6900	2100	3320
8 – 11	6600	2100	3320

Колодязі опалюються доменно-коксовою сумішшю калорійністю 880 – 930 ккал/м³ з додаванням природного газу до калорійності 900 – 950 ккал/м³. Вищевказана калорійність суміші забезпечується роботою вузла збагачення, встановленого в трубопроводі доменного газу. Необхідна калорійність підтримується шляхом зміни витрати коксового й природного газів на вузлі збагачення на ділянці основного виробництва.

Кожна комірка має індивідуальні перекидні пристрої: клапан золотникового типу на газовому тракті й клапан метеликового типу на повітряному тракті.

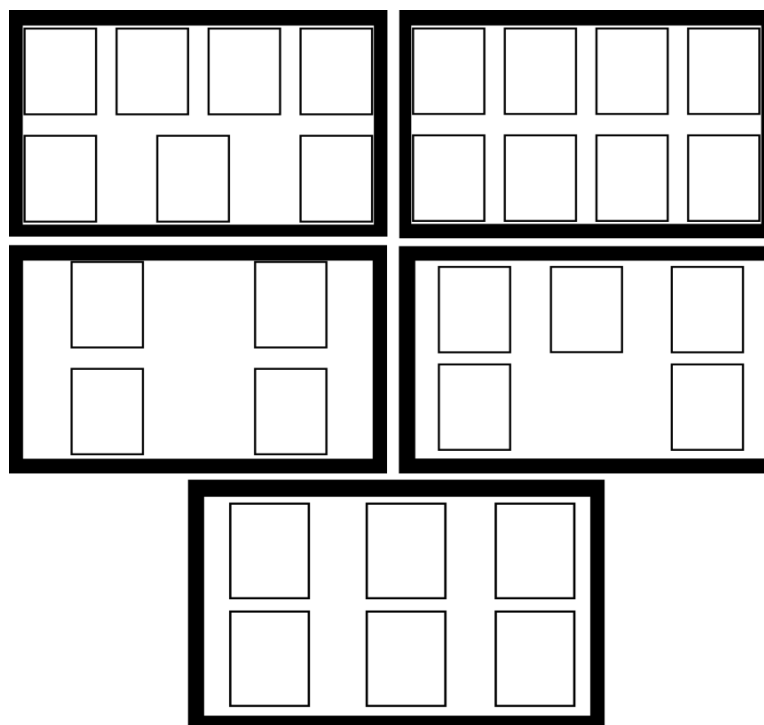


Рисунок 3.2 – Схема розташування зливків в комірках

Для збирання продуктів згорання кожна група має свій димар, на групах №№1 – 11 висота труби – 50м, на №12, 13 й 14 групах – 80м.

В кожній комірці тяга продуктів згорання регулюється шибером, встановленим в димовому борві.

Комірки груп №№ 1 – 14 обладнані шиберами нахильного типу, а групи №№12-14 мають додатковий поворотний шибер встановлений в загальному борві відхідних газів.

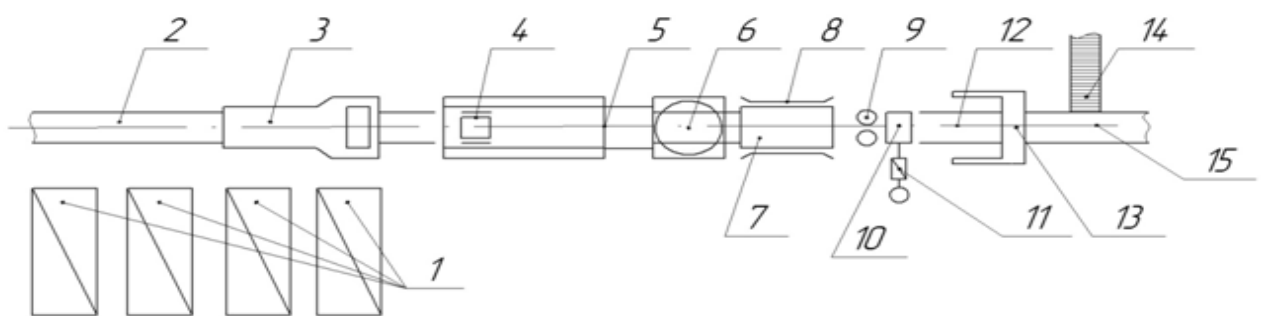
Кожна комірка обладнана системою теплового контролю і автоматичного регулювання параметрів, що складається з наступних вузлів:

- а) виміру і регулювання температури в робочому просторі комірки;
- б) виміру витрати газу і повітря й регулювання співвідношення газ-повітря;
- в) виміру розрядження перед димовим шибером;
- г) автоматичного перекидання клапанів.

Окрім того групи обладнані автоматизованою системою керування нагріванням злиwkів і кожна має локальний пульт керування нагрівом.

Становий проліт довжиною – 78м, шириною – 27м з кроком колон – 12м обладнаний двома електромостовими кранами $Q = 30/5т$ і $Q = 75/15т$, які служать для проведення ремонтних робіт, перевалок валків, та інших робіт.

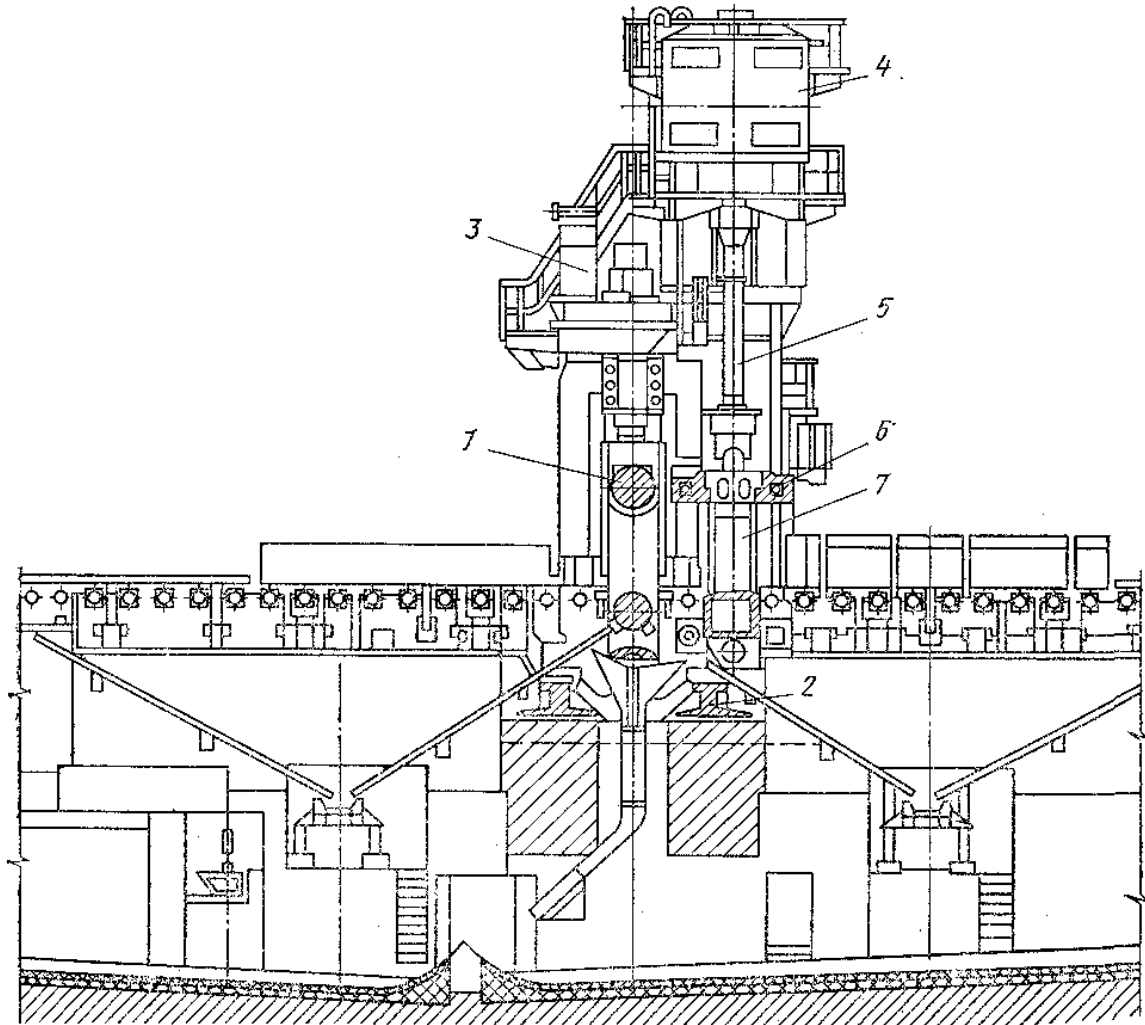
План розташування устаткування стану слябінг 1150 наведений на



1 – нагрівальні колодязі, 2 – шлях зливковогоза, 3 – зливковоз, 4 – стаціонарний перекидач злиwkів, 5 – прийомний рольганг, 6 – поворотний стіл, 7 – підвідний рольганг, 8 – маніпулятор і кантувач, 9 – кліть вертикальних валків, 10 – кліть горизонтальних валків, 11 – привід кліті, 12 – розкатний рольганг, 13 – ножиці, 14 – конвеєр для прибирання обрізі, 15 – відвідний рольганг

Рисунок 3.3 - Схема розташування устаткування стану слябінг 1150

Стан слябінг 1150 - має універсальну кліть, що складається з горизонтальних валків, та вертикальних валків, розташованих перед кліттю горизонтальних валків. Матеріал горизонтальних валків: Сталь 50; матеріал вертикальних валків: Сталь 55. Відстань між осями горизонтальних і вертикальних валків – 2250 мм.



1 – валки горизонтальні; 2 – плитовина; 3 – станина лита сталевая;
4 – електродвигун для привода вертикальних валків; 5 – шпиндель
універсальний; 6 – подушка; 7 – вертикальні валки

Рисунок 3.4 – Загальний вид робочої кліті слябінга 1150

Кліть горизонтальних валків закритого типу реверсивна з діаметром валків 1150 мм і довжиною бочки 2000 мм.

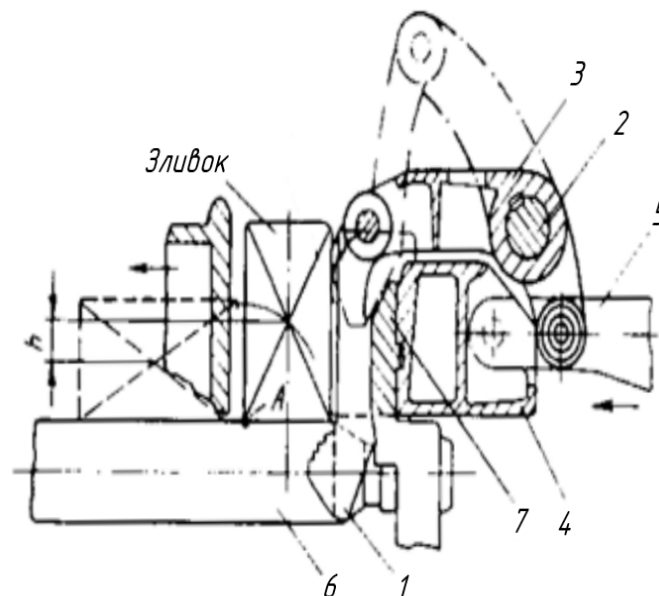
Привід кожного горизонтального валка здійснюється від електродвигуна, потужністю 7200 кВт через шпindel без шестеренної кліти.

Кліть вертикальних валків: діаметр валків 700мм і довжина бочки 1150мм. Привід вертикальних валків здійснюється від чотирьох електродвигунів, потужністю 1250 кВт кожний через циліндричний редуктор з передавальним числом – 3,744.

Регулювання співвідношення обертів горизонтальних і вертикальних валків виконується по спеціальній електричній схемі.

Перед кліттю вертикальних валків встановлені маніпулятор і кантувач.

Маніпулятор призначений для точної установки злитку по осі прокатки і вирівнювання розкату. На стані встановлено два маніпулятора один з яких встановлений перед кліттю вертикальних валків, а інший за кліттю горизонтальних валків. Пересування лінійок перед станом і за станом здійснюється двома електродвигунами $N = 150$ к.с., $n = 460$ об / хв. через циліндричні редуктори і рейкове зачеплення. Максимальний розчин лінійок 1800 мм. Швидкість руху лінійок – 0,5 м/с. Довжина лінійок 8м. Висота лінійок перед станом – 1225мм, за – 875мм.



1 – кантувальні гаки; 2 – вал; 3 – важелі; 4 – лінійка маніпулятора; 5 – штанга;
6 – ролик робочого рольганга; 7 – спрямовуюча

Рисунок 3.5 – Схема крюкового кантувача

Кантувач призначений для кантування зливка в два прийоми на 180° , при цьому відбувається збивання окалини. Кантувач розташований між станинами маніпулятора перед станом. На верхній частині корпусу правої лінійки встановлений вал для приведення в рух кантувальних гаків. На валу посаджені і закріплені на шпонках чотири важеля, на кінцях яких підвішені на осях кантувальні гаки. Відстань між гаками 1500мм. Висота підйому гаків 900мм. Швидкість підйому гаків 0,5 м/с. Кут повороту важелів кантувальних гаків $48^\circ 12'$. Кут повороту злитку за один підйом 90° . Пересування кантувача проводиться через редуктор двома електродвигунами $n = 450$ об/хв. Швидкість підйому гаків – 1,05 м/с.

Нагріті зливки масою до 20т транспортуються до прийомного рольгангу стану за допомогою зливковоза із причіпним візком. Живлення двигуна пересування здійснюється від тролейів. Перекидання люльки зі зливком проводиться напівавтоматично. Швидкість пересування зливковоза до 6 м/с. У разі подання злиwkів від першої і другої груп колодязів, зливки встановлюються безпосередньо краном в стаціонарний перекидач, за допомогою якого злиwk укладається на підвідний рольганг. При підході до рольгангу швидкість зливковоза автоматично знижується. У момент зіткнення з упором вмикається кінцевий вимикач і зливковоз зупиняється. У цей же період автоматично включається двигун повороту люльки. Злиwk плавно укладається на ролики і потім прийомним рольгангом транспортується до стану. Час опускання зливка на рольганг – 6 секунд.

Всі рольганги встановлені по осі прокатки та утворюють безперервну лінію транспортування прокатуваного металу.

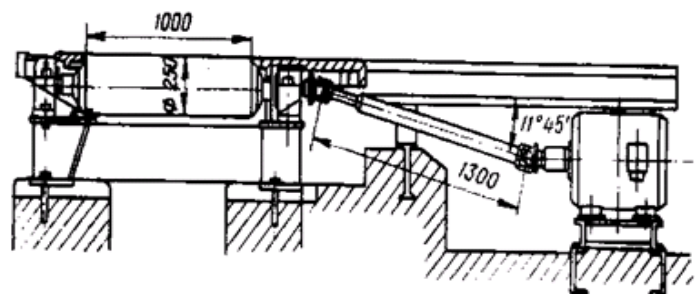


Рисунок 3.6 – Ролики рольгангів з індивідуальним приводом від електродвигуна через карданний вал

Кожен рольганг складається з станини, роликів, трансмісії і приводу. Всі рольганги мають напрямні лінійки. Ролики рольгангів ковані або литі, пустотілі. На одній шийці з приводного боку насаджена конічна шестерня, що входить у зачеплення з відповідною конічною шестернею на приводному трансмісійному валу. Вал із закріпленими конічними шестернями встановлюють і закривають кришкою в масляній ванні з приводного боку рольгангів. Змащення виконується від центральної мастильної станції. Мастило конічних шестерень - картерне. Привід роликів робочих рольгангів перед станом і за станом виконується від індивідуальних електродвигунів потужністю $N = 80 \text{ кВт}$, $n = 470 \text{ об/хв}$.

У головній частині стану встановлений приймальний рольганг зі стаціонарним перекидачем і поворотним столом.

Призначення поворотного столу – повертати зливки на 180° донною частиною вперед, діаметр поворотної платформи 3370 мм. Найбільша довжина зливку, що повертається – 3100 мм. Найбільша маса зливка – 20 тон. Число обертів поворотного столу 2 – 6 об/хв .

Ножиці на стані призначені для порізки слябів на потрібну довжину та обрізки кінців слябів.

Ножиці з верхнім різом, потужністю 2000т з електро-механічним приводом. Привід ножиців здійснюється від електродвигунів через циліндричний редуктор і шпindelний пристрій. Найбільший обертаючий момент на ексцентриковому валу - 4700 кНм, можуть працювати як у круговому, так і у хитному режимі роботи.

Ножиці складаються з двох ножів – верхнього та нижнього, виготовлених з марок сталей ЭП 577 або 30ХГС. Розмір верхнього ножа $305 \times 1700 \times 100 \text{ мм}$, нижнього - $300 \times 1700 \times 100 \text{ мм}$.

Встановленні ножиці закритого типу з кривошипно-шатунним механізмом, що працюють від електроприводу, до складу якого входять три редуктора і чотири електродвигуна. Хід верхнього ножа - 340мм, найбільше число різів 4–8 за хв. Ширина транспортера для прибирання обрізків 800 мм, обмежує довжину обрізків і вагу. Таврування слябів на бічній грані

виконується за допомогою клеймувальної машини, яка являє собою пневмоциліндр зі штоком, на якому кріпляться обойми з клеймами.

Для прибирання слябів з рольганга, при укладанні їх у стопи встановлені два зіштовхувача, які обладнані вісьма пальцями кожний.

Робочий хід зіштовхувача – 4400мм, яких працює зі швидкістю – 0,56 м/с, максимальні штовхаючі зусилля – 40 тонн.

Привід зіштовхувача від двох електродвигунів потужністю 96 кВт через черв'ячний редуктор і два підйомних гвинта діаметром 250мм.

Сляби вуглецевих марок прибираються на стелажі на склади слябів, а сляби легованих марок сталей вимагають за технологією уповільненого охолодження або відпалювання, тому вони відправляються до термічних печей з висувним подом; сляби зі сталей нержавіючих марок складуються для подальшої передачі в проліт стругальних верстатів цеху.

3.2. Розрахунок валків на міцність

Розрахунок валків на міцність ведемо для зусилля яке виникає у десятому проході і становить 9,2 МН.

Вихідні дані:

Діаметр валків, $D = 1035$ мм;

Діаметр шийки валка, $d = 720$ мм;

довжина бочки валка, $L = 2000$ мм;

довжина шийки валка, $l = 760$ мм;

матеріал валків, Ст50

3.2.1. Знаходимо відстань між опорами валків

$$a = L + \frac{l}{2} + \frac{l}{2}$$

$$a = 2000 + \frac{760}{2} + \frac{760}{2} = 2,76\text{м}$$

3.2.2. Визначаємо максимальний момент згину в небезпечному перетині

валка

$$M_{зг} = \frac{P}{4} \cdot \left(a - \frac{b}{2} \right)$$

$$M_{зг} = \frac{9,2}{4} \cdot \left(2,76 - \frac{1,151}{2} \right) = 5 \text{ МНм}$$

3.2.3. Визначаємо згинаючий момент в небезпечному перетині валка при згині.

$$\sigma_{\delta} = \frac{M_{зг}}{W_{\delta}}$$

$$\sigma_{\delta} = \frac{M_{зг}}{0,1 \cdot D^3} = \frac{5}{0,1 \cdot 1,035^3} = 51,5 \text{ МН/м}^2$$

3.2.4. Визначаємо запас міцності в небезпечному перетині бочки валка

$$[\sigma] = \frac{\sigma_B}{\sigma_{\delta}}$$

$$[\sigma] = \frac{625}{51,5} = 12,1$$

3.2.5. Визначаємо момент прокатки

φ – коефіцієнт, що показує, яку частину від довжини осередку деформації становить плече дії сили, для гарячої прокатки – 0,5

$$M_{пр} = P \cdot \varphi \cdot \sqrt{R \cdot \Delta h}$$

$$M_{пр} = 9,2 \cdot 0,5 \cdot \sqrt{0,517,5 \cdot 0,040} = 0,64 \text{ МНм}$$

3.2.6. Визначаємо момент тертя

$f_{підш}$ – коефіцієнт тертя у підшипниках валків, 0,01 – 0,03

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

$$M_{тр} = 9,2 \cdot 0,72 \cdot 0,02 = 0,132 \text{ МНм}$$

3.2.7. Визначаємо обертальний момент

$$M_{об} = M_{пр} + M_{тр}$$

$$M_{об} = 0,64 + 0,132 = 0,772 \text{ МНм}$$

3.2.8. Визначаємо згинаючий момент в небезпечному перетині шийки валка при згині.

$$\sigma_{ш} = \frac{P \cdot l}{0,4 \cdot d^3}$$

$$\sigma_{ш} = \frac{9,2 \cdot 0,76}{0,4 \cdot 0,72^3} = 46,9 \text{ МН/м}^2$$

3.2.9. Визначаємо напругу кручення в шийці валка при обертанні

$$\tau_{ш} = \frac{M_{об}}{0,2 \cdot d^3}$$

$$\tau_{ш} = \frac{0,772}{0,2 \cdot 0,72^3} = 11,03 \text{ МН/м}^2$$

3.2.10. Визначаємо результуюче навантаження в небезпечному перетині

$$\sigma_{рез} = \sqrt{\sigma^2 + 3\tau^2}$$

$$\sigma_{рез} = \sqrt{46,9^2 + 3 \cdot 11,03^2} = 50,6 \text{ МН/м}^2$$

3.2.11. Визначаємо запас міцності в небезпечному перетині шийки валка

$$[\sigma] = \frac{\sigma_B}{\sigma_{рез}}$$

$$[\sigma] = \frac{600}{50,6} = 11,85$$

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОЛОГІЧНА БЕЗПЕКА

Закон України «Про охорону праці» визначає, що охорона праці – це система правових, соціально–економічних, організаційно–технічних, санітарно–гігієнічних і лікувально–профілактичних заходів та засобів, спрямованих на збереження життя, здоров'я і працездатності людини у процесі трудової діяльності.

До основних нормативно-правових актів, діючих в галузі охорони праці належать:

- Конституція України;
- Закон України «Про охорону праці»;
- Закон «Про загальнообов'язкове державне соціальне страхування»;
- Кодекс Законів про Працю (КЗпП);
- НПАОП 27.1-1.04-09 Правила охорони праці в прокатному виробництві підприємств металургійного комплексу.

4.1. Технічні рішення безпечної експлуатації нагрівальних колодязів

Дільниці нагрівальних колодязів обтискного цеху ВАТ «Запоріжсталь» з точки зору особливо небезпечних, вибухонебезпечних та пожежонебезпечних поділяються наступним чином:

1. Зони, що відносяться до категорії особливо небезпечних (можливість травмування рухомими частинами обладнання і механізмами, отруєння газами, опіки та інше). Це шлаковий коридор, зведення регенераторів, траншея, нижня робоча площадка, верхня робоча площадка, район листових засувок, ділянки газових пальників та газових клапанів.

2. Зони, що належать до категорії вибухонебезпечних об'єктів: нагрівальні колодязі у період їх розпалювання; зона знаходження кисло продуктів; газорозподільний пункт №1.

3. Дільниця, що належить до категорії пожежонебезпечних об'єктів: кабельні тунелі.

Габарити наближення нагрівальних колодязів до залізничних колій повинні відповідати ГОСТ 9238-83. З боку залізничної колії групи колодязів повинні огорожуватися від рівня підлоги цеху до робочої площадки колодязів. Захисні плити колодязів, що встановлюються з боку залізничних колій для подачі рухомого складу з злитками, повинні укладатися так, щоб не порушувалися габарити наближення рухомого складу. Забороняється притуляти злитки до захисних плит колодязів. Забороняється складувати та захаращувати злитками і запасним обладнанням робочі майданчики колодязів. При відкритті кришки камери колодязя повинна автоматично відключатися подача газу. Робочі майданчики нагрівальних колодязів з усіх боків, за винятком боку перенесення злитків, огорожуються поручнями з суцільною обшивкою знизу. Для огляду і ремонту скатів наземно-кришкових кранів з боку гарячих шляхів повинні бути передбачені пристрої, що забезпечують безпеку робіт. На шляхах пересування наземно-кришкових машин необхідно влаштовувати тупикові упори. Крани повинні бути оснащені звуковою і світловою сигналізацією.

Під час ремонту групи нагрівальних колодязів навколо них встановлюються тимчасові огороження. Для забезпечення безпечних умов праці і якісного нагрівання зливків і заготовок необхідно за допомогою автоматичних приладів регулювати температуру в колодязях і регенераторах, підтримувати необхідне співвідношення обсягів газу і повітря, тиску газів у камері, передбачити відключення газу при відкриванні кришок і перемиканні газових і повітряних клапанів. Склепіння та оглядові вікна регенераторів повинні бути ущільнені газоплотною масою для запобігання витоку газу. Не допускається експлуатація регенераторів при наявності тріщин.

Стіни повинні бути газоплотними. Кришки нагрівальних колодязів повинні бути обладнані пристроями, що забезпечують щільність їх посадки на камери і виключають можливість вибивання полум'я. Зазор між кришкою і камерою повинен ущільнюватися відповідним матеріалом. Для герметичності кришок люків газових перекидних клапанів їх необхідно ущільнювати азбестовим набиванням, газоплотною, жаростійкою масою. Попередження вибухів в

регенераторах досягається усуненням підсосів повітря в них шляхом включення повітряного клапана через 10-15 сек. після газового, а також тим, що після спорудження або ремонту колодязів їх сушіння виконують до пори, поки температура в газових каналах і насадках не досягне температури займання газу (500 °С). Не дозволяється одночасне перемикання газового та повітряного клапанів. Перед пультами управління кришками нагрівальних колодязів повинні бути встановлені теплозахисні екрани. У діючих цехах, де біля пульта управління не може бути забезпечено достатнього притоку свіжого повітря через стулки вікон, робочі місця біля пультів повинні бути забезпечені приточною вентиляцією з регулюванням температури повітря, що подається.

Управління наземно-кришковими кранами повинно бути дистанційним. У разі відсутності дистанційного керування кабіни управління таких кранів повинні бути обладнані установками для кондиціонування повітря або повітряного душування. Забороняється знаходження людей на робочому майданчику перед відкритими камерами колодязів, а також внизу на нульовій позначці в зоні транспортування зливків під час їх посадки та видачі. Майданчики для приміщення КВП і пульти управління з боку нагрівальних колодязів повинні бути екрановані.

Застосовувати для перенесення злитків кліщі з зношеними кернами не дозволяється. Керни повинні бути виготовлені із зносостійкого металу або сплаву.

Брати холодні зливки неохолодженим кліщами не допускається. Баки для замочування кліщів повинні бути забезпечені проточною водою, температура якої не повинна перевищувати 45°С. Стіни і підлога кабіни кліщових кранів повинні бути ізольованими. Для захисту машиніста крана від тепловипромінювання у вікнах кабіни повинно бути подвійне скло. Зовнішні скла повинні бути тепловідбивним. Кабіни повинні бути обладнані кондиціонерами. Управління злитковозом повинно бути дистанційним. Перекидач повинен забезпечувати надійну стійкість злитків і виключати можливість їх падіння на бік. При човниковому русі злитковозів колія в кінці будівлі має бути обладнана надійним тупиком. При кільцевій злиткоподачі в

районі заокруглення повинна бути встановлена світлова сигналізація, що попереджає про рух злитковозу.

Холоста гілка злитковозного шляху повинна бути огорожена перилами заввишки не менше 1,2 м із суцільною обшивкою знизу на висоту 0,14-0,15 м. У прокатних цехах прибирання окалини і шлаку з шляхів злитковозу повинно бути механізовано. Пост управління зливковозу повинен бути розташований так, щоб забезпечувалась добра видимість усього шляху руху злитковозу. Не дозволяється перебувати поблизу шлакових льоток при їх відкриванні. Видалення шлаку з нагрівальних колодязів повинно бути механізовані.

Рідке шлаковидалення слід проводити за допомогою кліщового крана, який обладнаний спеціальним гребком. Для більш безпечного і ефективного видалення рідкого шлаку підшву камери нагрівального колодязя треба посипати порошком периклазу, феросиліцію, алюмінію або іншими речовинами-витравлювачами. Забороняється розчищення і вибивання шлаку вологим інструментом. Для доступу до шлакових льоток повинні бути влаштовані ґратчасті площадки з поручнями і суцільною обшивкою знизу на висоту 0,14-0,15 м. Коробки і ковші під шлак повинні бути справними та сухими.

Переповнення ковшів (коробок) рідким шлаком не допускається. Обслуговування коробок (ковшів), наповнених рідким шлаком, повинно здійснюватися своєчасно. Грануляція рідкого зварювального шлаку водою не дозволяється. Робочі місця в шлакових льоток повинні мати повітряне душення.

Стіни нагрівальних колодязів в районі шлакових льоток повинні бути закриті екранами. Видалення шлаку з-під колодязів в шлакові приміщення повинно бути механізовано. Транспортування і кантування ковшів або коробок зі шлаком у залізничні вагони повинні проводитися тільки після остигання шлаку. Забороняється провадити вилучення шлаку на підлогу шлакового тунелю, льотки при їх відкриванні.

4.2. Технічні рішення щодо гігієни праці та виробничої санітарії

4.2.1. Вміст повітря робочого простору

У металургійному виробництві найчастіше доводиться зустрічатися з пилом що містить оксиди кремнію, оксиди заліза, оксиди марганцю і фтористі з'єднання.

Склад повітря робочого простору згідно з ГОСТ 12.1.005–88 «Загальні вимоги до складу повітря робочої зони» наведені у таблиці 20.

Таблиця 4.17 - Вміст повітря робочого простору.

Компонент	Нормат. знач. (ГДК, ГДР)	Факт. знач.	III-клас – шкідливі та небезпечні умови та характер праці			Час дії фактора, % за зміну
			1 ступінь	2 ступінь	3 ступінь	
Пил	4,0	21,39	–	–	5,35	84,1
Ангідрид сірчастий	10	15,65	–	–	–	–
Марганцю оксид	0,3	0,57	1,9	–	–	–
Оксид вуглецю	20,0	42	–	–	–	84,1
Ангідрид хромовий	0,01	0,014	1,4	–	–	84,1
Діоксид азоту	2,0	2,37	–	4,84	–	84,1

Надані значення перевищують допустимі ГДК по ГОСТ 12.1005 – 88.

Для очищення повітря доцільно застосовувати витяжну вентиляцію, по можливості встановлюючи її прямо над скупченнями шкідливих компонентів, таких як пил і т.п. У даному випадку найбільш раціонально встановлювати витяжку безпосередньо над кожною групою колодязів, оскільки саме там відбувається найбільше виділення пилу і шкідливих газів.

4.2.2. Мікроклімат

Згідно останньої атестації робочих місць відділення нагрівальних колодязів, одержані наступні показники мікроклімату у даних приміщеннях.

Таблиця 4.18 - Мікроклімат у приміщенні

Фактори	Нормат. знач. (ГДК, ГДР)	Факт знач.	III-клас – шкідливі та небезпечні умови та характер праці			Час дії фактору, % за зміну
			1 ступінь	2 ступінь	3 ступінь	
Температура повітря, °С	18 – 27	44,8	–	–	17,8	84,1
Швидкість пересування повітря, м/сек	0,2 – 0,4	0,35	–	–	–	–
Відносна вологість повітря, %	55	40	–	–	–	–
Інфрачервоне випромінювання, Вт/м ²	140	1140	–	1140	–	84,1

У зв'язку з великими тепловиділенням будівлю нагрівальних колодязів забезпечують інтенсивною аерацією. Сумарний розмір витяжних отворів (ліхтарів типа, що не задувається) має бути на 20-25% більше розміру припливних отворів у стінах будівлі, що забезпечує стійкий приплив свіжого повітря на робочий майданчик колодязів. Розмір припливних отворів з боку открийку має бути в 2,5 разу більше, ніж з боку злитковоза. Для природного провітрювання шлакового тунелю використовують відкриті торцеві частини тунелю, проміжки між регенераторами для припливу свіжого повітря, а для витягу нагрітого повітря – монтажні отвори між сусідніми групами колодязів.

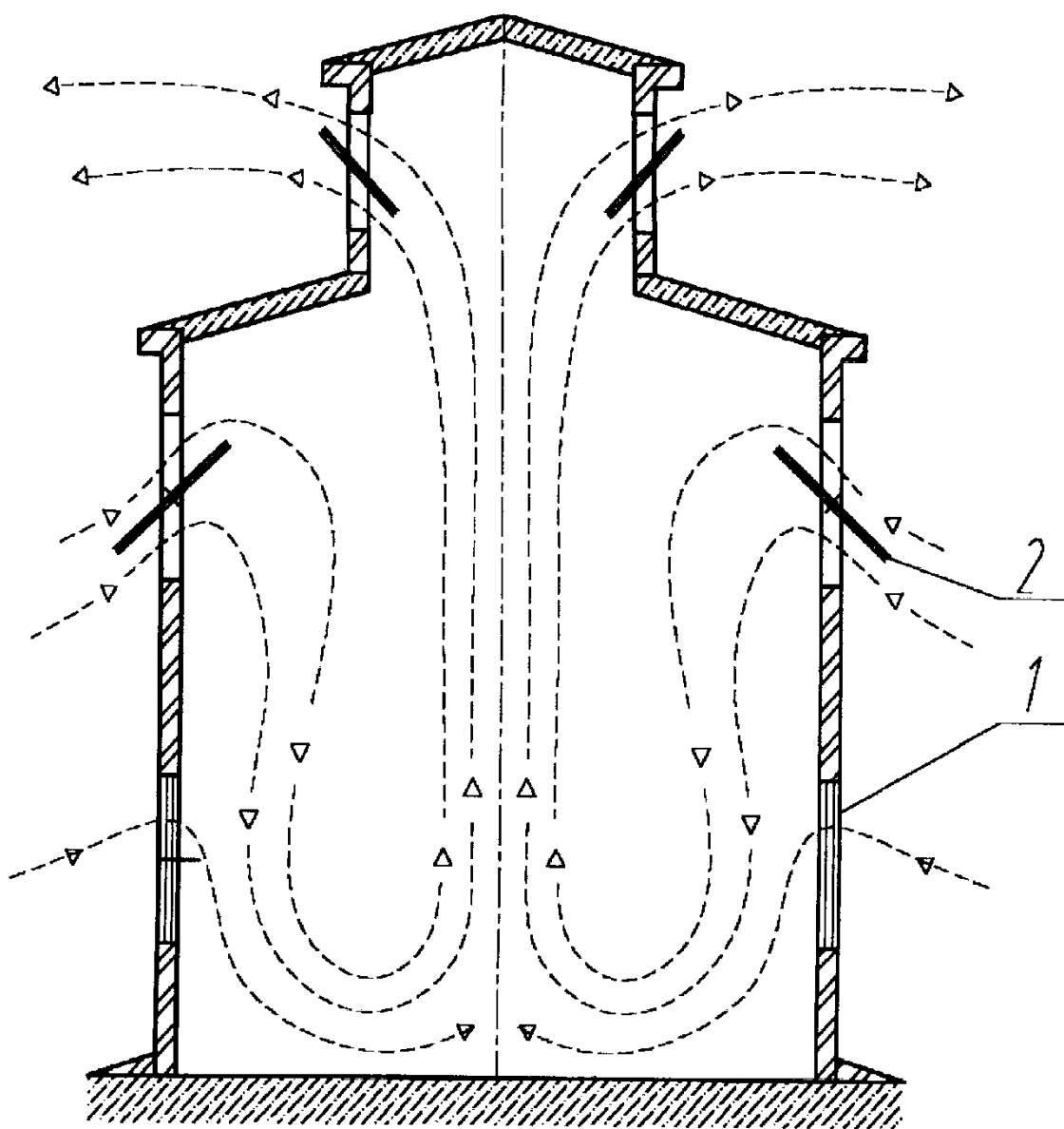


Рис 4.7 Схема аерації будівлі нагрівальних колодязів

4.2.3. Виробниче освітлення

Виробниче освітлення повинне забезпечити достатню рівномірність та постійність рівня освітленості у виробничих приміщеннях, щоб уникнути частої переадаптації органів зору, не створювати на робочій поверхні різких та глибоких тіней (особливо рухомих)

Рівень освітлення в цеху повинен бути достатній для розрізнення деталей контраст поверхонь, що освітлюються та не створювати небезпечних та шкідливих виробничих факторів (шум, теплові випромінювання, небезпечне ураження струмом, пожежо-та вибухонебезпека світильників). Освітлювальні пристрої повинні бути надійними і простими в експлуатації, економічними та естетичними.

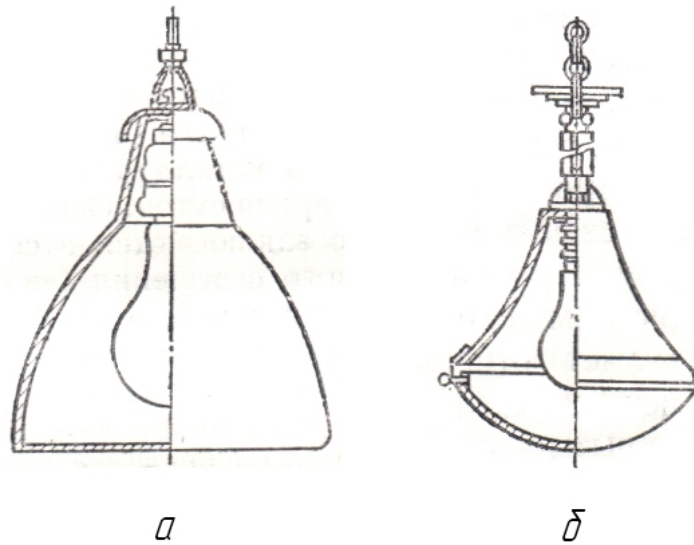
Штучне освітлення здійснюється лампами накаливання та люмінесцентними лампами. По діючим нормам освітленість у металургійних цехах повинна бути не менше 200 лк.

Окрім робочого освітлення, у виробничих приміщеннях встановлюється аварійне освітлення, призначенням якого є безперебійне обслуговування агрегатів та обладнання у випадку відмови в дії робочого освітлення, а також для безпечного виходу з приміщення у випадку аварії. Аварійне освітлення повинно бути підключено до незалежного джерела електроенергії.

Для оптимального розподілу світлового потоку ламп використовується освітлювальна арматура. Призначення освітлювальної арматури – перерозподіл світлового потоку ламп, захист очей від яскравості ниток ламп накаливання, захист ламп від механічних пошкоджень та забруднень та створення умов безпечного обслуговування світильників.

Захист очей від прямого випромінювання ниток накалу досягається створенням захисного кута світильника, величина якого визначається розміщенням лампи в арматурі світильника і висотою підвісу світильника.

В обтискному цеху використовують світильники глибоковипромінювачі прямого світла, та відбивання та розсіювання світла – «Люцетта»



а – глибоковипромінювач; б – «Люцетта»

Рисунок 4.8 – Основні види світильників загального освітлення

4.2.4. Виробничі шуми та вібрації

Надмірний шум шкідливо впливає на здоров'я працівників, сприяє виникненню травматизму і знижує продуктивність праці. Робота в умовах підвищеного шуму протягом всього дня викликає стомлення слухових органів. Вухо людини сприймає звуки з частотою від 16–20 до 20000 Гц.

Вібрації - коливання тіл з частотою менше 20 - 16 Гц. Тривалий вплив вібрації великої частоти викликає вібраційну хворобу, яка вражає нервово-м'язову і серцево-судинну систему людини і веде до пошкодження суглобів. При цьому може виникнути часткова втрата працездатності. Для вимірювання вібрацій в цеху використовують віброшупи, що відносяться до приладів неелектричного типу.

Основними джерелами шуму в обтискному цеху є:

- нагрівальні колодязі – відкривання та закривання кришки колодязя є значним джерелом вібрації та шуму;
- пристрої транспортування – рольганги, зливковоз за мостові крани під час руху створюють значний шум;

- прокатний стан – під час прокатування заготовка б'ється об ролики рольгангів та стінки маніпулятора
- ножиці за прокатним станом – під час різання ножі вдаряються об розкат та в процесі різання перетину слябу створюється вібрація..

Заходи щодо захисту від шуму і вібрації зводяться до наступних:

- заміна виробничих процесів;
- раціоналізація виробничого обладнання;
- будівництво спеціальних фундаментів;
- раціональне поєднання повітрододів з повітродувних машин і кріплень трубопроводів на опорах з амортизуючими прокладками;
- застосування спеціальних амортизуючих прокладок при кріпленні віброуючих агрегатів і компонентів машин
- застосування звукоізолюючих кожухів для закривання особливо шумного обладнання;
- застосування глушників шуму при випуску відпрацьованих газів, пари, повітря;
- застосування звукоізолюючих і звукопоглинаючих матеріалів;
- використання індивідуальних засобів захисту від шуму і вібрацій.

4.2.5. Виробничі випромінювання

Для зменшення тепловипромінювання необхідно максимально знижувати температуру джерел теплового випромінювання, так як рівень випромінювання складає 1140 Вт/м^2 при нормі 140 Вт/м^2 . У металургійних цехах це досягається збільшенням товщини стінок колодязів, регенератору, теплоізоляцією їх зовнішньої поверхні або охолодженням цих поверхонь. Також для захисту робітників від теплового випромінювання, а також для зменшення інфрачервоного випромінювання між джерелами випромінювання та робочим встановлюються екрани або завіси, що зменшують шкідливу дію цих факторів.

4.3. Пожежна безпека

4.3.1. Технічні рішення системи запобігання пожежі

Для запобігання пожеж кожен працівник обтисного цеху повинен знати наступну інформацію:

- відповідно до встановленого на комбінаті порядку, інструктаж з пожежної безпеки проводиться окремо від інструктажу з охорони праці, із занесенням запису до спеціального журналу;
- перевірка знань основних положень інструкцій з пожежної безпеки проводиться працівникам цеху один раз на рік;
- особи, відповідальні за пожежну безпеку дільниць і служб, призначені розпорядженням по цеху (яке видається щорічно), одночасно є відповідальними за підготовку устаткування до проведення вогневих робіт;
- таблички з зазначенням посад та прізвищ осіб, відповідальних за пожежну безпеку, вивішуються на дільницях на видних місцях.

Джерела пожежної небезпеки в цеху:

- наявність ЛЗР і ГР;
- горючий газ (природний, коксовий та доменний);
- наявність лакофарбових матеріалів та розчинників;
- іскріння в електроустановках;
- статична електрика;
- виділення горючих сумішей і пилу в процесі виробництва на агрегатах та вентиляційних установках;
- мастильні матеріали та їх пари;
- наявність промаслених обтиральних матеріалів.

Категорії виробничих відділень дільниці нагрівальних колодязів по вибухонебезпечності та пожежній безпеці згідно ДСТУ Б В.1.1–36:2016(ОНТП 24–86) приведені у таблиці 22.

Таблиця 4.19 - Категорії відділень нагрівальних колодязів по класу вибухонебезпечності та пожежній безпеці

Відділення, дільниці чи агрегати	Категорія	Клас приміщень ел. установок по зонам ДНАОП 0.00-1.32-01ПБЕ
Нагрівальні колодязі	Г	П – 111
Пристрій для заміни зливковоза	Д	П – 111
Гідропідйомник зливковоза	В	П – 111

Забороняється вимикати контрольно–вимірювальні прилади (КВП), встановлені на газопроводах, водопроводах, воздухопроводах та маслосистемах при працюючому устаткуванні. Робота при вимкнених КВП може привести до аварії, пожежі чи вибуху. До найбільш важливих об'єктів, вимкнення КВП на яких під час роботи найбільш небезпечне, відносяться:

1. Газопроводи коксового і природного газу. Межі тиску 600 – 50 мм водяного стовбчика.
2. Газопроводи природного газу. Межі тиску 3 атм– 50 мм водяного стовпчика.
3. Технологічний повітропровід до осередків нагрівальних колодязів. Межі тиску 250 – 50 мм водяного стовпчика.

ЛЗР та ГР зберігаються в металевих ящиках або шафах у спеціальнообладнаних для цієї мети приміщеннях з вказівкою найменування та норм потреб для цеху. Зберігання ГММ (бензин, керосин, густі та рідкі мастила) у непризначених для цієї мети виробничих приміщеннях забороняється.

На робочих місцях можна зберігати у готовому до використання стані, у кількостях не перевищуючих змінну норму витрати, ЛЗР або ГР. Невикористані на протязі зміни ЛЗР або ГР необхідно повертати до кладових

цеху. При транспортуванні та зберіганні вибухонебезпечних речовин та матеріалів типу карбіду кальцію, сілікальцію, сілінатрію необхідно уникати потрапляння вологи на них. Використання в приміщеннях із вибухонебезпечними та легкозаймистими матеріалами та речовинами обладнання, візків, інструменту, виконаного не у вибухонебезпечному виконанні забороняється. Металічну стружку та використані обтиральні матеріали по мірі їх накоплення необхідно збирати у металічні ящики та видаляти з виробничих приміщень по закінченні зміни.

4.3.2. Технічні рішення системи протипожежного захисту

Усі виробничі, допоміжні та підсобні приміщення відділення нагрівальних колодязів повинні бути обладнані первинними засобами пожежогасіння (вогнегасники, пісок і т.д.), а також пожежним інвентарем згідно вимогам інструкції ПБ № 0.01. Пожежний інвентар, первинні засоби пожежогасіння, пожежні крани та стаціонарні установки пожежогасіння повинні знаходитися на видних та доступних місцях, а також бути пофарбованими у кольори згідно ГОСТ 12.4.026–75. Відключення на ремонт якої-небудь ділянки пожежного водопроводу або паропроводу повинно виконуватися тільки після письмового дозволу особи, відповідальної за пожежну безпеку та узгоджено з пожежною охороною комбінату. Категорично забороняється використовувати пожежний інвентар, первинні засоби пожежогасіння та пожежне обладнання для виробничих, господарських та інших потреб, не зв'язаних з пожежогасінням. Особою, відповідальною за справне становище стаціонарних, повітряно-пінних установок, пожежного водопроводу та систем пожежогасіння в цеху, є керівник енергослужби цеху. Він же здійснює їх перевірку, ведення та зберігання документації про них. Відповідальним за укомплектованість пожежних стендів в цеху є майстри (старші майстри) дільниць, де вони встановлені. Кожний працівник цеху перед початком зміни зобов'язаний на своєму робочому місці (зоні роботи) перевірити наявність та склад первинних та стаціонарних засобів пожежогасіння. При виявленні займання у кабельних тунелях, масло підвалах,

які неможливо загасити за допомогою вогнегасників, піску, для гасіння пожежі використовується насичена або перегріта пара з температурою до 300°C і тиском 6 – 18 атм небезпечна для життя людини. Перед ввімкненням систем пожежогасіння необхідно переконатися у відсутності людей у підвалі або тунелі, а потім викликати пожежну частину за телефоном «101».

Вогнегасник повітряно-пінний універсальної системі Іванова, призначений для гасіння повітряно-механічною піною легкозаймистих, а також інших горючих рідин та матеріалів у приміщеннях з температурою +2 – 50°C, маючих мережу стисненого повітря. Повітряно-пінний вогнегасник (пінний апарат) системи Іванова призводять до дії два працівника у наступному порядку:

- старший витягує із ящика ствол, розмотує пожежний рукав та прокладає його у напрямку осередку пожежі, приєднує рукав до з'єднуючої головки трубопроводу пінного апарату, і переконавшись у відсутності заломів та скруток рукава, дає команду другому відкрити повітря;
- другий відкриває повітряний вентиль для подачі повітря в апарат.

Порядок використання і ввімкнення стаціонарної повітряно-пінної установки УПП – 400 виконується згідно з інструкцією з експлуатації.

По прибуттю підрозділів пожежної охорони працівник обтискного цеху, керуючий гасінням пожежі, зобов'язаний повідомити начальнику підрозділу пожежної охорони щодо обставин, які сприяли виникненню пожежі та заходах, прийнятих щодо її ліквідації, щодо наявності людей у приміщеннях, зайнятих у ліквідації пожежі.

4.4. Заходи по захисту навколишнього середовища

У порівнянні з іншими напрямками чорної металургії, у прокатному виробництві утворюється менше пилу та газів. Основними джерелами забруднення атмосферного повітря в прокатному виробництві є нагрівальні печі, машини вогневого зачищення, й травильні агрегати, а також стани гарячої прокатки, над якими утворюються викиди пилу (2,0–18,0 г/т прокату), які

містять окалину (оксиди заліза) та інші метали в залежності від ступеню легування сталі і сплаву, викиди нагрівальних печей містять оксиди азоту.

Викиди потрапляють через аераційні ліхтарі в атмосферу. Для очищення димових газів нагрівальних печей прокатних цехів від оксидів азоту, використовують ванадієві каталізатори, влаштовані в котли-утилізатори. В наш час в основному використовують високі димові труби, при цьому забезпечується приземна концентрація в межах ПДК.

Для очищення газів машин вогневого зачищення використовують скруббериВентурі та електрофільтри.

Стічні води, які виникають у прокатному виробництві складають від 30 до 50% загальної їх кількості, що використовуються на підприємстві. Стічні води виникають при охолодженні валків, їх шийок і підшипників, змиванні і транспортуванні окалини, а також при охолодженні пил, ножиць та інших допоміжних механізмів. Стічні води містять окалину, масло, емульсію, кислоти, токсичні речовини. Вода забруднюється окалиною при гідрозбиві та гідрозмиві. В стічних водах містяться суміші аммонію, кислоти, метали, сірководень, кремній, сульфати, хлор, хлориди, сульфідиди і т.д.

Окалиновмісні стічні води в основному освітлюються. Цей процес проходить у два етапи: спочатку стічні води проходять відстійники глибокого освітлення, а у вторинних відстійниках відбувається більш тонке очищення. Також для очищення окалиновмісних вод використовують гідроциклони.

В прокатному виробництві на станах гарячої прокатки використовується система оборотного водопостачання. На сучасних підприємствах передбачається трьох рівнева система очищення оборотної води. Перший рівень містить у собі яму для окалини, радіальні відстійники з камерами флокуляції (для збільшення механічних домішок) та сітчасті фільтри. В якості другого рівня очищення в системі передбачаються відстійники із влаштованими камерами окалино утворення гідроциклонного типу. На третьому ступені очищення застосовуються спеціальні фільтри: антрацитокварцеві або з плаваючим пінополістерольним завантаженням.

СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

- 1.Куприн М.И., Куприна М.С. Основы теории прокатки. Москва : Металлургия, 1971. 240 с.
- 2.Сорокин В.Г. Марочник сталей и сплавов. Москва : Машиностроение, 1989. 640 с.
- 3.Королев А.А. Конструкция и расчет машин и механизмов прокатных цехов. Москва : Металлургия, 1985. 736 с.
- 4.Производство передельных и товарных слябов из слитков углеродистых, низколегированных и высокоуглеродистых марок сталей. Технологическая инструкция. ТИ 226-П.ОЗ-01-2005. Запорожье: 2005.
- 5.Ильинский Б.Д. Охрана труда на предприятиях черной металлургии. Учебник, изд. 2-е перераб. и доп. Москва : Металлургия, 1979. 255 с.
- 6.Целиков А.И. Теория прокатки. Москва : Металлургия, 1982. 334 с.
- 7.Грудев А.П., Машкин Л.Ф. Технология прокатного производства. Москва : Металлургия, 1994. 656 с.
- 8.Ильинский Б.Д. Охрана труда на предприятиях черной металлургии. Москва : Металлургия, 1979. 256 с.
- 9.Жидецкий В.Ц. Основы охраны труда. Львов : Афиша, 2000. 352 с.
10. Казанец И.П. Черная металлургия на рубеже новой пятилетки. Москва : Металлургия, 1971. 60 с.
- 11.Полухин П.И. и др. Прокатное производство. Москва : Металлургия, 1968. 696 с.
- 12.Дрозд В.Г., Меренков А.И. Сортвые прокатные станы. Москва : Металлургия, 1967. 313 с.
- 13.Литовчейко Н.В. Горячая прокатка толстых и средних листов. Москва: Металлургиздат, 2009. 376 с.
- 14.Королев А.А. Прокатные станы. Москва : Машгиз, 1958. 451 с.
- 15.Правила безопасности в прокатном производстве. Москва : Металлургиздат, 1960. 46 с.

- 16.Александров А.А. Блюминга и слябинга. Москва : Metallurgizdat, 1949. 227 с.
- 17.Башлай Б.И., Щеглова Л.Н. Охрана труда в прокатных цехах. Москва : Профиздат, 1941. 200 с.
- 18.Ильинский Б.Д. Техника безопасности и противопожарная техника в черной металлургии. Москва : Металлургия, 1967. 370 с.
- 19.Рудиев А.П., Жило М.О. Охрана труда и техника безопасности. Справочник. Москва : Металлургия, 1965. 178 с.
- 20.Аксельрод Л.Г., Сухов И.И. Нагревательные колодцы. Москва : Металлургия, 1962. 236 с.
- 21.Правила безопасности в газовом хозяйстве заводов черной металлургии. Москва : Металлургия, 1970. 57 с.
- 22.Борисов Ю.С. Техника безопасности при ремонте и монтаже оборудования. Москва Машгиз, 1981. 263 с.
- 23.Синебрюхов Н.В. Безопасность труда в черной металлургии. Москва : Металлургия, 1966. 212 с.
- 24.Берт И.А. Техника безопасности и промышленная санитария щ черной металлургии. Москва Metallurgizdat, 1963. 367 с.
- 25.Тришевский И.С. Проводки прокатных станов. Москва : Metallurgizdat, 1957. 289 с.
- 26.Гедык Л.К. Смазка оборудования. Москва : Машгиз, 1950. 244 с.
- 27.Жетвин Н.П. и др. Удаление окалины с поверхности проката. Москва : Metallurgizdat, 1967. 354 с.
- 28.Филиппов С.Н. Настройка прокатных станов. Москва : Metallurgizdat, 1951. 178 с.
- 29.Королев А.А., Николаевский Г.М. Механическое оборудование прокатных станов. Москва : Metallurgizdat, 1963. 173 с.
- 30.Королев А.А. Устройство и расположение оборудования прокатных станов. Москва : Metallurgizdat, 1953. 235 с.
- 31.Швейкин В.В., Тягунов В.А. Технология прокатного производства. Москва : Metallurgizdat, 1956. 281 с.

- 32.Бурцев К.И. Прокатное производство. Москва : «Металлургия», 1970. 260 с.
- 33.Сафьян М.М. Горячая прокатка листов на непрерывных и полунепрерывных станах. Москва Metallurgizdat, 1962. 183 с.
- 34.Демченко Л.Т. и др. Механическое оборудование непрерывных мелкосортных и проволочных станов. Москва : Metallurgiya, 1965. 248 с.
- 35.Синебрюхов Н.В. Безопасность труда в черной металлургии. Москва : Metallurgiya, 1966. 272 с.
- 36.Касьянов С.Ф., Труннев Д.С. Механизация отделки проката. Москва : Metallurgizdat, 1955. 236 с.
- 37.Панасенко Ф.Л. Прокатка и термическая обработка толстых листов. Москва : Metallurgizdat, 1962. 194 с.
- 38.Березнева В.И. Электротравмы, электроожоги и их лечение. Москва : Медицина, 1964. 241 с.
- 39.Манойлов В.Е. Основы электробезопасности. Москва : Энергия, 1966. 184 с.
- 40.Королькова В.И. Электробезопасность на промышленных предприятиях. Москва : Машиностроение, 1971. 258 с.
- 41.Долин П.А. Защитные средства и приспособления. Москва : Энергия, 1965. 280 с.
- 42.Борисов Ю.С. Техника безопасности при ремонте и монтаже оборудования. Москва : Машгиз, 1981. 137 с.
- 43.Кузнецов А.И. Техника безопасности в электрических установках. Москва : Госэнергоиздат, 1978. 173 с.