

Національний університет «Полтавська політехніка імені Юрія Кондратюка»
Навчально-науковий інститут інформаційних технологій та робототехніки
Кафедра автоматики, електроніки та телекомунікацій

Пояснювальна записка

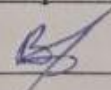
до кваліфікаційної роботи

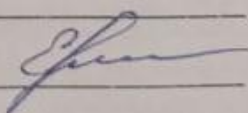
магістр

(ступінь вищої освіти)

на тему **Модернізація та дослідження електропривода**
подачі електродів у сталеплавильну піч

Виконав: студент 6 курсу, групи 601-МЕ
спеціальності 141 «Електроенергетика,
електротехніка та електромеханіка»

Михайленко В.Ю. 

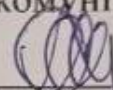
Керівник Єрмілова Н.В. 

Рецензент Кислиця С.Г.

Національний університет «Полтавська політехніка імені Юрія Кондратюка»
 Інститут Навчально-науковий інститут інформаційних технологій і
 робототехніки
 Кафедра Автоматики, електроніки та телекомунікацій
 Ступінь вищої освіти Магістр
 Спеціальність 141 «Електроенергетика, електротехніка та
 електромеханіка»

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри
 автоматки, електроніки та
 телекомунікацій


 О.В. Шефер
 “ 02 ” “ 09 ” 2024 р.

З А В Д А Н Н Я

НА МАГІСТЕРСЬКУ РОБОТУ СТУДЕНТУ

Михайленку Владиславу Юрійовичу

1. Тема проекту (роботи) **«Модернізація та дослідження електропривода подачі електродів у сталеплавильну піч»**
 керівник проекту (роботи) **Єрмілова Наталія Василівна, к.т.н., доцент**
 затверджена наказом вищого навчального закладу від “___” ___ 2024 року № ___
2. Строк подання студентом проекту (роботи) 19.12.2024 р.
3. Вихідні дані до проекту (роботи) Технічна документація на сталеплавильну піч типу ДСП-25М01. Номінальна потужність 15000 кВА. Ємність печі 25 т. Діаметр електрода – 400 мм. Хід електрода – 2500 мм. Маса механізму переміщення електрода – 650 кг. Оптимальна швидкість переміщення електрода – 2-5 м/хв. Забезпечити перерегулювання у межах 30%, час регулювання не більше 1 с.
4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити) Опис роботи сталеплавильної печі. Аналіз недоліків і постановка задачі. Розроблення функціональної схеми регулятора потужності. Розрахунок потужності та вибір типу електродвигуна. Розроблення принципової схеми ЕП подачі електродів. Розрахунок елементів схеми. Розроблення структурної схеми САК. Визначення передавальної функції. Розрахунок характеристик САК. Визначення якісних параметрів системи. Висновки по роботі.

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових плакатів):
- 1) загальний вигляд сталеплавильної печі;
 - 2) механізм подачі електродів;
 - 3) САР потужності ДСП;
 - 4) функціональна схема регулятора потужності;
 - 5) принципова схема ЕП подачі електродів;
 - 6) структурна схема САК;
 - 7) характеристики тиристорного перетворювача системи;
 - 8) графіки перехідних процесів;
 - 9) логарифмічні характеристики;
 - 10) характеристики стійкості САК;
 - 11) висновки по роботі.

6. Дата видачі завдання 02.09.2024 р.

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

Пор. №	Назва етапів магістерської роботи	Термін та обсяг виконання етапів роботи			Примітка (плакати)
1	Огляд роботи сталеплавильної печі. Аналіз недоліків електроприводу. Постановка задачі на дипломне проектування	07.10.24		15%	Пл. 1
2	Вибір механізму подачі та розроблення функціональної схеми САР потужності ДСП	16.10.24	I	25%	Пл. 2
3	Розрахунок потужності та вибір типу електродвигуна та редуктора	05.11.24		40%	Пл. 4
4	Розроблення функціональної та принципової схеми електроприводу подачі електродів	12.11.24		50 %	Пл. 5
5	Розрахунок елементів принципової схеми	19.11.24	II	60%	Пл. 6
6	Розроблення структурної схеми та визначення передавальної функції САК	26.11.24		70%	Пл. 7
7	Розрахунок і побудова характеристик тиристорного перетворювача системи	04.12.23		80%	Пл. 8
8	Розрахунок перехідних процесів. Розрахунок та побудова логарифмічних характеристик. Визначення стійкості САК	11.12.24		90%	Пл. 9,10
9	Оформлення пояснювальної записки	19.12.24	III	100%	Пл. 11

Магістрант

(підпис)

Михайленко В.Ю

(прізвище та ініціали)

Керівник роботи

(підпис)

Єрмілова Н.В.

(прізвище та ініціали)

Зміст

ВСТУП.....	4
1. АНАЛІТИЧНА ЧАСТИНА.....	7
1.1 Сталеплавильні печі: види, технічні характеристики, можливості використання	7
1.2 Технологія злиткового лиття електродуговим способом	25
1.3 Обґрунтування доцільності розроблення автоматизованого електропривода подачі електродів у дугову сталеплавильну піч	31
2 РОЗРАХУНКОВА ЧАСТИНА.....	33
2.1 Розрахунок потужності та перевірка привідного електродвигуна та механічної частини	33
2.2 Розроблення схеми електропривода, розрахунок та вибір елементів принципової схеми	40
2.3 Вибір інформаційних електромеханічних елементів виконавчих систем електропривода подачі електродів	60
3 РОЗРОБЛЕННЯ ТА ДОСЛІДЖЕННЯ САР ПОЛОЖЕННЯ ЕЛЕКТРОДІВ	63
3.1 Розрахунок параметрів передаточної функції двигуна	63
3.2 Розрахунок параметрів контуру регулювання струму	65
3.3 Розрахунок параметрів контуру регулювання швидкості	69
3.4 Розрахунок параметрів контуру регулювання положення	73
3.5 Оцінка стійкості розробленої системи автоматичного керування	76
ВИСНОВКИ	79
ВИКОРИСТАНА ЛІТЕРАТУРА	80

ВСТУП

Електричні печі і електронагрівальні пристрої отримали дуже широке застосування в промисловості, транспорті, сільському господарстві і інших галузях народного господарства. Доволі значна частина усієї електроенергії, що споживається нашою промисловістю, витрачається на цілі електротермії, тому розроблення сучасних електроприводів на базі енергоощадних технологій є досить актуальним. В наш час виключне значення для народного господарства отримали спеціальні, високолеговані сталі. Введення в сталь легуючих компонентів: хрому, нікелю, алюмінію, кремнію, марганцю, ванадію – облагороджує її, значно покращує її властивості, механічну міцність, термостійкість, можливість ефективно протистояти корозії.

Для отримання високолегованих сталей потрібно не тільки вводити легуючі компоненти в звичайну вуглецеву сталь, а перш за все очистити її від шкідливих домішок. Така найбільш повна очистка сталі від газів і шкідливих домішок (рафінування) відбувається в дуговій сталеплавильній печі. Саме в дуговій сталеплавильній печі віддають перевагу отримувати найбільш цінні, високолеговані марки сталі, однак при цьому витрачається велика кількість електроенергії. Так на 1 тону виплавленої сталі в залежності від ємності печі та характеру процесу затрачається від 500 до 1000 кВт·год електроенергії. Тому основну частину сталей – як правило вуглецеві, конструкційні і частину легованих – виплавляють в конверторах або мартенівських печах, де її виплавка більш дешева [1].

Одним з основних споживачів великих електричних печей являється металургія сталі. Для отримання легованих сталей вимагається наявність великої кількості феросплавів. Феросплави мають високу температуру плавлення і їх отримання може бути здійснено в потужних електричних печах.

Термічна обробка легованих сталей потребує дуже точної витримки заданого температурного режиму і високої ступені рівномірності нагріву виробів, регулювати ж цей процес і забезпечити його рівномірність можливо лише в дугових сталеплавильних печах, причому з високою точністю.

Предметом дослідження є електропривод подачі електродів у сталеплавильну піч.

Використання електроенергії для теплогенерації забезпечує:

а) можливість концентрації великої енергії в невеликих об'ємах, наслідком чого можуть бути більш високі температури, недосяжні при інших способах теплогенерації, компактність електричних печей;

б) можливість регулювання величини і розподілення температури в робочому об'ємі печі;

в) суміщення нагріву з хімічними (при електролізі) або іншими діями електричної енергії;

г) можливість роботи без атмосфери, що дозволяє використовувати тиск, як фактор регулювання металургійного процесу, при цьому відсутність димових газів дає можливість підвищити чистоту процесу плавки металу.

Об'єктом дослідження в даній роботі є процес плавлення сталі з врахуванням технічних вимог до металу, що плавиться, а також витрат енергетичних і технічних ресурсів.

Метою даної роботи є заміна гідравлічного приводу подачі електродів, що існує, на сучасний автоматизований електропривод.

Для цього необхідно виконати наступні **завдання**:

- проаналізувати привод, що існує, та виявити його недоліки;
- провести розрахунок потужності та вибір електродвигуна та редуктора;
- розробити функціональну та принципову схему електроприводу подачі електродів ;
- визначити статичні й динамічні характеристики модернізованої системи, оцінити її якість та стійкість.

1 АНАЛІТИЧНА ЧАСТИНА

1.1 Сталеплавильні печі: види, технічні характеристики, можливості використання

1.1.1 Загальні відомості про електричні печі

Можливість використання електричної дуги для плавлення металів була виявлена ще в 1803 році В.В. Петровим, який вперше отримав дугу за допомогою великої батареї гальванічних елементів. В.В. Петров показав, що такою дугою можливо не тільки розплавляти метали, а й створювати їх з оксидів, нагріваючи в присутності вуглецевих відновлювачів. Декілька конструкцій лабораторних печей було створено в 1878-1880 рр. Сіменсом. В них дуга горіла в тигелі між двома горизонтально розміщеними електродами (дугова піч непрямої дії) або між електродом і розміщеною в тигелі загрузкою (дугова піч прямої дії). Сіменс вперше запропонував автоматично регулювати струм дуги переміщенням електроду та використовувати магнітне поле для відключення дуги. Промисловий розвиток дугові печі отримали на границі XIX і XX вв., коли з'явилися перші сталеплавильні печі Еру, Стассано побудував першу шахтну електродомну для виплавки чавуну з руди, а Ачесон розробив процес отримання графітованих електродів в печах прямої дії. Тоді ж набули промислового масштабу процеси отримання карбіду кальцію і феросплавів у шахтних дугових печах.

Електричні печі застосовують у тих галузях промисловості і технологічних процесах, основою яких являється нагрів матеріалів або виробів за допомогою електричної енергії (так звані "електротермічні процеси") [1].

Електротермічні процеси застосовують:

1) коли технологічний процес неможливо здійснити без електронагріву. В цьому випадку доцільно визначатись по значенню отриманої продукції для народного господарства, а величину економічного ефекту розраховують для галузей, які застосовують дану продукцію взамін іншій, з гіршими характеристиками, але отриману без використання електронагріву;

2) коли використання електронагріву дозволяє отримати продукцію більш високої якості. В цьому випадку економічний ефект залежить від того, наскільки вигащ від покращення характеристик продукції компенсує збільшення її вартості;

3) коли застосування електронагріву покращує умови праці, знижує його шкідливість і тяжкість, підвищує безпеку;

4) коли при отриманні тієї ж продукції досягається зниження собівартості (наприклад, за рахунок економії на угарі металу або більш високій продуктивності електротермічного процесу) або зменшення капітальних вкладень, включаючи затрати в суміжних галузях виробництва.

Промислове застосування електронагріву стало можливим при значному виробництві електричної енергії. В даний час на електротермічні процеси витрачають до 15% всієї споживаної промисловістю електричної енергії.

В чорній металургії електричні печі застосовують для виплавки і переплавки злитків спеціальних високоякісних сталей та сплавів (так звана "електросталь"), виплавки сталі для фасонного лиття, виробництва феросплавів, нагріву під обробку металу тиском (прокатка, ковка, штамповка) і термохімічну обробку.

Електричні печі поділяють за способом теплогенерації [2], тобто за способом перетворення електричної енергії в теплову на наступні групи:

1) печі опору, в яких тепло виділяється в твердому або рідкому нагрівачі при проходженні електричного струму за законом Джоуля-Ленца;

2) індукційні печі, в яких електрична енергія передається нагріваємому металу, розміщеному в змінному електромагнітному полі, за законом електромагнітної індукції і потім розсіюється (поглинається) у вигляді теплової енергії за законом Джоуля-Ленца;

3) установки діелектричного нагріву, в яких нагрів матеріалу (діелектрик або напівпровідник), що розміщений в змінному електричному полі між обкладками конденсатора, відбувається в результаті поляризації молекул (так звані "діелектричні втрати");

4) дугові печі, в яких нагрів є слідством створення енергії тепла в дуговому електричному розряді, існуючому в газовому середовищі (повітря, інертна атмосфера) або вакуумі. При нагріві матеріалів достатньої провідності можливе виділення додаткового тепла за законом Джоуля-Ленца, що дозволяє називати такі агрегати печами змішаного нагріву або дуговими печами опору (це широко розповсюджені у феросплавній та хімічній промисловостях рудовідновлювальні печі). Установки, в яких генерують потоки низькотемпературної плазми при температурах до $5000-20000^{\circ}\text{K}$ за рахунок енергії дугового розряду, називають плазмено-дуговими печами (ПДП);

5) установки для нагріву в електроліті; принцип їх роботи полягає в утилізації тепла електричного розряду, що виникає в газовій (водневій) порожнині на поверхні нагріваного об'єкту, який служить катодом при електролізі розчинів лугів, кислот або вуглекислих солей лужних металів під напругою 200-400 В;

6) установки електронного нагріву, в яких енергія електричного поля високої (10-35 кВ) напруги перетворюється в

кінетичну енергію швидколетючих електронів ("електронний пучок") з наступним її розсіянням у вигляді теплової енергії при "бомбардуванні" поверхні металу, який нагрівається;

7) установки нагріву когерентним стимульованим випромінюванням оптичного квантового генератора (ОКГ).

Порівняння окремих видів електронагріву по щільності теплового потоку приведено в таблиці 1.1.

Таблиця 1.1 – Порівняння окремих способів перетворення енергії

Спосіб електронагріву	Електрична установка	Щільність теплового потоку, кВт/м ²	Примітки
Із застосуванням опор	Відкриті металеві нагрівачі	5-20	При 1300 °К на повітрі На 1 м ² поверхні
	Трубчаті нагрівачі	80-120	
	Установка електрошлакового переплаву	2000-3000	--/--
	Піч прямого нагріву	3000-6000	--/--
Індукційний	Печі: промислової частоти (50 період/с)	700-1000	На 1 м ² поверхні індуктора
	підвищеної частоти (150-250 період/с)	1000-1500	
	підвищеної частоти (500-8000 період/с)	1500-10000	
	високої частоти (більше 10000 період/с)	30000-50000	
Дуговий	Сталеплавильні печі (ДСП)	2500-330000	На 1 м ² дзеркала ванни
	Плазменно-дугові печі	10 ⁶ -10 ¹⁰	
Електронний	—	10 ⁷ -10 ⁸	
Випромінюванням ОКГ	—	10 ¹⁰ -10 ¹²	На 1 м ² поверхні оброблюваної деталі

1.1.2 Класифікація, принцип роботи та область застосування дугових печей і установок спеціального нагріву

В дугових електричних печах перетворення електричної енергії в тепло відбувається в основному електричному розряді, який протікає в газовому або

паровому середовищі [3]. В такому розряді можливо зосередити в порівняно невеликих об'ємах дуже великі потужності і отримати дуже високі температури. При цьому в камері печі з'являються різкі температурні перепади, і завдяки цьому в ній неможливо отримати рівномірне розподілення температури та досягти рівномірного нагріву матеріалів та виробів. По цій же причині тут досить складно забезпечити точне регулювання температури нагріву і, відповідно, проводити термічну обробку. Для плавлення ж матеріалів, особливо металів, дугова піч досить вигідна, так як висока концентрація енергії дозволяє швидко проводити розплавлення. Дугові пристрої також вигідні при проведенні високотемпературних хімічних реакцій в рідкій або газовій фазі і підігріву газу. У всіх цих випадках нерівномірність нагріву не грає великої ролі, так як завдяки теплопровідності і конвекції в рідкій ванні або газовому потоці температура досить швидко вирівнюється.

Крім власне дугових печей, в яких майже все тепло виділяється в електричному розряді, існують печі змішаної дії, в яких обробляються матеріали зі значним питомим електричним опором, завдяки чому в них виділяється джоулеве тепло. Такі печі можна назвати дуговими печами опору. Співвідношення кількості енергії, що виділяється в електричному розряді і у вигляді джоулевого тепла, може змінюватися в залежності від технологічного процесу в широких межах, і в печах прямого нагріву (в печах для електрошлакового переплаву) воно може бути рівним нулю. Такі печі власне являються печами опору, але по конструкції і по використанню вони ближче до дугових печей, тому їх краще розглядати спільно. Крім того з дуговими печами доцільно розглядати і електронно-променеві установки, хоча принцип їх дещо інший. Таким чином дугові електротермічні установки можна розділити на наступні групи:

1. Дугові печі прямої дії: дуга горить між електродами і металом, що розплавляється, безпосередньо нагріваючи метал.

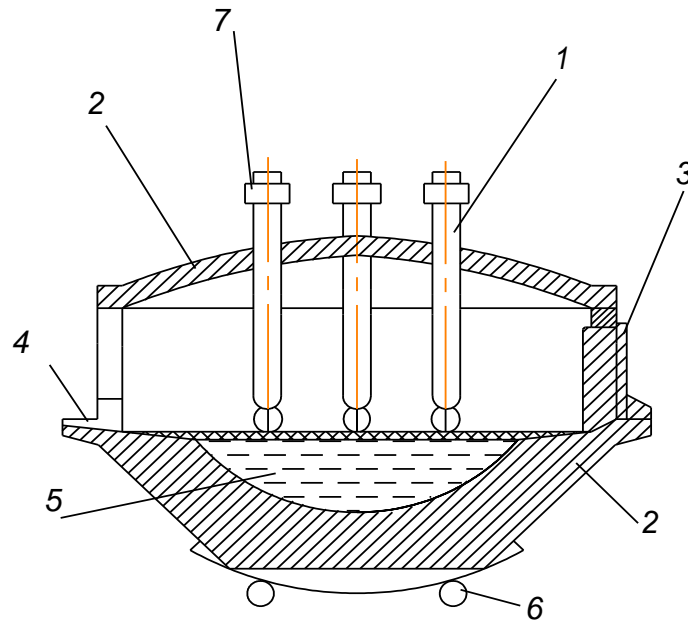


Рисунок 1.1– Будова дугової печі прямої дії

1- електрод, 2 - футеровка, 3 – робочі дверцята, 4 – клітка для випуску рідкої сталі, 5 - рідка ванна, 6 – механізм нахилу, 7 – електродотримачі

Осередок високої температури (дуга) знаходиться біля поверхні метала, випаровування метала досить велике, особливо для металів з низькою температурою випаровування. Завдяки екрануючій дії електродів звод печі частково захищений від безпосереднього випромінювання дуг, тому тут допустимі занадто великі об'ємні потужності і є можливість проводити високотемпературні процеси. Електроди в таких печах підвішені вертикально, отож вони працюють в основному на розтяг і лише при нахилі печі – і на згин. Тому тут можна застосовувати порівняно довгі графітні електроди великого перерізу, які допускають значні робочі струми. Дугові печі можуть бути досить потужними і продуктивними і працювати на 3-х фазному струмі.

Отже, дугові печі прямої дії – це великі, потужні (десятки мегавольт-ампер в одиниці) трьохфазні печі, призначені для плавлення металів з високою температурою випаровування; в основному це сталеплавильні печі (ДСП). Завдяки технологічним перевагам в печах цього типу виплавляються у вигляді зливків майже всі спеціальні високолеговані сталі, а в останній час також і більшість конструкційних сталей. Крім того, в них виплавляють більшу частину

стального фасонного лиття. Також існують вакуумні дугові печі (ВДП), котрі також являються печами прямої дії [3].

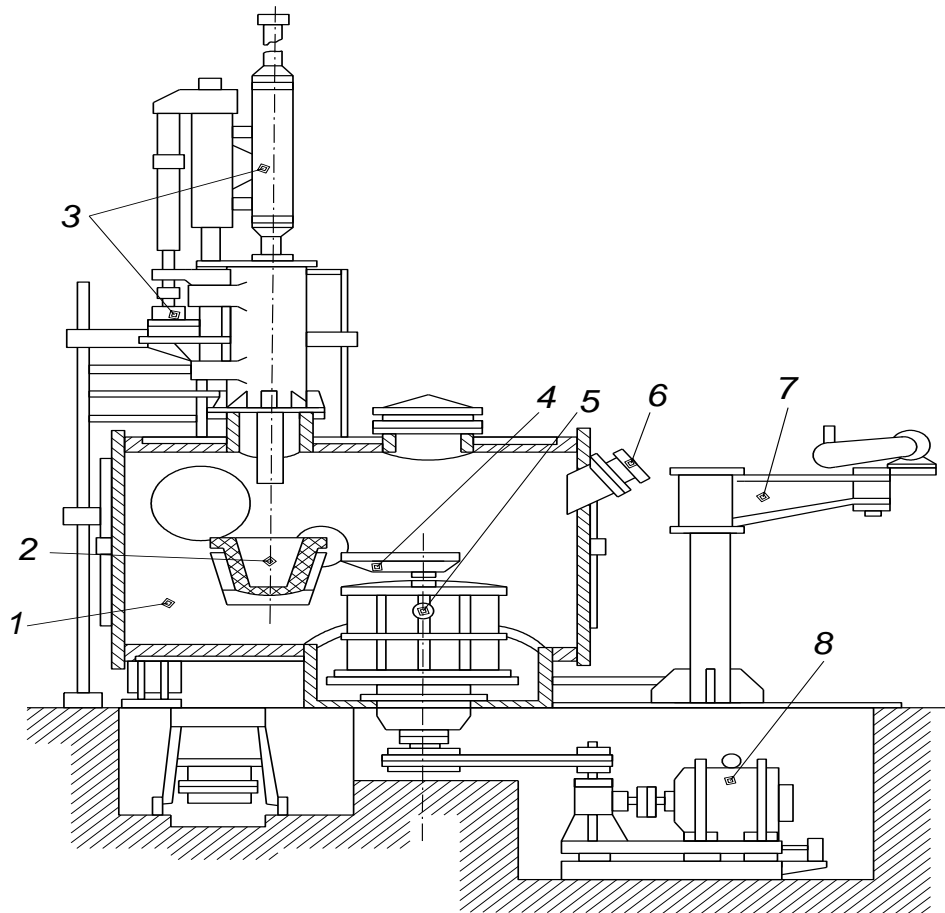


Рисунок 1.2 – Будова вакуумної дугової печі

1 – вакуумна камера, 2 – тигель, 3 – механізм переміщення електроду, 4 – направляючий лоток, 5 – контейнер з ливарними формами, 6 – вікно, 7 – поворотний кран, 8 – електромеханічний привід відцентрової машини

В таких печах дуга постійного струму горить в парах переплавляемого металу при низькому тиску між електродом (розплавляємий метал) і рідкою ванною. Камера печі не містить в своєму складі футеровки; її стінки (тигель) охолоджуються водою; електрод металевий, вертикальний, у ньому можна допустити великі щільності струмів і проводити в печі високотемпературні процеси (плавка тугоплавких металів – молібдена, вольфрама, ніобія, тантала). Крім того, в ВДП проводять повторний переплав сталі (стальних електродів) для суттєвого поліпшення їх якості.

2. Дугові печі непрямої дії: дуга горить між електродами, а металу, який розплавляється тепло від дуги передається випромінюванням (іноді навіть конвекцією і теплопровідністю).

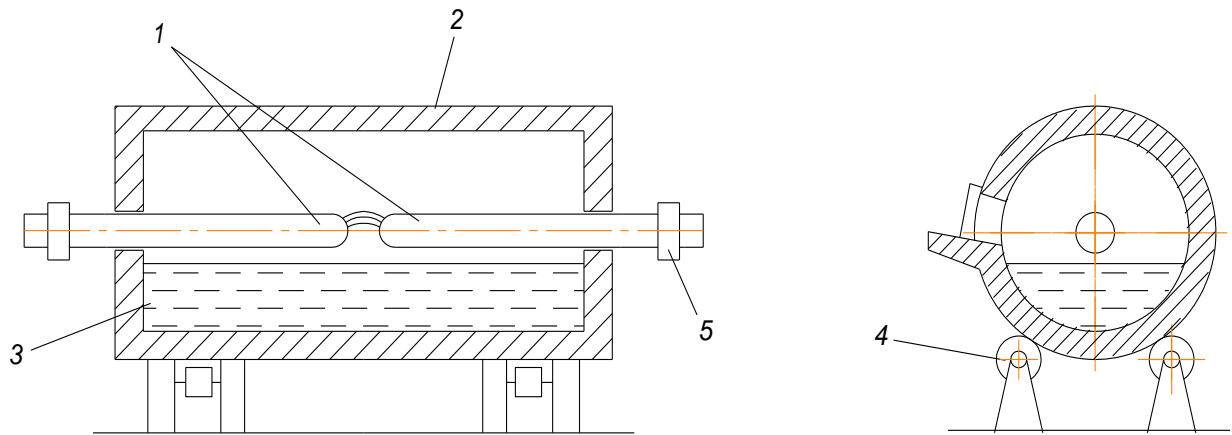


Рисунок 1.3 – Дугова піч непрямої дії

1 – електроди, 2 – футеровка, 3 – рідкий метал, 4 – механізм нахилу, 5 – електродотримач

Тут джерело високої температури знаходиться на деякій відстані від поверхні металу, тому угар і випаровування металу дещо менше, ніж в дугових печах прямої дії. Завдяки цьому тут можливо плавити метали та сплави з низькою температурою випаровування, наприклад кольорові метали і сплави, що містять цинк. Графітовані електроди розміщені горизонтально або під нахилом і не екранують футеровку від випромінювання дуги. Більше половини тепла, яке випромінюється дугою, спочатку попадає на стінки печі і, відбившись від них, досягає розплавляемого металу. Саме тому кладка знаходиться в дуже важких умовах, і в таких печах неможливо проводити процеси, які потребують великих об'ємних потужностей і високих температур. Електроди працюють на згин; це обмежує їх довжину і максимальний діаметр, а й відповідно, і розміри печі, її робочий струм і максимальну потужність.

Отже, дугові печі непрямої дії – невеликі (до 500-600 кВ·А), як правило однофазні печі, котрі слугують для плавлення металів з температурою плавлення не вище 1300-1400°С, – в основному печі для плавлення кольорових металів. В

них переплавають з метою рафінування і для фасонного лиття мідь та її сплави – бронзи, латуні і т.п., а також чавун для фасонного лиття в невеликих цехах.

До дугових печей непрямої дії можливо також віднести дугові плазменні установки і дугові нагрівачі газів. В цих установках дуга горить між електродами в потоці газу, нагріваючи його.

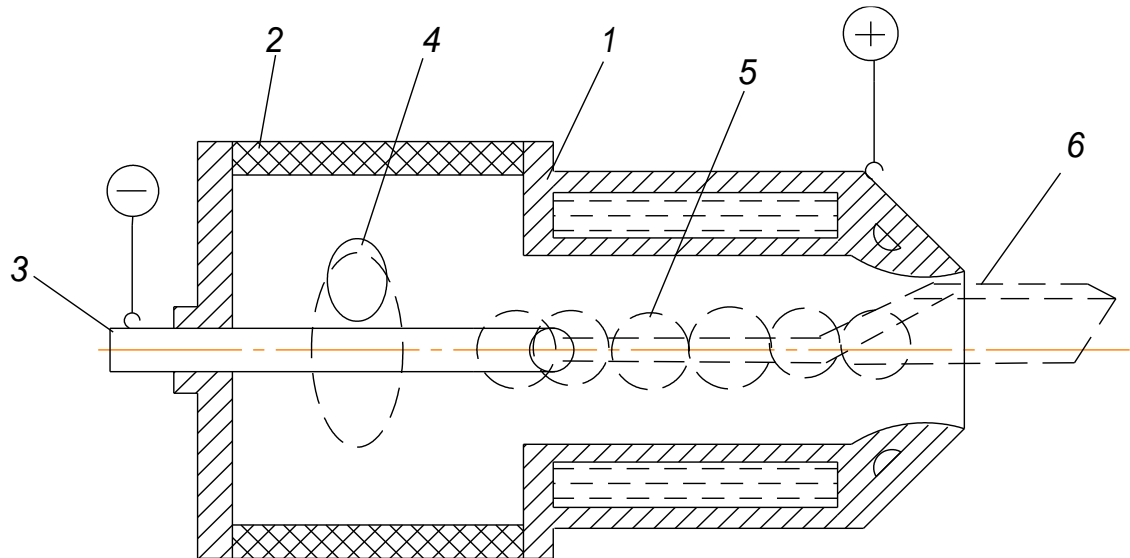


Рисунок 1.4 – Схема дугового плазмотрону

1 – корпус, який охолоджується водою, 2 – ізоляційна вставка, 3 – катод, 4 – впуск газу, 5 – дуга, 6 – струмінь плазми

Нагрітий газ може бути використаний для випробувальних цілей, а також для проведення хімічних і металургічних процесів. В останньому випадку одним з електродів може бути розплавляємий метал, тобто мова йде про дугову піч прямої дії. Оброблюваний матеріал може вводитися і безпосередньо в зону дуги (наприклад в установках для плазменого напилення). Генератори плазми (плазмотрони) виконують з стержневими, трубчатими або кільцевими електродами, як правило з водяним охолодженням. Вони можуть працювати при різних тисках газу в дуговій камері впритул до грубого вакууму (випуск газу в вакуумну камеру). Характерним являється стиск дуги по осі газового струменю (газова стабілізація), що обумовлює різке збільшення температури в каналі дуги і в плазменному струмені (до 10000-15000°С і вище). В деяких випадках стабілізація дуги здійснюється магнітним полем.

Плазменний розряд можна отримати і на високих частотах в іонізованому струмені газу, що протікає в високочастотному магнітному полі, але оскільки такий розряд не потребує електродів, то його слід віднести до області індукційного нагріву.

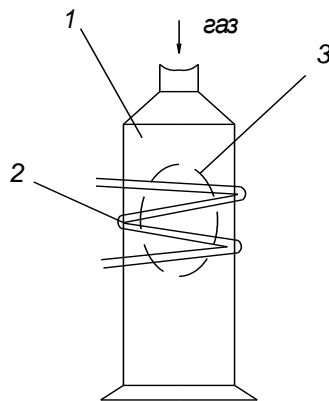


Рисунок 1.5 – Схема високочастотного безелектродного плазменого розряду
1 – кварцева трубка, 2 – індуктор, 3 – зона розряду

3. Дугові печі опору: електрична дуга горить в газовій порожнині всередині розплавляємої шихти, яка ввімкнена послідовно або паралельно з дугою. Так як опір шихти значний, то тепло, що виділяється може бути великим.

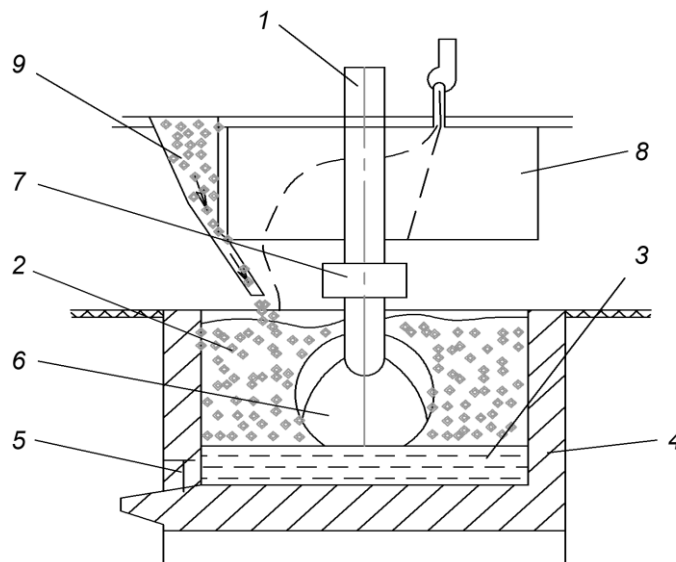


Рисунок 1.6 – Будова дугової печі опору

1 – електрод, 2 – шихта в печі, 3 – роз- плав, 4 – футеровка печі, 5 – клітка, 6 – газова порожнина, в якій горить дуга, 7 – електродотримач, 8 – витяжний ковпак, 9 – блок завантаження

В таких печах джерело високої температури (дуга або навколоелектродна зона високих щільностей струму) знаходиться всередині шихти, і печі придатні для розплавлення матеріалів з високою температурою випаровування.

Кладка печі захищена від випромінювання дуги шаром непрореагованої шихти, всередині якого і горять дуги. Тому тут можливо проводити процеси з високою робочою температурою, характерною для відновлювальних руднотермічних процесів. Печі цього виду, як правило, не нахиляються (вилив через клітку), тому електроди в них вертикальні, виконані із менш міцного матеріалу і відносно великих розмірів, що дозволяє працювати при дуже великому струмі і на великій потужності.

Отже дугові печі опору – це потужні рудовідновлювальні і рудоплавильні печі (РВП), в котрих плавлять матеріали з високим питомим опором. В них отримують феросплави, карбід кальцію, чавун, нікелевий штейн, абразив, фосфор. До таких печей відносять печі прямого нагріву (дуга в них відсутня) для обробки деяких шлаків і отримання абразивів. Також до дугових печей опору можна віднести установки електрошлакового переплаву. В таких установках відбувається з метою рафінування переплав електродів зі спеціальних сталей, отриманих в інших печах, наприклад в ДСП.

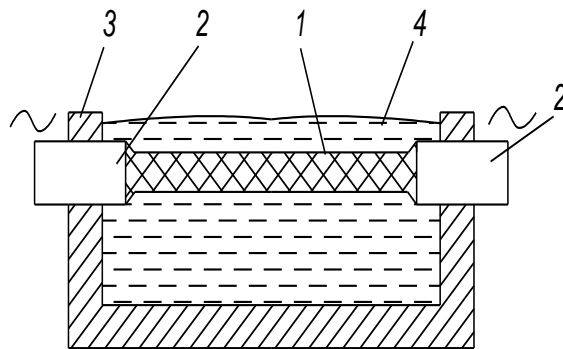


Рисунок 1.7 – Будова печі для отримання карборунда

1 – kern, 2 – електроди, 3 – футеровка печі, 4 – гарнісаж

Розплавлення електроду проводиться в рідкому шлаку, який нагрітий теплом від протікаючого крізь нього робочого струму. Наплавляючий злиток формується в кристалізаторі, що має водяне охолодження.

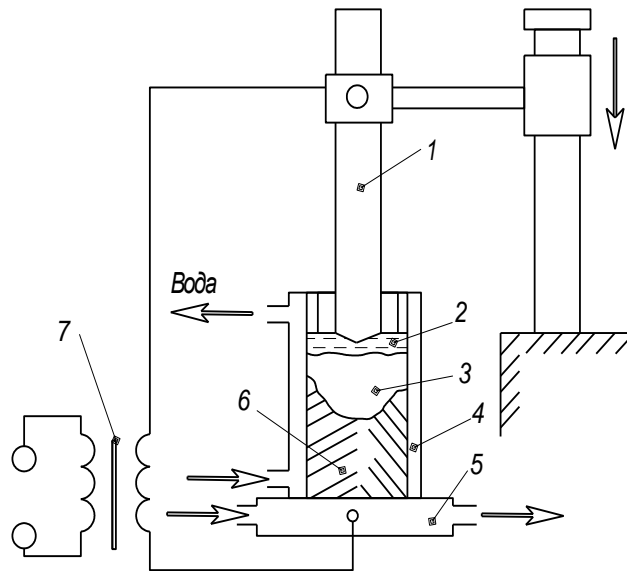


Рисунок 1.8 – Будова печі електрошлакового переплаву

1 – електрод, 2 – шлак, 3 – рідка ванна, 4 – кристалізатор, 5 – піддон,
6 – виливок

4. Електронно-променеві установки: в цих установках утворений в глибокому вакуумі потужний пучок електронів, прискорений в електричному колі (електронний промінь), бомбардує нагріваємий матеріал і розігріває його або розплавляє. Джерелом електронного пучка можуть служити кільцевий катод, радіальні і аксіальні гармати. Установки застосовуються для виплавлення злитків, лиття і зпікання, зонної очистки і різних видів термообробки активних жаротривких матеріалів та напівпровідників. На рис. 1.9 зображено електронно-променеву установку з кільцевим катодом: 1 – розплавляємий електрод -анод, 2 – вакуумна камера, 3 – вольфрамовий катод, 4 – рідка ванна, 5 – кристалізатор.

Якщо в ДСП і РВП метал виплавляється із шихти або руди, то в таких печах як ВДП, ЕШП і електронно-променевих вихідною сировиною є електрод, вже отриманий в результаті плавлення в іншій печі і переплавляється повторно з метою більш повної очистки металу. Такі переплавні печі звичайно виділяють з дугових печей в установки спеціального нагріву; до них же відносять і плазменно-дугові печі.

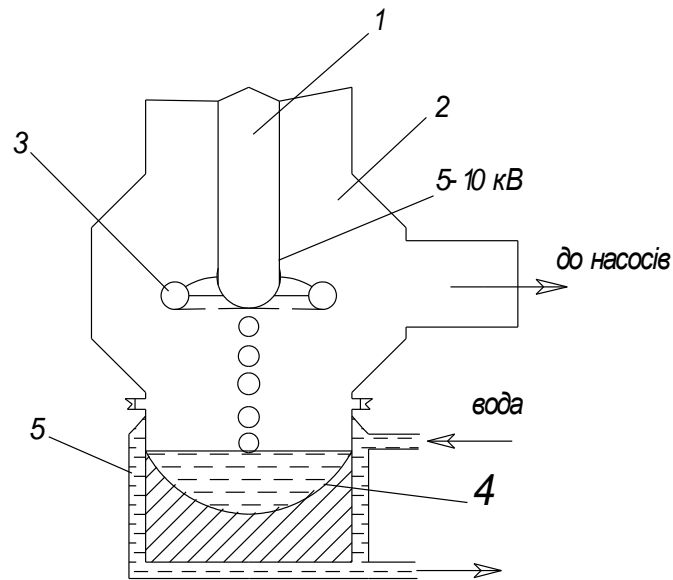


Рисунок 1.9 – Електронно-променева установка з кільцевим катодом

На рис. 1.10 зображена будова плазменно-дугової печі, із керамічним тиглем (а) та кристалізатором (б): 1 – плазмотрон, 2 – звод, 3 – затвор, 4 – корпус, 5 – ванна металу, 6 – електрод, 7 – переплав, 8 – кристалізатор, 9 – виливок, 10 – піддон.

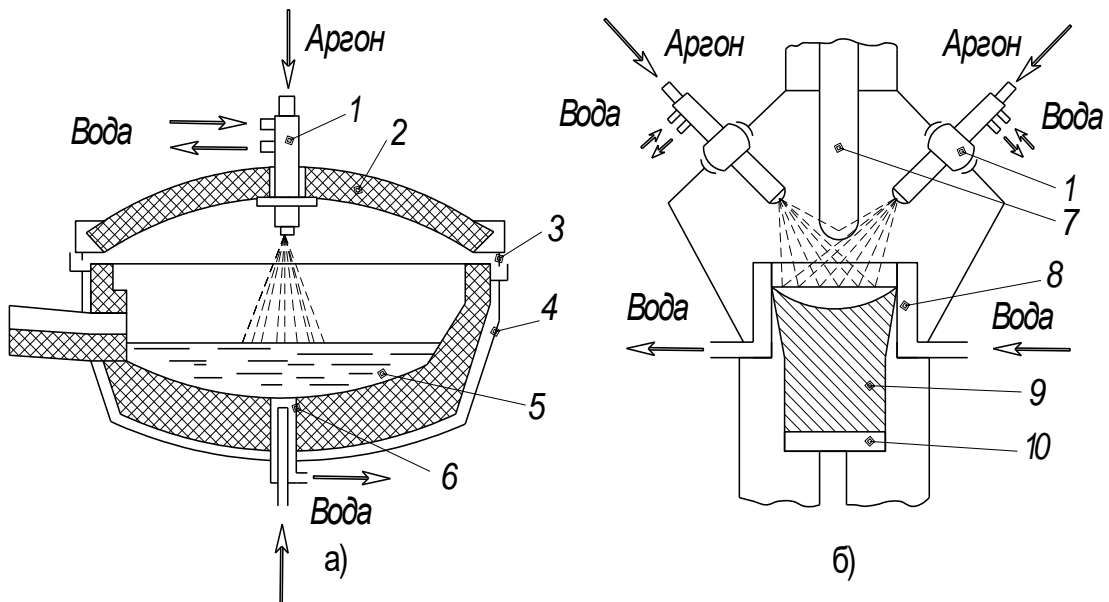


Рисунок 1.10 – Будова плазменно-дугової печі

За допомогою плазменно-дугової печі (рис. 1.10 а) отримують сталі та сплави на основі нікелю, також її використовують для переплаву легованих відходів, а піч (рис. 1.10 б) призначена для виплавки виливків з багатьох матеріалів (сталі, тугоплавких матеріалів, титану).

Процес виплавки електросталі в дугових печах складається з наступних операцій: розплавлення скрапу, видалення шкідливих домішок і газів, які в ньому знаходяться, розкиснення металу, введення в нього потрібних легуючих компонентів, рафінування, виливання металу в ковш для наступної розливки. Під дією температури дуги скрап розплавляється і рідкий метал стікає в піддон. В шихті утворюються колодязі, в які поглиблюються електроди до тих пір, поки не досягнуть поверхні розплавлюваного металу на піддоні печі (рис. 1.11).

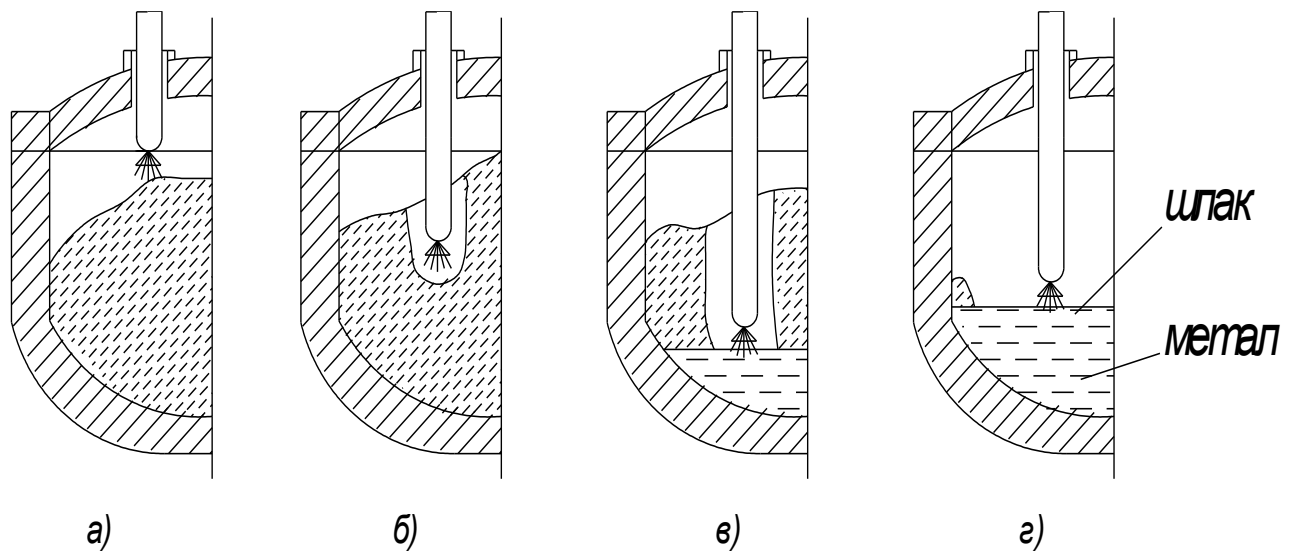


Рисунок 1.11– Етапи плавлення шихти

При розплавленні шихти й скрапу відбувається збільшення рівня металу, що плавиться, тому для запобігання режиму КЗ електроди піднімаються. Характерною особливістю періоду розплавлення є неспокійний режим горіння дуги. Дуга, котра виникає між кінцем електроду і холодним металом є нестабільною, довжина її може змінюватися в широких межах при обвалах і переміщеннях шихти (від короткого замикання до обриву дуги). Тривалість періоду плавлення частіше за все складає основну частину всього процесу і при цьому використовується близько 60-80% усієї електроенергії.

Період плавлення вважається завершеним, коли увесь метал в ванні печі перейшов у рідкий стан.

Видалення домішок відбувається наступним чином. Спочатку внаслідок відносно низької температури ванни в ній активно йдуть ендотермічні реакції окислення заліза, кремнію, марганцю, фосфору. Оксиди впливають і утворюють на поверхні розплаву разом з вапном шар шлаку, який в своєму складі містить легкоіонізуючі компоненти (більш низька робота виходу електронів) у порівнянні з розплавленим металом, тому, не дивлячись на значне подовження, дуга тут горить зі значною стійкістю. В шлаку оксиди кремнію з'єднуються з закисом заліза і марганцю, утворюючи відповідні силікати. Для інтенсифікації цих процесів у ванну додають залізну руду або вдувають кисень. При цьому вуглець металу відновлює руду. Оксид, що утворився, впливає бульбашками – відбувається так званий процес "кипіння" ванни. Важливою стадією процесу є рафінування металу. В кінці періода розплавлення для остаточного доведення складу металу до необхідного, в нього вводять легуючі добавки і приступають до розливки. Виходячи з вищенаведеного основного процесу плавлення сталі витікають і вимоги до дугової печі.

Перша вимога – гнучкість керування потужністю печі. В початковий період розплавлення металу необхідно вводити максимальну потужність, щоб прискорити процес плавлення; в періоди окислення і відновлення потрібно мати можливість в будь-який момент змінювати цю потужність з метою керування температурами металу та шлаку, які є потужними факторами впливу на протікаючі реакції. Цю вимогу легко виконати в дуговій печі, потужність якої регулюється зміною довжини дуги, тобто підніманням чи опусканням електродів.

Друга вимога – регулювання довжини дуги, зміна її в різні періоди плавлення, незалежно від потужності, що виділяється. Це необхідно, так як градієнт стовпа дуги сильно змінюється на протязі плавлення, в період окислення і рафінування довжина дуги стає в багато разів більшою і інтенсивно випромінює тепло на футеровку стін і зводу якраз в той момент, коли через високу температуру вони знаходяться в найбільш тяжких умовах роботи. Досягається це

зміною напруги на дугах шляхом перемикання ступенів напруги пічного трансформатора.

На рис. 1.12 показаний приблизний графік зміни потужності і напруги при основному процесі виплавки сталі з повним окисленням. Як бачимо, і потужність печі і напруга можуть змінюватися від 100 до 40% і менше.

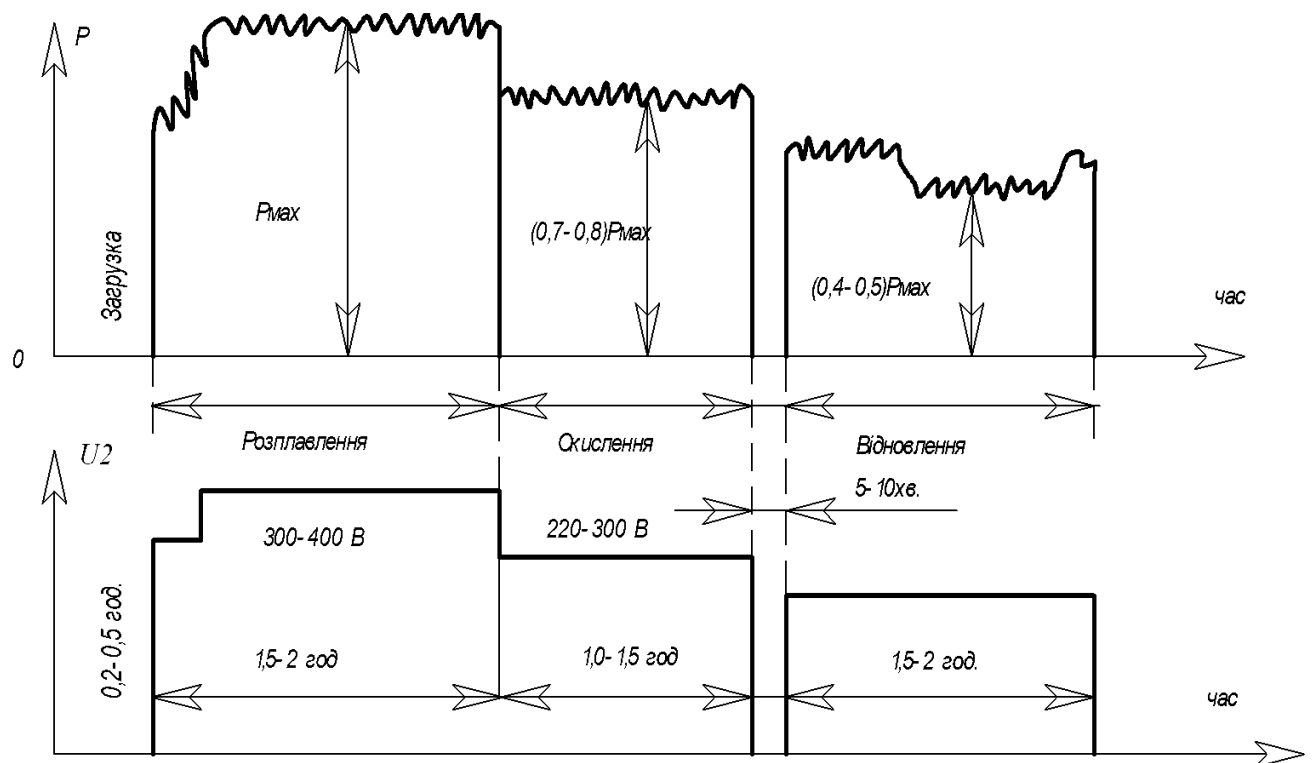


Рисунок 1.12 – Приблизний графік потужності і напруги ДСП при плавці

Третя вимога – підтримка в печі відновлювальної атмосфери. В дуговій печі це також легко виконати, так як в ній завдяки згорянню електродів вільний кисень відсутній, а закрити доступ зовнішньому кисню повітря у відновлювальний період нескладно, якщо дверцята печі і електродні отвори підтримувати в нормальному стані [3].

1.1.3 Конструкція та механізми дугової сталеплавильної печі

Основною частиною каркаса дугової сталеплавильної печі є її кожух. Він може мати циліндричну форму або злегка конічну, що розширюється доверху, або ступінчасту, верхня частина якої має великий діаметр. Важливим елементом конструкції печі є футеровка, вона складається із трьох основних частин: днища,

кладки стін і зводу. Потрібно зауважити, що саме на футеровку печі в процесі плавки припадає найбільше навантаження, особливо на днище, тому процес її кладки має свої особливості (шар листового азбесту, шамотного порошку, шамотної цегли, ряд вогнетривкої цегли, шар магнезитової цегли). Зводи дугових печей викладають поза межами печі на спеціальному дерев'яному шаблоні, що має форму внутрішніх обрисів зводу. На шаблоні в місцях отворів для електродів встановлюють три циліндричних бруски для дотримання правильності розміщення здовових отворів. Таким же чином фіксуються отвори для газовідводу і кисневої фурми, якщо вони розміщуються на зводі. В дугових печах футеровка може бути конічною, що підвищує її стійкість. У крупних печей кожух робиться розбірним на болтах по горизонталі, приблизно на рівні порогу робочого вікна. Кожух зварюють із котельної сталі товщиною 10–40 мм. В ньому вирізають отвори для робочого вікна і клітки. До кожуха знизу приварюють сферичне, плоске днище. Така форма є найбільш раціональною, оскільки при достатній жорсткості вона краще підходить до форми ванни печі. Кожна піч має один або два робочих і зливний отвір. В вітчизняних печах для загрузки матеріалів і заправки днища застосовують одне вікно, розташоване навпроти клітки.

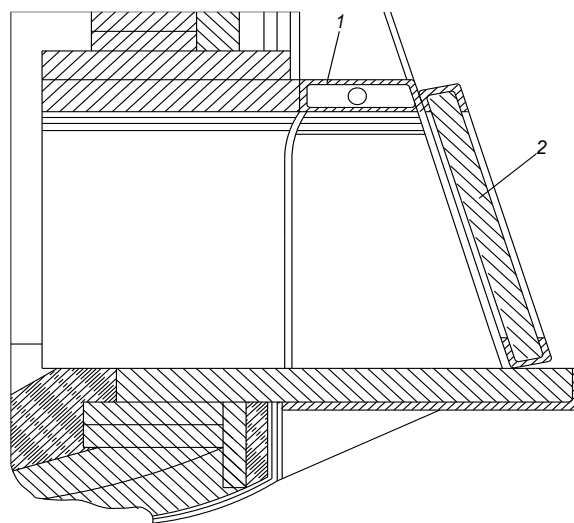


Рисунок 1.13 – Конструкція рами робочого вікна

1 – коробка рами, що охолоджується водою, 2 – дверцята

Отвір робочого вікна обрамляють литою рамою у вигляді полої коробки, що охолоджується водою і кріпиться болтами до кожуха печі (рис. 1.13).

Одним з найважливіших елементів при плавці є сам електрод, який призначений для введення електроенергії в зону її споживання, для розплавлення шихти і отримання необхідних матеріалів. Раніше електродами були квадратні або круглі вугільні бруски; по мірі згорання їх замінювали новими, а огарки, які лишились, викидували або розмолювали. Зараз же використовують неперервно нарощувані графітовані електроди, котрі мають круглий переріз і оброблені на верстатах торці, в яких по осі електроду зроблені отвори з різьбою. В отвори на половину довжини вгвинчені ніпелі, виконані із того ж матеріалу що й електроди. На виступаючу з торця електроду половину ніпеля надітий наступний електрод. Таким чином виготовляється електродна свічка. В залежності від діаметра електроди виготовляють довжиною 1000-1800мм. По мірі згорання в печі нижньої частини свічки вона опускається вниз. Коли електродотримач підходить до зводу, відбувається нарощування і перепуск електродів. Графітовані електроди виготовляють з штучного електрографіту в спеціальних печах (перевага – низький питомий опір). Основними вимогами до електродів є: достатня механічна міцність, низький активний опір.

Для того, щоб в печі можна було проводити процес плавлення, вона повинна бути обладнана рядом механізмів. В піч необхідно завантажувати шихту, і сучасні печі мають механізми загрузки матеріалу. Готовий метал потрібно злити з печі, а в процесі плавки необхідно з печі скачати шлак, тому піч повинна нахилитися як в бік клітки, так і в бік завантажувального вікна. Відбувається це за допомогою механізму нахилу. Швидкість нахилу складає до 0,4-0,8 град/с у великих печах. Механізм нахилу може бути бічним і нижнім. Перевагою бічного є те, що при по-риві днища він завдяки своєму розміщенню захищений від пошкодження. Недоліком є велика чутливість до перекосів.

На відкосах ванни печі між електродами шихта погано розплавляється, тому щоб прискорити цей процес в великих печах виконують поворот ванни печі на деякий кут навколо її вертикальної вісі за допомогою механізму повороту ванни.

Так як при плавленні рідкий метал неоднорідний (особливо у великих печах), то для усунення цього недоліку застосовують пристрій електромеханічного перемішування. І нарешті кожна піч обладнується механізмом переміщення електродів. Він повинен забезпечувати самостійний рух кожного електроду вгору і вниз при ввімкненні і вимкненні печі в період її роботи. В якості приводу застосовується як гідропривід, так і електромеханічний [3].

1.2 Технологія злиткового лиття електродуговим способом

Електродугова сталеплавильна піч ДСП-25 М01 призначена для виплавлення більшості середньолегованих, високолегованих марок сталі та спеціальних сплавів. Марка сталі, що виготовляється визначається технологічним процесом плавки та використанням різноманітних видів футеровки. Існує дві основні технології виплавки сталі в основних дугових електродугових печах [2]:

- 1) з повним окисленням і застосуванням свіжих легуючих елементів;
- 2) методом переплавки легованих відходів як без окислення, так і з окисленням технічно чистим киснем.

Розглянемо процес виплавлення сталі марки 30ХГСА, яка застосовується для значно навантажених деталей великого перерізу. Буква А в кінці позначення означає, що сталь високоякісна. Хімічний склад сталі повинен відповідати наступним вимогам:

- вуглецю С, не більше 0,3%;
- хрому Cr, не більше 2%;
- марганцю Mn, не більше 1,5%;
- кремнію Si, не більше 1,8%;
- нікелю Ni, до 0,40%;
- ванадію Va, до 0,3%;
- сірки S, не більше 0,03%;
- фосфору P, не більше 0,035%;

Увесь технологічний процес виплавлення конструкційної легованої сталі електродуговим способом умовно можна поділити на такі етапи:

- 1) заправка печі;
- 2) завантаження шихти;
- 3) плавлення;
- 4) окислення;
- 5) відновлювальний період (рафінування).

Приблизний графік тривалості виплавки сталі має вигляд, що наведений у таблиці 1.2.

Таблиця 1.2 – Витрати часу на плавку

Назва періоду	Тривалість періоду, хв
Заправка печі	10
Загрузка шихти	15
Плавлення	55
Окислення	60
Відновленн (рафінування)	70
Всього	210

Отже бачимо, що весь час плавлення займає приблизно 3 год. 30 хв.. Розглянемо детально дану технологію (виплавка сталі методом повного окислення):

Заправка печі

— якщо перед випавкою партії сталі виплавлялася попередня партія, то необхідно очистити робочу зону печі (відкоси, жолоб, днище) від залишків металу та шлаку. Робити це потрібно за допомогою спеціального металічного скребка;

— піч заправляється магнезитовим порошком з розміром зерен 0,8-0,15 мм, марки МПМЗ, з мінімальними втратами при прокалюванні, якщо у днищі метал позатікав у глибокі ушкодження, то необхідно його видалити, змішуючи з

порошком. Поріг робочого вікна повинен бути заправлений, а виливний отвір – закритий на початок періоду плавлення.

Завантаження шихти

— основною металевою шихтою для електропечей є стальний брухт, що поставляється відповідно до прийнятих стандартів. Для електросталеплавильних печей використовується так званий електропічний брухт марки А2. Габарити його окремих шматків не повинні перевищувати 600×350×250 мм. Стандартом передбачається також поставка легованого лому, котрий сортується по 46 групам. Попередньо перед загрузкою вся шихта повинна змішуватися;

— завантаження шихти починають одразу ж після закінчення заправки футеровки. Роблять це за допомогою крану та завалочної тари. На днище завалюють частину дрібноти зі сталюого брухту приблизно 1800-2000 кг, вапняк 4% від завалки, плавиковий шпат 0,7%. Плавиковий шпат використовується для підвищення рідиннорухомості шлаку, може застосовуватися плавиковий шпат марок Ф-92, Ф-85;

— далі завантажують велику шихту, розміщуючи її приблизно по центру робочої зони печі. До її складу входить стальний брухт 1100-1400 кг, повернення власного виробництва 14500-15300 кг, вуглецевий брухт 2600-2800 кг і зверху знову частину дрібноти. Рекомендується мати в шихті 20-30% дрібноти та 80-70% великих та середніх шматків (крупного лому не більше 40%). Вага металевої посадки (з урахуванням наступних добавок) визначається рівнем рідкого металу і шлаку, який повинен бути не вищим нижнього рівня випускного отвору;

— в процесі завалки необхідно слідкувати за тим, щоб шихта лягала компактно, по центру днища, вирівнювання шихти в разі неправильної загрузки відбувається за допомогою металевого крюка; після закінчення процесу завалки нарощуються електроди, для того, щоб їх вистачило до кінця процесу плавки без нарощування, оглядається їх кріплення, стан ізоляції, перевіряється водоохолоджувальна система, закладається випускний отвір магнезитовим порошком і включається електропіч.

Плавлення

— на початку процесу плавки трансформатор працює на понижений потужності приблизно 10-15 хв, це робиться для запобігання обпалення зводу. Потім розплавлення шихти ведуть на максимальній ступені вторинної напруги пічного трансформатора. Щоб прискорити плавлення шихти можливо по розплавленні не менше 70-75% садки вводити стальними трубками в рідкий метал поблизу нерозплавленої шихти кисень (більш раннє введення кисню може в деяких випадках значно збільшити угар заліза та хрому). За процесом плавки шихти повинен постійно наглядати сталевар, який керує механізмом повороту ванни. Після того, як перші колодязі утворилися та електроди досягли днища, їх підіймають і повертають ванну печі на 30-40° навколо вертикальної вісі, після чого електроди знову опускають, запалюють дуги та проплавляють наступні три колодязі. Потім знову підіймають електроди, повертають піч на 60-80° в протилежний бік та проплавляють в шихті ще три колодязі. При цьому на відкосах зникають мертві (з точки зору опромінення дугами) кути і мости;

— для отримання міцних з'єднань окислів кремнію та фосфору після розплавлення 75% шихти в піч присаджують вапно або вапняк (приблизно 80 кг/т), а за 20-25 хв до закінчення розплавлення – залізну руду та феросиліцій (16 кг/т) та леговані добавки. Коли вся шихта розплавиться піч виключається, електроди підіймаються. Так як рідкий метал ванни не є однорідним по хімічному складу і температурі його перемішують за допомогою пристрою електромеханічного перемішування. Наступним етапом є взяття проби для аналізу хімічного складу сталі, після чого проводиться зкачування 75-80% шлаку, добавка в піч вапняку і плавикового шпату, а потім приступають до окислення ванни.

Окислення

— окислення можливо починати тільки при гарячому металі (температура 1600-1650°C), оскільки при окисленні залізною рудою вона охолоджує ванну і процес протікає з поглинанням тепла. Реакція окислення вуглецю вільним киснем йде з виділенням тепла. Цю обставину потрібно мати на увазі при регулюванні теплового режиму плавки в окислювальний період: якщо при роботі

з рудою доводиться підводити високу електричну потужність, то при застосуванні кисню іноді навіть вимагається час від часу відключати струм, щоб не відбулося перегріву металу.

Для введення кисню застосовують сталеві футеровані ззовні трубки з внутрішнім діаметром 3/4-1 дюйма. Кінець трубки опускають в метал на глибину близько 200 мм і постійно перемішують в горизонтальній площині, щоб запобігти пошкодженню відкосів і днища печі. Трубки можливо футерувати шляхом обмазки їх поверхні масою з 80% шамотного порошку і 20% вогнетривкої глини з добавками для зв'язку рідкого скла (щільність 1,5). Товщина шару обмазки 25 мм. Після обмазки трубки висушують. Для футеровки також можливо застосовувати і шамотні трубки з товщиною стінки 20 мм, які одягаються поверх сталевих. Цей спосіб футеровки кращий, але значно дорожчий;

— в окислювальний період необхідно забезпечити зпінювання в печі шлаку і самостійний його схід через поріг робочого вікна; таке видалення шлаку сприяє повнішому очищенню металу від домішок. Кисень, який використовується при окисленні сталі повинен містити в своєму складі: не менше 99,5% O_2 , не більше 1% вологи на 1 м³ стиснутого газу і мати тиск не менше 9-10 атмосфер. Виділення диму, яскраве біле полум'я свідчить про інтенсивний процес окислення вуглецю.

Закінчують продувку через 2-3 хв після появи бурого диму. Окислення ванни закінчують при вмісті вуглецю в ній до моменту повного скачування шлаку приблизно на 0,02-0,07% менше нижньої межі заданого вмісту вуглецю в готовому металі (оскільки може відбутися переокислення). Вміст фосфору в металі до цього моменту не повинен перевищувати 0,014%.

Відновлення (рафінування)

— після повного скачування окислювального шлаку починається найбільш відповідальний етап процесу плавки – розкислення металу і доведення його хімічного складу до заданого для готової сталі;

— при виплавці сталі марки 30ХГСА використовується рафінування під білим шлаком, тобто після отримання рідкотекучого шлаку (на початок відновлювального періоду) в піч додають феромарганець, а потім суміш вапна, молотого коксу і плавикового шпату у співвідношенні 5:1:1 (близько 2,5-3% від ваги металу в печі). Кількість коксу в суміші приблизно 1-1,5 кг/т. Таке розкислення шлаку вуглецем коксу проводять до початку його посвітління (20-25 хв), після чого в суміш вводять порошок феросиліцію, а добавку коксу знижують або зовсім завершують;

— витримку ванни під білим шлаком проводять близько 50 хв. Вміст карбїду кальцію в шлаку в середині рафінування не перевищує 1-1,5%, окислу кальцію – не менше 55%. Для кінцевого розкислення металу використовують кусковий алюміній, який вводять за 2-3 хв до випуску плавки за допомогою штанги. Кількість присаджуваного алюмінію складає 0,6-0,8 кг/т. Дана присадка, крім кінцевого розкислення, дозволяє ще й регулювати розмір аустенітного зерна;

— розкислення ванни при виплавці сталі марки 30ХГСА можна також проводити шляхом присадки в метал комплексних розкислювачів в шматках, наприклад сплава, що вміщує марганець, кремній і алюміній у співвідношенні 4:1:0,4. Тривалість відновлювального періоду скорочується при цьому майже на 30%;

— для випуску плавки застосовується механізм нахилу печі, який забезпечує злив з печі її вмісту, швидкість нахилу складає 0,9 град/с. Спочатку випускається частина металу, потім метал із шлаком. Перед виливкою попередньо розробляється випускний отвір;

— останнім етапом є коригування металу по хімічному складу в разі необхідності. З цією метою з ковша для розливки береться хімічна проба і проводяться механічні випробування;

— для контролю виконання операцій плавлення, витрат електроенергії, хімічного складу металу використовується плавильна карта, яка заповнюється робітником, котрий виконував дану роботу. Контроль за правильним веденням процесу проводить майстер.

1.3 Обґрунтування доцільності розроблення автоматизованого електропривода подачі електродів у дугову сталеплавильну піч

Кожна дугова піч має механізм переміщення електродів. Так як керування електричним режимом дугової печі виконують в основному шляхом переміщення електродів, а коливання струму, короткі замикання і обриви дуг відбуваються, як правило, роздільно по фазам, то кожен електрод печі повинен бути оснащений власним механізмом підйому і опускання, який дозволяє швидко і точно керувати його положенням.

Дугова піч типу ДСП-25М01 в базовій комплектації має гідравлічний привід переміщення електродів, який володіє рядом суттєвих недоліків, а саме:

- занадто великі габарити і маса системи,
- велика трудоемність в обслуговуванні,
- відсутність ефективних засобів стабілізації (система привод-регулятор має дві коливальні ланки),
- нестабільність параметрів і велика вартість,
- гідропривід є джерелом підвищеної небезпеки в процесі експлуатації (так як при пориві маслонаповнених ліній може виникнути пожежа).

Тому існує доцільність розроблення автоматизованого електромеханічного привода, який би дозволив покращити продуктивність та надійність роботи печі, що і є метою даної роботи. Періоди плавки металу обумовлюються особливостями протікання фізико-хімічних процесів і визначають відмінності задач системи автоматичного контролю і керування. Так в період розплавлення необхідно підводити максимальну потужність і ліквідувати збурення, що виникають внаслідок обвалу шихти, в період окислення і відновлення потужність знижується до 0,5-0,6 номінального значення.

Виходячи з вищенаведеного, основні задачі системи автоматизації полягають у:

— введенні необхідної величини корисної потужності в будь-який момент процесу плавки (зміна ступенів пічного трансформатора або зміна струму в межах однієї ступені);

— швидкій ліквідації всіх порушень електричного режиму (короткі замикання, згасання дуги);

— покращенні економічних показників процесу плавлення сталі;

— підвищення надійності та безпеки у процесі експлуатації.

2 РОЗРАХУНКОВА ЧАСТИНА

2.1 Розрахунок потужності та перевірка привідного електродвигуна та механічної частини

Від типу та конструкції приводу подачі електродів в значній мірі залежать експлуатаційні показники, габаритні розміри, рівень шумів, кількість споживаної електроенергії, можливість використання в різноманітних середовищах (з хімічно активними парами та газами, вологими, вибухонебезпечними). Початковим етапом розрахунку електропривода є вибір виконавчого двигуна. Від правильного вибору електродвигуна залежить забезпечення усіх технологічних режимів роботи електропривода, необхідних динамічних характеристик та конструкція механічної частини в цілому [4]. В приводах подач електродів знайшли застосування двигуни постійного струму з незалежним збудженням, які працюють в довготривалому режимі.

Визначимо необхідне зусилля натягу, яке потрібно прикласти для підняття механізму переміщення електроду:

$$F_H = k_p \cdot F_{HB} + f \cdot (m_1 - m_2) \cdot g + F_{HP}, \quad (2.1)$$

де: k_p – коефіцієнт запасу, приймаємо рівним 1,1;

F_{HB} – зусилля натягу вздовж вертикальної вісі, за умовою дорівнює 40кН;

f – загальний коефіцієнт тертя в усіх рухомих частинах механізму переміщення електроду, приймаємо рівним 0,098;

F_{HP} – зусилля попереднього натягу, що за умовою дорівнює 5,6 кН;

m_1 – маса механізму переміщення електроду, за умовою рівна 650 кг;

m_2 – маса противаги, за умовою 210 кг;

g – прискорення вільного падіння 9,81 м/с²

$$F_H = 1,4 \cdot 40000 + 0,098 \cdot (650 - 210) \cdot 9,81 + 5600 = 50023 \text{ Н};$$

Тоді розрахункова потужність, яка прикладена до вала виконавчого органу при підніманні на максимальній швидкості рівна:

$$P_{POZ} = F_H \cdot v_{п}, \quad (2.2)$$

де F_H – зусилля натягу для піднімання механізму;

v_{Π} – швидкість переміщення електроду при підніманні, за умовою 0,083 м/с

$$P_{\text{роз}} = 50023 \cdot 0,083 = 4151,91 \text{ Вт}$$

Двигун попередньо вибираємо з каталогу по значенню розрахункової потужності. Потужність вибраного двигуна повинна бути більшою за отриману розрахункову потужність, що забезпечує краще узгодження двигуна з виконуючим механізмом у динамічних режимах роботи. Обираємо двигун постійного струму незалежного збудження серії 2П. Машина цієї серії призначені для роботи в широкорегульованих електроприводах, дані машини замінюють двигуни серії П, випуск яких в цей час припинено. В порівнянні з електродвигунами серії П у машин серії 2П підвищена перевантажувальна здатність, розширений діапазон регулювання частоти обертання, покращені динамічні властивості, збільшені надійність та ресурс роботи. Технічні характеристики попередньо вибраного двигуна наведені у таблиці 2.1

Таблиця 2.1 – Технічні характеристики двигуна типу 2ПФ160М

Характеристика, позначення	Одиниці вимірювання	Значення
Тип	-	2ПФ160М
Номінальна потужність, $P_{\text{н}}$	кВт	4,2
Номінальна напруга, $U_{\text{н}}$	В	220
Номінальна частота обертання, $n_{\text{н}}$	об/хв	750
Максимальна частота обертання, n_{max}	об/хв	2500
Коефіцієнт корисної дії, η	%	73
Опір обмотки якоря, $R_{\text{я}}$	Ом	0,516
Опір додаткових полюсів, $R_{\text{дп}}$	Ом	0,407
Опір обмотки збудження, $R_{\text{оз}}$	Ом	12,6
Індуктивність ланцюга якоря, $L_{\text{я}}$	мГн	14
Перевантажувальна здатність, $\lambda = M_{\text{max}}/M_{\text{н}}$	-	3
Момент інерції, $J_{\text{дв}}$	кг·м ²	0,062
Число пар полюсів, 2р	шт.	4

Визначимо параметри двигуна, котрі будуть необхідними при подальшому розрахунку.

Потужність, яку споживає двигун з мережі:

$$P_1 = P_H / \eta_D; \quad (2.3)$$

де P_H – номінальна потужність двигуна;

η_D – коефіцієнт корисної дії двигуна.

$$P_1 = 4,2 / 0,73 = 5,753 \text{ кВт};$$

Номінальний струм двигуна:

$$I_H = I_A = P_1 / U_H; \quad (2.4)$$

де I_A – струм якоря;

U_H – номінальна напруга

$$I_H = I_A = 5,753 \cdot 10^3 / 220 = 26,15 \text{ А};$$

Номінальна кутова швидкість вала електродвигуна:

$$\omega_H = \frac{2 \cdot \pi \cdot n_H}{60}; \quad (2.5)$$

де n_H – номінальна частота обертів вала двигуна

$$\omega_H = \frac{2 \cdot \pi \cdot 750}{60} = 78,54 \text{ рад/с};$$

Номінальний обертовий механічний момент електродвигуна:

$$M_H = 9,55 \cdot \frac{P_H}{n_H} = 9,55 \cdot \frac{4,2 \cdot 10^3}{750} = 53,48 \text{ Н·м}; \quad (2.6)$$

Враховуючи наближеність вибору коефіцієнта запасу та натяжних зусиль у механізмі попередньо вибраний двигун необхідно уточнити. Для уточнення потужності двигуна потрібно провести розрахунок динамічних навантажень електропривода та статичних моментів при максимальній швидкості піднімання. Для цього треба зкомпонувати механічну передачу та понижуючий редуктор.

В якості механічної передачі використаємо жорстку косозубу реєчну передачу, котра при якісному виконанні забезпечує досить високу швидкодію системи, також вона дозволяє ліквідувати будь-які люфти та пружні ланцюги

(при достатньому зусиллі натягу) і забезпечує чуттєве регулювання режиму дугової сталеплавильної печі.

Визначимо основні параметри руху при передачі рейка-шестерня.

Розрахуємо діаметр шестерні:

$$d_{III} = m \cdot z_{III}; \quad (2.7)$$

де m – модуль шестерні, який приймаємо з номінального ряду рівним 6 мм;

z_{III} – число зубів шестерні, рекомендується для плавного руху приймати не менше 20, тому обираємо 22

$$d_{III} = 6 \cdot 22 = 132 \text{ мм};$$

Знайдемо тепер розрахункову частоту обертання вихідного валу редуктора:

$$n_{PP} = \frac{v_{II}}{\Pi \cdot d_{III}}; \quad (2.8)$$

де v_{II} – лінійна швидкість переміщення рейки (електродів) при підніманні, за умовою 0,083 м/с

$$n_{PP} = \frac{0,083 \cdot 1000 \cdot 60}{\Pi \cdot 132} = 12,009 \text{ об/хв};$$

Тоді розрахункове передавальне число редуктора рівне:

$$i_{PP} = \frac{n_H}{n_{PP}} = \frac{750}{12,009} = 62,453; \quad (2.9)$$

З номінального ряду передавальних відношень редукторів приймаємо найближче більше значення, тобто $i = 63$.

Визначимо частоту обертання вихідного валу редуктора з прийнятим передавальним числом:

$$n_P = \frac{n_H}{i} = \frac{750}{63} = 11,9 \text{ об/хв}; \quad (2.10)$$

Знайдемо відхилення дійсної частоти обертання від необхідної:

$$B = \frac{(n_{PP} - n_P)}{n_{PP}} \cdot 100\% = \frac{(12,009 - 11,9)}{12,009} \cdot 100\% = 0,9\%; \quad (2.11)$$

Дане відхилення є незначним і задовольняє умовам перевірки, тому приймаємо стандартне вибране передаточне відношення.

Кутову швидкість вихідного валу електропривода визначимо наступним чином:

$$\omega_{к.н} = \frac{\pi \cdot n_p}{30} = \frac{3,142 \cdot 11,9}{30} = 1,246 \text{ рад/с}; \quad (2.12)$$

На основі вищенаведених розрахунків вибираємо з каталогу черв'ячний редуктор, технічні характеристики якого наведені у табл. 2.2.

Таблиця 2.2 – Технічні характеристики редуктора

Характеристика, позначення	Одиниці вимірювання	Значення
Тип	-	Ч
Міжцентрова відстань, a_ω	мм	80
Передавальне число, u	-	63
Частота обертів вхідного валу, n_1	об/хв	750
Частота обертів вихідного валу, n_2	об/хв	11,9
Коефіцієнт корисної дії, η	%	76
Маса, m	кг	30

Далі розраховуємо статичний момент на валу двигуна. Спочатку визначимо момент від нерівноваженої частини сили тяжіння вузла, що переміщується за наступною формулою:

$$M_G = \frac{m \cdot g \cdot d_{ш}}{2 \cdot i_p \cdot \eta}, \quad (2.13)$$

де m – маса нерівноваженої частини вузла;

η – коефіцієнт корисної дії механізму, приймаємо 0,85.

$$M_G = \frac{(650 - 210) \cdot 9,81 \cdot 0,132}{2 \cdot 63 \cdot 0,85} = 5,32 \text{ Н}\cdot\text{м}.$$

Момент на валу двигуна від сили натягу:

$$M_{нт} = \frac{F_H \cdot v_{п}}{\omega_{max} \cdot \eta}; \quad (2.14)$$

де ω_{max} – максимальна швидкість вала двигуна

$$\omega_{\max} = \frac{\Pi \cdot n_{\max}}{30} = \frac{3,14 \cdot 2500}{30} = 261,8 \text{ рад/с}; \quad (2.15)$$

$$M_{\text{HT}} = \frac{50023 \cdot 0,083}{261,8 \cdot 0,85} = 18,66 \text{ Н}\cdot\text{м}.$$

Момент тертя в направляючих визначається виразом:

$$M_{\text{TH}} = \frac{(m_1 - m_2) \cdot g \cdot f \cdot d_{\text{ш}}}{2 \cdot i_p \cdot \eta} = \frac{(650 - 210) \cdot 9,81 \cdot 0,098 \cdot 0,132}{2 \cdot 63 \cdot 0,85} = 0,521 \text{ Н}\cdot\text{м}. \quad (2.16)$$

Тоді сумарний статичний момент опору на валу двигуна рівний:

$$M_{\text{СТ1}} = M_G + M_{\text{HT}} + M_{\text{TH}} = 5,32 + 18,66 + 0,521 = 24,501 \text{ Н}\cdot\text{м}. \quad (2.17)$$

Визначимо експлуатаційний коефіцієнт електропривода K_e за формулою:

$$K_e = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot K_5 \cdot K_6 \cdot K_7 \cdot K_8, \quad (2.18)$$

де K_1 – коефіцієнт характеру роботи, для даного характеру навантаження приймаємо рівним 1;

K_2 – коефіцієнт частоти пусків, для даної установки приймаємо рівним 1;

K_3 – коефіцієнт терміну роботи, для добового строку роботи > 14 год. приймаємо рівним 1;

K_4 – коефіцієнт реверсивних пусків, приймаємо рівним 1;

K_5 – коефіцієнт режиму вводу в експлуатацію, при ступінчатому підвищенні навантаження від 0,7 до 1,0 $T_{\text{ном}}$ протягом 100 год., приймаємо рівним 1;

K_6 – коефіцієнт розташування черв'ячної пари у просторі, для черв'яка під колесом приймаємо рівним 1;

K_7 – коефіцієнт змащування, для синтетичного мастила $K_7 = 1$;

K_8 – температурний коефіцієнт, для температури навколишнього середовища 20^0 С при тривалому режимі роботи $K_8 = 1,12$.

Таким чином маємо, що:

$$K_e = 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1,12 = 1,12.$$

Тому з урахуванням процесу експлуатації статичний момент складатиме:

$$M_{\text{СТ}} = M_{\text{СТ1}} \cdot K_e = 24,501 \cdot 1,12 = 27,441 \text{ Н}\cdot\text{м}. \quad (2.19)$$

Необхідний динамічний момент на валу двигуна, який він повинен розвивати при підніманні електроду визначається наступним чином:

$$M_{\text{дин}} = (1,2 \cdot J_{\text{дв}} + J_{\text{вм}}) \cdot \varepsilon_{\text{д}}, \quad (2.20)$$

де $J_{\text{вм}}$ – момент інерції виконавчого механізму;

$\varepsilon_{\text{д}}$ – кутове прискорення валу двигуна.

Момент інерції механізму з передачею рейка-шестерня, приведений до валу двигуна, розрахуємо за наступною формулою:

$$J_{\text{вм}} = \frac{(m_1 - m_2) \cdot d_{\text{ш}}^2}{4 \cdot i_p^2} = \frac{(650 - 210) \cdot 0,132^2}{4 \cdot 63^2} = 0,000483 \text{ кг} \cdot \text{м}^2. \quad (2.21)$$

Визначимо кутове прискорення вихідного валу редуктора:

$$\varepsilon_p = a_p \cdot \frac{\omega_p}{v_p}, \quad (2.22)$$

де a_p – лінійне прискорення рейки, за умовою рівне $1,4 \text{ м/с}^2$

$$\varepsilon_p = 1,4 \cdot \frac{1,246}{0,083} = 21,017 \text{ рад/с}^2;$$

Тоді кутове прискорення валу двигуна:

$$\varepsilon_{\text{дв}} = \varepsilon_p \cdot i_p = 21,017 \cdot 63 = 1324,071 \text{ рад/с}^2; \quad (2.23)$$

Динамічний момент:

$$M_{\text{дин}} = (1,2 \cdot 0,062 + 0,000483) \cdot 1324,071 = 99,15 \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

Розраховані значення моментів повинні бути меншими за відповідні допустимі, які визначені нижче:

$$M_{\text{доп1}} = 1,2 \cdot M_{\text{н}} = 1,2 \cdot 53,48 = 64,176 \text{ Н} \cdot \text{м}; \quad (2.24)$$

$$M_{\text{доп2}} = \lambda \cdot M_{\text{н}} = 3 \cdot 53,48 = 160,44 \text{ Н} \cdot \text{м}. \quad (2.25)$$

Двигун вибраний вірно, за умови виконання наступних нерівностей:

$$M_{\text{ст}} = 27,441 \text{ Н} \cdot \text{м} < M_{\text{доп1}} = 64,176 \text{ Н} \cdot \text{м}; \quad (2.26)$$

$$M_{\text{дин}} = 99,15 \text{ Н} \cdot \text{м} < M_{\text{доп2}} = 160,44 \text{ Н} \cdot \text{м}. \quad (2.27)$$

Отже двигун обрано правильно, оскільки необхідні умови виконуються.

2.2 Розроблення схеми електропривода, розрахунок та вибір елементів принципової схеми

2.2.1 Розроблення схеми електропривода подачі електродів

В якості електроприводу подачі електродів в дугових сталеплавильних можна використати автоматичний регулятор потужності дуги (АРДМТ), котрий випускається серійно і на даний момент має найбільше застосування в зв'язку зі своєю простотою, надійністю та технічною обґрунтованістю.

Тому згідно з [10] обираємо стандартний регулятор типу АРДМТ-034. Даний регулятор розрахований на потужність привідного двигуна 3,2 кВт, але оскільки згідно з нашим розрахунком ми маємо двигун потужністю 4,2 кВт, то в даному розділі проведемо перерахунок силового вентильного блоку на необхідне більше навантаження.

На практиці широке використання отримали струмові і диференційні регулятори потужності.

У першому випадку прийнято регулювати силу струму механізму печі. Системою регулювання в процесі роботи підтримують постійною силу струму печі, потужність втрат та реактивну потужність.

При використанні диференційного регулятора незмінним підтримується відношення напруги до сили струму печі (фактично опір фази). Якщо відбувається одночасна зміна і напруги, й сила струму, то положення електроду не змінюється. Диференційний регулятор, що ми обрали для даної печі, володіє значними перевагами, якщо порівнювати його зі струмовим.

Диференціальний регулятор дозволяє здійснити автоматичний пуск печі, оскільки у момент зіткнення першого електроду із шихтою напруга стає малою і регулятор зупиняє електрод. При підході другого електроду запалюються дуги в двох фазах печі. Зі збільшенням сили струму в одній з фаз переміщення електродів решти фаз будуть значно меншими (або зовсім відсутні), оскільки збільшення сили струму двох інших фаз супроводжується одночасним підвищенням напруг в них («перекіс» напруг).

До недоліків диференціального регулятора можна віднести доволі велику залежність потужності печі від коливань напруги. При зменшенні напруги мережі регулятор, підтримуючи постійним відношення напруги до сили струму, понизить відповідно значення останньої, тому збільшення потужності печі буде значніше, ніж збільшення напруги.

Для швидкої ліквідації стрибків струму в період розплавлення шихти необхідний підйом електродів з великою швидкістю. Ця швидкість залежить від швидкості сталого руху і часу розгону механізму, який, у свою чергу, залежить від інерції рухомих частин механізму і від часу перехідних електромагнітних процесів.

Виконавчий механізм з тросово-барабанною передачею має час запізнювання 300 - 400 мс, в процесі експлуатації унаслідок збільшення зазорів час запізнювання зростає до 800 - 1000 мс. Розрахунки показують, що запізнювання в системі порядку 100 мс помітно знижує допустиму швидкість переміщення електродів. Високі значення інерційності і запізнювання обумовлені наявністю інерції двигуна, зазорів в передачах, сухого тертя в механізмах системи. Разом з цим, швидкодія системи регулювання обмежена пружністю ланок виконавчих механізмів, яка при високих швидкостях переміщення електродів приводить до механічних коливань, що передаються регулятору і погіршуючим його роботу. Проте при даному механізмі забезпечується найбільша гарантія проти поломок електродів при зіткненні з твердою шихтою.

Регулятор має пропорційну характеристику при переміщенні електродів вниз зі швидкістю не менше 2м/хв і релейно-пропорційну характеристику при переміщенні електродів вгору зі швидкістю не менше 5м/хв., з регульованою зоною нечутливості від 3 до 10 % . Регулятор забезпечує можливість зміни потужності, що задається, в межах 20 - 125 % . Регулятор потужності складається з щита управління і пульта управління.

Щит шаф керування двостороннього обслуговування. Щит складається з двох шаф управління. В шафах розміщені станції управління. На станціях керування встановлені панелі керування двигунами електродів і апаратура керування. На дверях шаф керування розміщені: апаратура підключення регулятора до мережі, апаратура введення в роботу резервного каналу керування, контрольно - вимірювальні прилади і сигнальні лампи.

На пульті керування встановлена апаратура керування регулятором і пічним трансформатором, а також контрольно-вимірювальні прилади і сигнальні лампи. В пульті управління шафового виконання крім того встановлений трансформатор живлення регулятора.

Для зовнішніх під'єднувань дротів і кабелів в щиті і пульті керування встановлені клемні затиски.

Регулятор потужності однієї фази дугової печі складається з наступних вузлів:

- а) станції керування з тиристорним перетворювачем, що служить для керування двигуном переміщення електроду;
- б) задатчика потужності;
- в) блоку введення по струму
- г) блоку введення по напрузі.

Принцип дії даного регулятора полягає в наступному: у блоці порівняння проводиться перетворення сигналів, пропорційних струмові і напрузі дуги. Результуючий сигнал з блоку порівняння, що визначає величину швидкості електродвигуна переміщення електродів, поступає на вхід напівпровідникового підсилювача через елемент порівняння, куди подається у вигляді відємного зворотного зв'язку і напруга на якорі двигуна.

В ланцюзі відємного зворотного зв'язку є елемент обмеження, обмежуючий величину зворотного зв'язку при русі електроду вгору на певному, наперед заданому рівні.

При малих відхиленнях режиму роботи печі від заданого швидкість двигуна мала і напруга на його якорі менше величини уставки елемента обмеження.

Регулятор працює в пропорційному режимі. При великих відхиленнях режиму роботи печі напруга на якорі двигуна перевершує уставку елемента обмеження, що приводить до обмеження відємного зворотного зв'язку по напрузі і повному відмиканню напівпровідникового підсилювача 3 за рахунок сигналу з блоку порівняння. Двигун починає працювати на максимальній швидкості, ліквідовуючи відхилення від заданого режиму роботи печі. Зменшення величини відхилення режиму роботи дугової печі від заданого до величини, при якій напруга на якорі двигуна стає менше величини уставки елемента обмеження, переводить регулятор в пропорційний режим. При подальшому зменшенні розузгодження режиму роботи печі швидкість двигуна знижується. Регулятор забезпечує відпрацювання малих збурень (малий сигнал з блоку порівняння) в пропорційному режимі, а відпрацювання великих збурень, наприклад, при короткому замиканні (коли сигнал із задатчика потужності перевищує обмежений сигнал зворотного зв'язку) на максимальній швидкості.

При русі електроду вниз регулятор потужності працює тільки в пропорційному режимі.

В якості пічного трансформатора вибираємо трансформатор з наступними технічними характеристиками:

1. Тип – ЕТДЦНК-20000/10-76У3
2. Номінальна потужність – 15 МВ·А
3. Схема і група з'єднань – Δ/Δ -6
4. Число ступенів напруги – 23
5. Вид регулятора – РПН
6. Номінальна напруга:
ВН – 6 або 10 кВ; НН – 380 -130 В.

Даний трансформатор має струмообмежуючі реактори, які вмикаються послідовно з обмоткою високої напруги (ВН). Обмотки струмообмежуючих реакторів виконуються ступінчастими, тобто мають відгалудження.

За допомогою перемикаючого пристрою трансформаторний агрегат крім зміни коефіцієнта трансформації (за рахунок перемикання ступенів-

відгалуджень обмоток ВН), включення обмоток ВН з трикутника на зірку і навпаки можливо змінювати індуктивний опір реактора шляхом зміни числа його робочих витків. Перемикання з'єднання обмоток трансформатора можна виконувати тільки при відключеному трансформаторному агрегаті. Даний трансформатор виконаний з природнім масляним охолодженням і призначений для внутрішньої установки.

2.2.2 Розрахунок та вибір елементів керованого перетворювача

Основною частиною силової схеми тиристорного перетворювача панелі управління є силовий вентиляний блок, який застосовується для перетворення напруги змінного струму, що підводиться, в регульовану по величині напругу постійного струму [6]. В даному випадку він зібраний по трифазній нульовій протипаралельній схемі на тиристорах VS1 – VS6 (рис. 2.1).

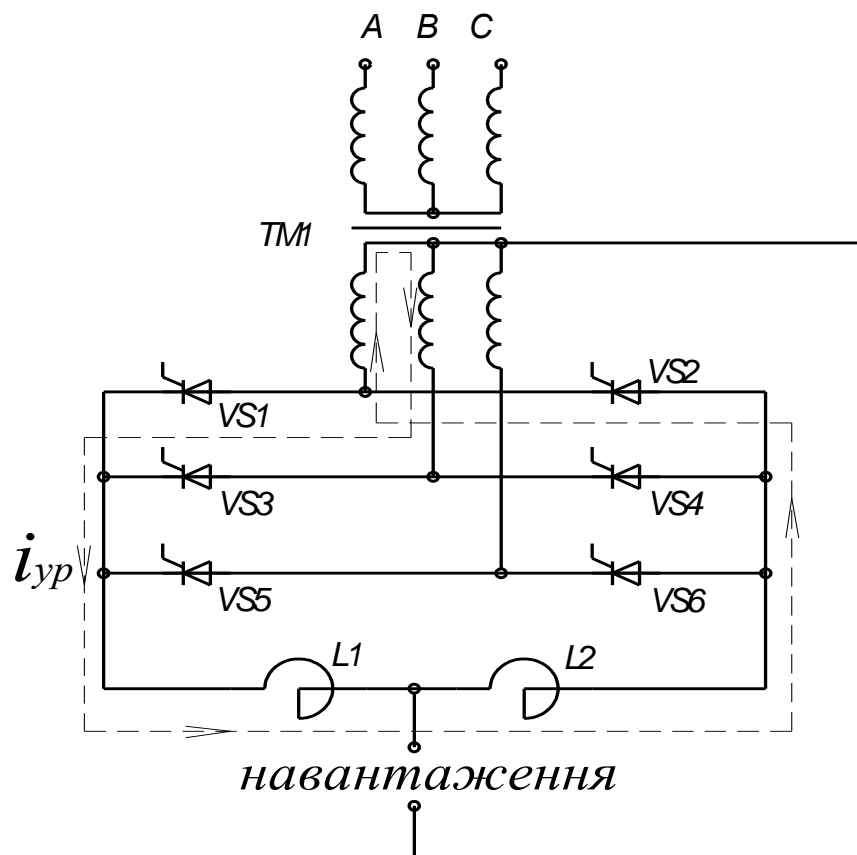


Рисунок 2.1 – Схема тиристорного перетворювача

Силовий вентиляльний блок підключається до силового трансформатора за допомогою автоматичного вимикача через трансформатори струму. В контур струму включені обмежуючі дроселі.

Принцип випрямлення базується на отриманні за допомогою тиристорної схеми із двополярних напруг однополярних напівхвиль напруги, які після фільтра становляться згладженими. При великих потужностях навантаження задачу перетворення електричної енергії змінного струму в постійний струм вирішують за допомогою 3-фазних керованих випрямлячів, виконаних за мостовою схемою.

Вихідними даними для розрахунку силового вентиляльного блоку та вибору тиристорів є наступні:

1. Схема з'єднання обмоток трансформатора – Y/Δ;
2. Лінійна напруга мережі, $U_{1л}$ – 0,38 кВ;
3. Номінальна випрямлена напруга, $U_{дн}$ – 230 В;
4. Номінальний випрямлений струм навантаження, $I_{дн}$ – 26,15 А.

Проведемо розрахунок потужності на навантаженні:

$$P_{дн}=U_{дн}\cdot I_{дн}; \quad (2.28)$$

$$P_{дн}= 230 \cdot 26,15 = 6014,5 \text{ ВА.}$$

Знайдемо потужність трансформатора (без урахування процесу комутації):

$$S_t=1,35 \cdot P_{дн}; \quad (2.29)$$

$$S_t=1,35 \cdot 6,015 = 8,12 \text{ кВА.}$$

З умови S_t/S_t вибираємо трансформатор типу ТСЗ-10/0,38 з наступними характеристиками:

- номінальна потужність $S = 10$ кВА;
- напруга КЗ $U_k\% = 4,5$;
- напруга первинної обмотки $U_{1л}=380$ В;
- напруга вторинної обмотки $U_2=230$ В;
- втрати у магнітопроводі трансформатора $P_0=0,09$ кВт;
- втрати в обмотках трансформатора $P_k=0,28$ кВт.

Для трифазної схеми з нульовим виводом коефіцієнт фазної ЕРС становить $B = 0,87$.

Визначимо номінальну фазну напругу вторинної обмотки трансформатора (при куті регулювання $\alpha = 0$)

$$U_{dn} = U_{d0} \cdot \left(\cos \alpha - \frac{B \cdot U_k\%}{100} \right); \quad (2.30)$$

Звідки:

$$U_{d0} = \frac{U_{dn}}{\cos \alpha - \frac{B \cdot U_k\%}{100}} = \frac{230}{1 - \frac{0,87 \cdot 4,5}{100}} = 239,371 \text{ В}.$$

Визначимо величину необхідної фазної напруги вторинної обмотки $U_{2н}$:

$$U_{d0} = (3 \cdot \sqrt{6} \cdot U_{2н}) / 2 \cdot \pi = 1,17 \cdot U_{2н}, \quad (2.31)$$

звідси:

$$U_{2н} = 0,855 \cdot U_{d0} = 0,855 \cdot 239,371 = 204,662 \text{ В}.$$

Оскільки вторинна обмотка з'єднана трикутником, для якого лінійні і фазові напруги рівні, то $U_{2лн} = U_{2нф}$.

Необхідна лінійна напруга $U_{2лн}$ становить:

$$U_{2лн} = U_{2н} = 204,662 \text{ В}. \quad (2.32)$$

Вибираємо лінійну напругу вторинної обмотки силового трансформатора з номінального ряду 230В, 460В, 660В, 825В

$$U_{2л} = 230 \text{ В}.$$

Звідки фазна напруга становить $U_2 = U_{2л} = 230 \text{ В}$. (2.33)

Уточнимо значення U_{d0} для вибраного значення фазної напруги вторинної обмотки трансформатора U_2 :

$$U_{d0} = 1,17 \cdot U_2 = 1,17 \cdot 230 = 269,1 \text{ В}.$$

За відомими значеннями $U_{1л}$ і U_2 (U_2 — напруга не на вторинній обмотці трансформатора, а та, яка використовується для розрахунку випрямляча, що живиться від вторинної обмотки трансформатора, з'єднаної трикутником), з

урахуванням 10%-го коливання напруги, визначимо коефіцієнт трансформації силового трансформатора

$$n = \frac{W1}{W2} = \frac{U_{1н}}{U_2} = \frac{380}{230} = 1,7 \quad (2.34)$$

Фазний діючий струм вторинної обмотки трансформатора за умови, що випрямлений струм ідеально згладжений ($L_{п} \rightarrow \infty$), дорівнює:

$$I_2 = 0,581 \cdot I_{дн} = 0,581 \cdot 26,15 = 15,193 \text{ А.} \quad (2.35)$$

Діючий струм первинної обмотки трансформатора, пов'язаний зі струмом вторинної обмотки коефіцієнтом трансформації, визначається за формулою:

$$I_1 = \frac{0,47 \cdot I_{дн}}{n} = \frac{0,47 \cdot 26,15}{1,7} = 7,23 \text{ А} \quad (2.36)$$

Точні значення кутів регулювання знаходимо за наступними співвідношеннями:

$$\alpha_n = \arccos\left(\frac{U_{дн}}{U_{д0}} + \frac{B \cdot U_{к\%}}{100}\right) = \arccos\left(\frac{230}{269,1} + \frac{0,87 \cdot 4,5}{100}\right) = 26^\circ 64' \quad (2.37)$$

$$\alpha_{n1} = \arccos\left(\frac{U_{дн}}{2 \cdot U_{д0}} + \frac{B \cdot U_{к\%}}{100}\right) = \arccos\left(\frac{230}{2 \cdot 269,1} + \frac{0,87 \cdot 4,5}{100}\right) = 62^\circ 19' \quad (2.38)$$

Знайдемо сумарний індуктивний опір розсіяння, приведений до вторинної обмотки трансформатора:

$$X_a = \frac{\Delta U_{к\%} \cdot U_2}{I_2 \cdot 100} = \frac{4,5 \cdot 230}{15,193 \cdot 100} = 0,68 \text{ Ом.} \quad (2.39)$$

За рівнянням регулювання випрямляча будемо регулювальну характеристику, що має вигляд косинусоїди зміщеної на величину $U_{д0}/2$ (рис.2.2).

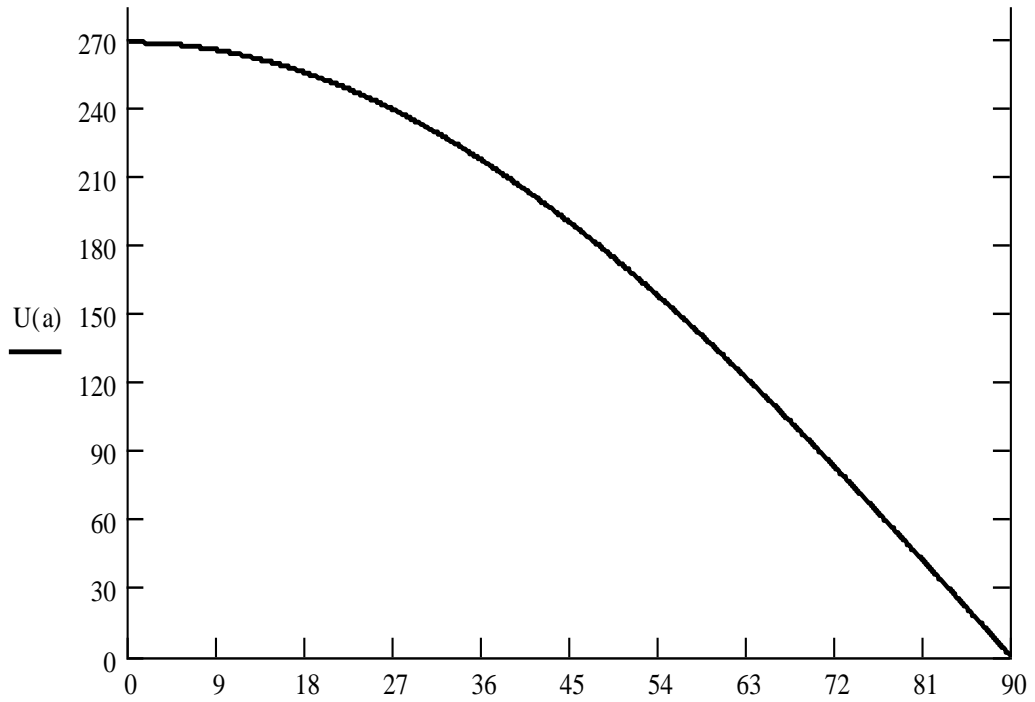


Рисунок 2.2 – Регулювальна характеристика випрямляча

Для знайдених кутів регулювання, а також для кута рівного "0", будемо зовнішні характеристики випрямляча (рис. 2.3).

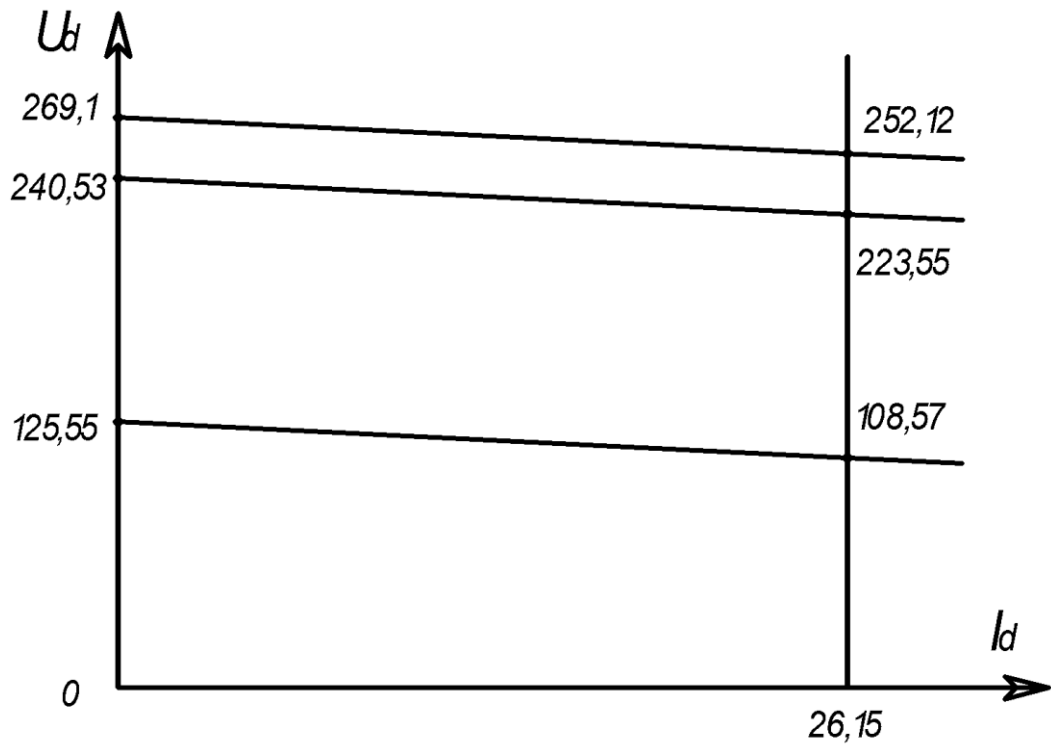


Рисунок 2.3 – Зовнішні характеристики випрямляча

Потужність вторинної обмотки трансформатора S_2 , з урахуванням 10%-ної зміни напруги, знаходимо через добуток значення кількості фаз, фазної напруги вторинної обмотки трансформатора і струму вторинної обмотки, але фазна напруга вторинної обмотки трансформатора при з'єднанні цієї обмотки трикутником рівняється лінійній. Лінійне значення напруги вторинної обмотки трансформатора, що дорівнює лінійній напрузі вентильної схеми, знаходимо через фазне значення напруги вентильної схеми. Звідси:

$$S_2 = m \cdot 1,1 \cdot U_2 \cdot I_2 = 3 \cdot 1,1 \cdot 230 \cdot 15,193 = 11531,487 \text{ ВА.} \quad (2.40)$$

Потужність первинної обмотки трансформатора складає:

$$S_1 = m \cdot 1,1 \cdot U_1 \cdot I_1 = 3 \cdot 1,1 \cdot 380 \cdot 7,23 = 9066,42 \text{ ВА.} \quad (2.41)$$

Типова потужність трансформатора для трифазної схеми з нульовим виводом дорівнює:

$$S_T = \frac{S_1 + S_2}{2} = \frac{9066,42 + 11531,487}{2} = 10298,9 \text{ кВА} \quad (2.42)$$

Таким чином вибраний трансформатор ТСЗ-10/0,38 задовольняє поставленим вимогам.

Коефіцієнт використання трансформатора:

$$K_T = \frac{P_{\text{дн}}}{S_T} = \frac{6015}{10298,9} = 0,6 \quad (2.43)$$

Тепер визначимо кути комутації струму випрямляча з формули:

$$\cos \alpha - \cos(\alpha - \gamma) = \frac{2 \cdot I_{\text{дн}} \cdot X_a}{\sqrt{6} \cdot U_2} = \frac{2 \cdot 26,15 \cdot 0,68}{\sqrt{6} \cdot 230} = 0,063 \quad (2.44)$$

При куті регулювання $\alpha = \alpha_n$:

$$\gamma = \arccos(\cos(\alpha_n) - 0,063) - \alpha_n = \arccos(\cos(26,64^\circ) - 0,063) - 26,64^\circ = 7,17^\circ \quad (2.45)$$

При куті регулювання $\alpha = \alpha_{n1}$

$$\gamma = \arccos(\cos(\alpha_{n1}) - 0,063) - \alpha_{n1} = \arccos(\cos(62,19^\circ) - 0,063) - 62,19^\circ = 4,01^\circ \quad (2.46)$$

Знаходимо кут зсуву першої гармоніки струму відносно напруги для 2-х випадків:

1) при $\alpha = \alpha_n$

$$\varphi = \alpha_n + \frac{\gamma}{2} = 26,64 + \frac{7,17}{2} = 30,23^\circ. \quad (2.47)$$

2) при $\alpha = \alpha_{n1}$

$$\varphi = \alpha_n + \frac{\gamma}{2} = 62,19 + \frac{4,01}{2} = 64,2^\circ. \quad (2.48)$$

Коефіцієнт спотворення форми кривої змінного струму, що споживається з мережі (коефіцієнт несинусоїдальності) при $L \rightarrow \infty$ для трифазної схеми з нульовим виводом дорівнює:

$$K_c = 0,93.$$

Розрахуємо коефіцієнт потужності випрямляча λ :

$$\lambda = K_c \cdot \cos(\varphi) \quad (2.49)$$

1) при $\alpha = \alpha_n$:

$$\lambda = 0,93 \cdot \cos(26,64^\circ) = 0,83;$$

2) при $\alpha = \alpha_{n1}$:

$$\lambda_1 = 0,93 \cdot \cos(62,19^\circ) = 0,43.$$

Розрахуємо середнє значення струму через вентиль $I_{a \text{ сеп}}$ і максимальну обернену напругу $U_{зв. \text{ тах}}$ для вибору тиристорів.

Обернену максимальну напругу вибираємо з урахування коливань мережі $\pm 10\%$, а також з урахуванням комутаційних перенапруг. Тому в формулу розрахунку $U_{зв. \text{ тах}}$ вводимо коефіцієнт 1,4:

$$I_{a \text{ сеп}} \geq I_a = I_{дн} / 3 \quad (2.50)$$

$$U_{зв. \text{ тах}} \geq 2,1 \cdot U_{d0} \quad (2.51)$$

$$I_{a \text{ сеп}} \geq I_a = 26,15 / 3 = 8,72 \text{ А}$$

$$U_{зв. \text{ тах}} \geq 1,4 \cdot 2,1 \cdot 269,1 = 791,15 \text{ В.}$$

Виберемо тиристор типу Т-112-10-8.

Технічні характеристики обраного тиристора наведені у таблиці 2.3.

Таблиця 2.3 – Характеристики тиристора Т-112-10-8

$I_{a\text{ сеп}}, \text{ А}$	$U_{зв. \text{ макс}}, \text{ В}$	$dU_a, \text{ В}$	$I_{зс}, \text{ мА}$	$U_y, \text{ В}$	$t_{\text{вкл}}, \text{ мкс}$	$I_{\text{вкл}}, \text{ мА}$
10	800	1,75	2,5	7,5	10	100

Спочатку треба розрахувати втрати потужності на вентилях

$$dP_a = m_t \cdot dU_a \cdot I_a, \quad (2.52)$$

де m_t – число тиристорів в даному випрямлячі випрямлячі ($m_t = 6$);

dU_a – напруга напруги на тиристорах;

I_a – прямий струм тиристора.

$$dP_a = 6 \cdot 1,75 \cdot 10 = 105 \text{ Вт.}$$

Для розрахунку ККД дії випрямляча, (споживання енергії схемою СІФК не враховуємо), визначаємо його величину для 2-х випадків:

при вихідній напрузі $U_d = U_{dn}$;

$$U_d = U_{dn}/2 .$$

Для цього визначаємо ККД також для 2-х випадків:

$$\text{а) } \beta = U_d / U_{dn} = U_{dn} / U_{dn} = 1:$$

$$\eta = (\beta \cdot P_{dn}) / (\beta \cdot P_{dn} + \beta^2 \cdot dP_a + P_0 + \beta^2 \cdot P_k), \quad (2.53)$$

де P_{dn} – номінальна потужність;

dP_a – втрати потужності на вентилях;

P_0 – втрати енергії в магнітопроводі;

P_k – втрати енергії в обмотках трансформатора.

$$\eta = \frac{1 \cdot 6015}{1 \cdot 6015 + 1^2 \cdot 105 + 1^2 \cdot 280 + 90} = 0,93$$

$$\text{б) } \beta = U_d / U_{dn} \cdot 2 = 0,5$$

$$\eta = \frac{0,5 \cdot 6015}{0,5 \cdot 6015 + 0,25 \cdot 105 + 0,25 \cdot 280 + 90} = 0,94 .$$

Реверсивні двокомплектні перетворювачі, що застосовуються для приводу підйому або спуску електродів служать також для ефективного і в той же час економічного гальмування двигуна. Це досягається переводом двигуна в генераторний режим. В цьому випадку перетворювач працює в режимі інвертування, відомого мережею. Обидва комплекти вентилів по черзі виконують функції і випрямляча і інвертора.

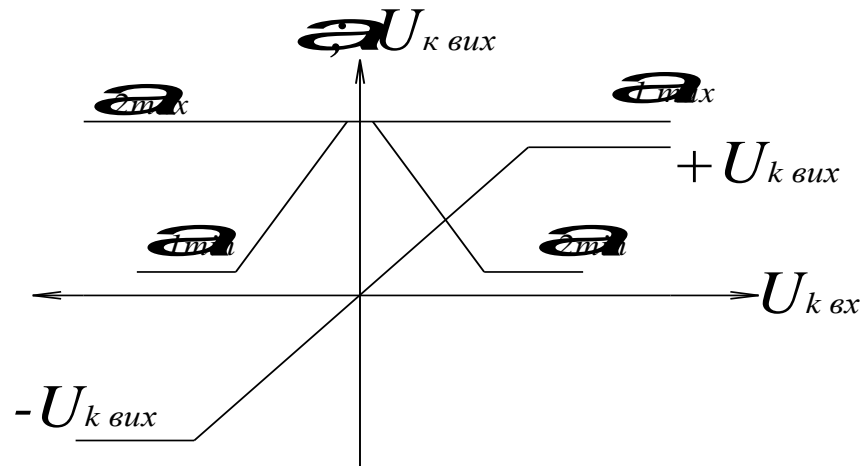


Рис. 2.4 Узгодження характеристик підсилювача та СІФК

В реверсних тиристорних перетворювачах існують електричні ланцюги, що складаються з тиристорів обох комплектів і вторинної обмотки живлячого трансформатора, по яких може протікати струм, минувши навантаження перетворювача. В електричному контурі, що називається зрівняльним, діє зрівняльна ЕРС, що визначається алгебраїчною сумою двох миттєвих значень фазних напруг. Оскільки зрівняльний контур має малий опір, то приходиться вживати спеціальних заходів для обмеження виникаючих в цьому контурі зрівняльних струмів.

З цією метою в контур включаються струмообмежуючі реактори.

Величина зрівняльного струму залежить від опору контура і від кутів регулювання обох комплектів. Прийнятий спосіб керування випрямним і інверторним комплектами, що має назву роздільний без замикання непрацюючого комплекту, характеризується тим, що кут відкриття тиристорів непрацюючого комплекту $\beta = \beta_{\min} = \text{const}$, в той час, як кут відпирання

працюючого в даний момент (випрямного) комплекту α і залежність від управляючого сигналу змінюється в межах $\alpha_{\min} \leq \alpha \leq \alpha_{\max}$, причому $\alpha_{\min} \geq \beta_{\min}$. Завдяки такому регулюванню середнє значення напруги інвертора завжди більше середньої напруги випрямляча, зрівняльний струм істотно знижується і має преривисту форму.

На рис. 2.4 показано узгодження характеристик підсилювача і системи імпульсно-фазового керування тиристорами.

Тут $U_{к.вх}$ і $U_{к.вих}$ - вхідна і вихідна напруга проміжного підсилювача. При роботі першого комплекту тиристорів у випрямному режимі (II квадрант) напруга на виході БЖК цього комплекту змінюється в межах від 0 до $-U_{к.вих}$, що забезпечує зміну кута регулювання α від $\alpha_{1\max}$ до $\alpha_{1\min}$, тоді як напруга на виході БЖК другого комплекту рівна нулю і кут $\alpha_2 = \alpha_{2\max} = \pi - \beta_{\min} = \text{const}$.

Мінімальний кут регулювання тиристорів α_{\min} у випрямному режимі визначається номінальною напругою перетворювача і напруги живлячої мережі.

Установка α_{\min} повинна проводитися з урахуванням можливого зниження напруги мережі, а також з урахуванням допустимого кута регулювання випрямляча. Кут α_{\min} в даному перетворювачі вибирається в межах 25 - 30 ел.градусів.

Граничний кут регулювання перетворювача в інверторному режимі визначається з урахуванням статичних і динамічних режимів роботи перетворювача. Очевидно, що кут β_{\min} повинен бути не менше граничного кута, рівного куту комутації при максимальному випрямленому струмі навантаження перетворювача і не більше 30 ел.градусів. Необхідно пам'ятати, що із збільшенням β_{\min} росте зрівняльний струм, а при кутах $\beta_{\min} \geq 30$ ел.градусів він різко зростає. Слід також відзначити, що в реверсивних перетворювачах повинна дотримуватися умова $\alpha_{\min} \geq \beta_{\min}$. Ця умова витікає з необхідного співвідношення середніх значень ЕРС випрямляча і інвертора $U_{d\alpha} \geq U_{d\beta}$, коли зрівняльний струм має преривчасту або гранично-безперервну форму і забезпечується нормальна робота зрівняльних реакторів.

Враховуючи висловлене, рекомендується кут регулювання тиристорів β_{\min} встановлювати в межах $25^{\circ} \geq \beta_{\min} \geq 15^{\circ}$.

2.2.3 Аналіз роботи основних блоків схеми

Функціональна схема автоматичного регулятора дуги представлена в додатку. Вхідний управляючий сигнал $U_{вх}$, рівний різниці задаючого і напруги зворотного зв'язку $U_{зад} - U_{зз}$, потрапляє на вхід напівпровідникового підсилювача.

Підсилений управляючий сигнал $U_{вих}$ поступає далі в блок живлення та керування, що виконує функції керування блоком формування імпульсів (СІФК), а також функції обмеження мінімального і максимального кутів регулювання в синхронізації імпульсів з напругою живлячої мережі. Блок СІФК перетворює вихідну напругу (U_k) в прямокутні імпульси додатньої полярності певної фази, які подаються на керуючі електроди тиристорів. На панелі встановлюються 2 блоки СІФК, необхідні для управління реверсивним силовим вентиляльним блоком.

Плавна зміна фази управляючих імпульсів приводить до зміни середнього значення вихідного напругу силового вентиляльного блоку - напруги на навантаженні.

Для обмеження струму навантаження перетворення встановлюються датчики змінного струму ТА, що впливають на систему управління. Обмеження струмів короткого замикання через силові вентиля здійснюється за рахунок E_k силового трансформатора.

Полярність випрямленої напруги визначається полярністю $U_{вх} = U_{зад} - U_{зз}$, при цьому працює завжди тільки одна група вентилів, провідний струм навантаження, а у другій групі вентилів встановлюється кут управління α_{\max} . При зміні полярності стан групи вентилів змінюється на зворотне - група вентилів, у якій був встановлений кут α_{\max} , проводить струм навантаження, а у працюючій раніше групі кут управління переводиться у β_{\min} - при цьому змінюється напрямок струму навантаження і полярність випрямленої напруги.

Розглянемо функціональне призначення основних блоків електропривода подачі електродів.

1) Блок порівняння

Схема блоку порівняння наведена на рис. 2.5

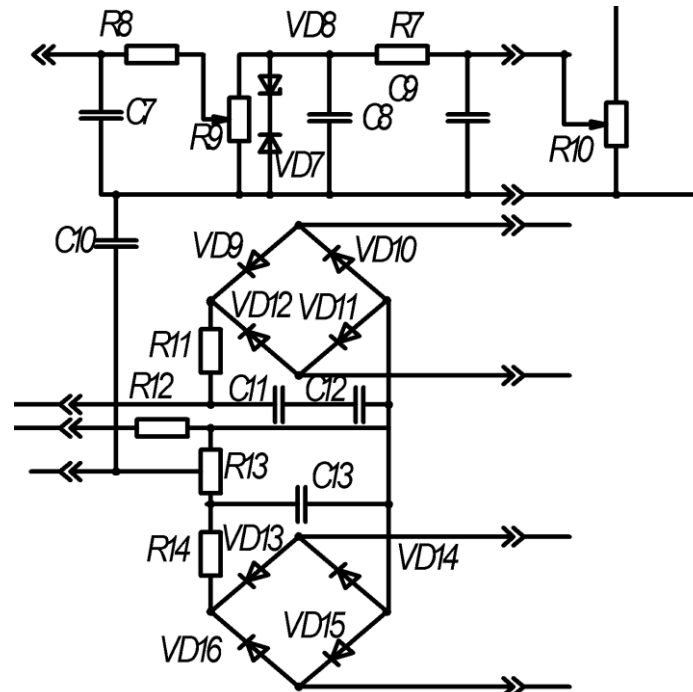


Рисунок 2.5 – Схема блоку порівняння

Вузол зворотного зв'язку по напрузі складається з конденсаторів C8-C9, опорів R7-R9, кремнієвого стабілітрона VD8, діода VD7 і призначений для отримання пропорційно-релейної характеристики регулятора та забезпечення гальмування електродвигуна.

При невеликих збуреннях швидкість двигуна така, що напруга на якорі двигуна, яка знімається, з потенціометра R10, менше напруги пробією стабілітрона VD8. Тому на вході підсилювача є сигнал $U_{\text{зад}} = (bU - cI) - U_{\text{зз}}$. Якщо сигнал з виходу задавача потужності більше напруги пробією стабілітрона VD8, то на вході підсилювача сигнал $U_{\text{зад}} = (bU - cI) - U_{\text{зз}}$ досягає такої величини, що з виходу підсилювача знімається максимальна напруга. Регулятор фактично переходить в релейний режим за рахунок обмеження величини від'ємного зворотного зв'язку по напрузі. Величина зони пропорційного регулювання змінюється за допомогою потенціометра R9. Вузол порівняння складається з

двох випрямних однофазних мостів, ємнісних фільтрів і опорів навантажень і служить для порівняння сигналів, пропорційних струму і напрузі дуги.

2) Блок підсилення

Реверсивний напівпровідниковий підсилювач складається з двох нереверсивних підсилювачів: одного для керування системою імпульсно-фазового керування комплектом тиристорів «вгору», іншого для управління системою імпульсно-фазового керування комплектом тиристорів «вниз».

При відсутності сигналу на вході підсилювача транзистори VT6 і VT5 відкриті за рахунок струму, що протікає через опори R56, R63, а транзистори VT3 і VT4 відкриті в свою чергу через транзистори VT6 і V5. Коли на вхід приходить сигнал, транзистор VT6 закривається, замикаючи транзистор VT3. На виході підсилювача з'являється сигнал, який викликає замикання транзистор VT6 системи імпульсно-фазового керування, що приводить до зменшення кута відмикання α комплекту «вниз». В іншому комплекті кут регулювання залишається рівним α_{\max} , оскільки транзистори VT5 і VT4 залишаються в початковому стані. Вузол регулювання зони нечутливості регулятора складається з опорів R64, R65 і діодів VD34, VD27.

Реле KR1, KR2, KR3 здійснюють перехід будь-якої фази на «резерв», реле KR4, KR5 подають реверсивний задаючий сигнал на вхід підсилювачів при ручному керуванні, реле KR6, KR7 здійснюють вибір режиму керування (автоматичний, ручний), реле KR8 і KR9 здійснюють контроль положення електродів дугової печі. В початковому стані на обмотки реле через кінцеві вимикачі SQ1 і SQ2 подається напруга. Реле замикаючими контактами шунтують діоди VD25 і VD24. У разі виходу механізму переміщення електроду з робочої зони кінцевий вимикач SQ1 або SQ2 відключає реле KR8 або KR9. В задаючий ланцюг включається діод VD25 або VD24 з полярністю, що перешкоджає проходженню задаючого сигналу. За рахунок від'ємного зворотного зв'язку відбувається гальмування і зупинка двигуна. Зміна полярності сигналу призводить до повернення електроду в робочу зону.

3) Блок живлення та керування (БЖК)

В БЖК встановлені елементи живлення і керування системою формування імпульсів (СІФК). Система живиться від трьох однофазних трансформаторів ТМ6-ТМ8. Обмотки трансформаторів (ТМ12-ТМ14) є джерелом синхронізуючої напруги комутуючих транзисторів (VT10, VT14, VT18) блоку СІФК. В якості елементів керування в схемі застосовані транзистори VT1, VT2.

4) Система імпульсно-фазового керування (СІФК)

Даний блок містить у своєму складі три аналогічних канали, які призначені для формування імпульсів керування. Блок СІФК працює спільно з блоком живлення та керування. Основною задачею блоку СІФК є формування прямокутних відмикаючих імпульсів тиристорів. Блок виконаний по трифазній нульовій схемі.

5) Блок струмообмеження

Схема блоку зображена на рис. 2.6

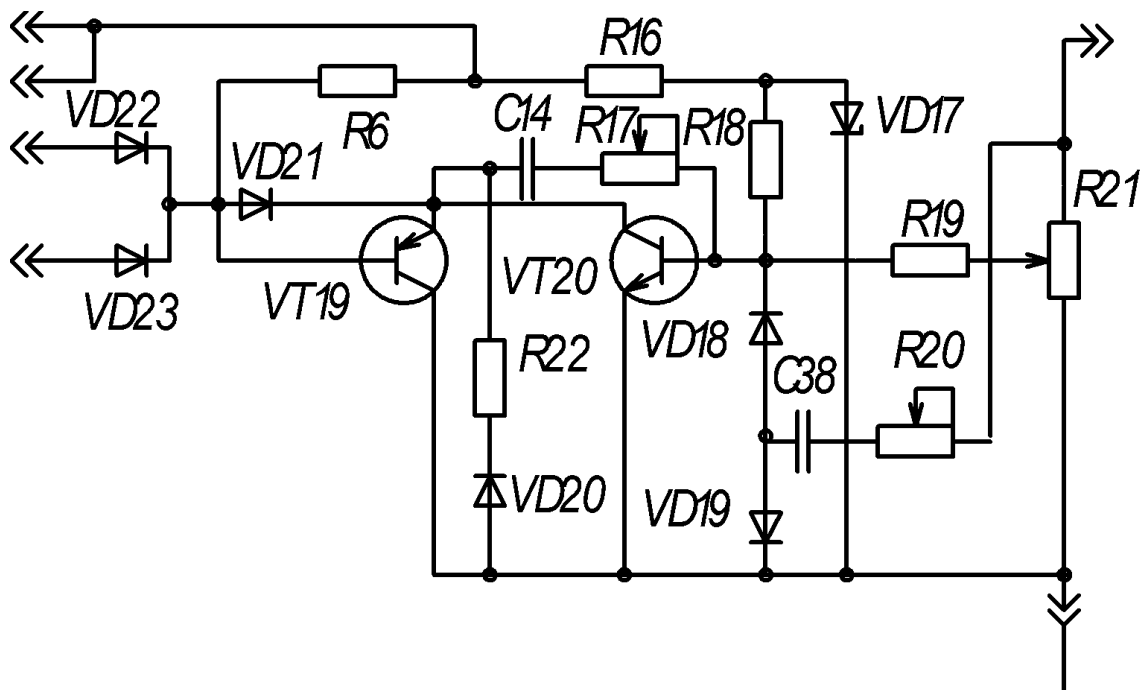


Рисунок 2.6 – Схема блоку струмообмеження

Даний блок виконує функції захисту керованого перетворювача від перевантаження. Підсилювач струмообмеження є пропорційно-інтегруючим підсилювачем, який виконаний на транзисторі VT20. В початковому стані транзистор VT20 закритий еталонною опорною напругою, що знімається із

стабілітрона VD17 через опір R18. Транзистор VT19 призначений для розряду конденсатора C2 і в початковому стані відкритий струмом зміщення через опір R6 по переходу колектор-база. Сигнал, пропорційний струму двигуна, знімається з трансформатора струму, що випрямляється і через потенціометр R21 подається на вхід підсилювача. Рівність середніх значень струмів, що протікають через опори R19 і R18 визначає установку вузла струмообмеження.

Перевищення сигналом, пропорційним струму двигуна, величини еталонної стабілізованої опорної напруги приводить до відкриття транзистора VT20 і зниження керуючої напруги за рахунок шунтування входу системи по ланцюгу VD23 (або VD22) – VD21 – VT20. В момент протікання струму по цьому ланцюгу за рахунок падіння напруги на діоді VD21 транзистор VT19 закривається. Особливістю даного підсилювача є те, що напругою живлення для нього служить керуюча напруга, що подається на вхід системи управління з виходу напівпровідникового підсилювача. RC ланцюжок (R17, C14) зворотного зв'язку включений безпосередньо через розподільні діоди VD23, VD22 на входи системи керування. Завдяки цьому керуюча напруга на будь-якому вході системи управління при стрибкоподібному наростанні напруги на будь-якому виході напівпровідникового підсилювача наростає по лінійному закону із швидкістю, що визначається величиною C14. Це дозволяє ліквідувати перший стрибок струму і залежно від величини ємності формувати перший фронт наростання струму двигуна.

Опір R17 і диференціюючий ланцюжок R20, C38, виконують роль гнучкого зв'язку по струму двигуна, забезпечують стійку роботу контуру струмообмеження. Інтегруюча ємність C14 виконує також роль згладжуючого фільтру системи керування. При зникненні сигналу струмообмеження початковий стан схеми відновлюється і конденсатор C14 розряджає через транзистор VT19.

б) Блок живлення.

До складу даного блоку входить трифазний трансформатор, ємнісні фільтри та мостові схеми випрямлення. Блок живлення забезпечує джерела

постійного струму напругою 6, 12, 18, 24, 195 В. Він є джерелом живлення для блоку підсилення. Блок командоконтролерів призначений для переходу на резервний регулятор потужності.

Електрична принципова схема панелі керування двигуном подачі електроду приведена в додатку Б.

Даний регулятор усуває наступні збурення:

- зміна теплового режиму, яка обумовлюється зміною дугового проміжку;
- зміна потужності, яка підводиться в піч, вона викликана коливаннями напруги живлення;

- короткочасні порушення режиму, котрі можуть бути викликані кипінням ванни рідкого металу і флуктуаціями дуг під впливом електромагнітних сил. В першому випадку тривалість порушень режиму складає десяті частки секунди, тому регулятор унаслідок інерційності приводу не може встигнути за цими коливаннями. Однак регулятор повинен підтримувати на заданому значенні середню силу струму протягом періоду. В другому випадку зміни режиму складають соті частки секунди і систематично повторюються кожний період. Ці коливання через короткочасність автоматичний регулятор не відпрацьовує;

- нерівномірний розподіл потужностей по фазах. Основною причиною перенесення потужності є асиметричність значної частини короткої мережі печі, яке є звичайним на ділянках струмопроводу від виводів низької напруги пічного трансформатора до контактних поверхонь між щокою і електродом. В цьому випадку у одного з крайніх електродів потужність, що виділяється, виявляється найбільшою, у іншого крайнього - найменшою і у середнього - проміжної, часто близькою до найбільшої;

- неоднакова швидкість проплавлення колодязів під окремими електродами, обумовлена різною щільністю шихти під дугами. Вона посилює асиметрію індуктивних опорів окремих фаз і знижує загальну потужність, що подається в піч;

- різке відхилення режиму в основному в період плавлення, що викликається обвалами шихти, часто перехідне в короткі замикання і обриви дуг.

2.3 Вибір інформаційних електромеханічних елементів виконавчих систем електропривода подачі електродів

В електроприводі використовується велика кількість вимірювальних пристроїв (датчиків) для введення в систему керування приводом необхідної інформації про електричні та неелектричні параметри.

Найбільше розповсюдження в регульованому електроприводі отримали датчики струму, напруги, швидкості та положення, які необхідні для створення замкнутих контурів керування у системі регулювання. Крім перерахованих вище також використовуються датчики моменту, потужності, ЕРС, сигнали яких звичайно отримують шляхом відповідної обробки сигналів датчиків струму та напруги.

В аналогових системах керування електроприводами в якості датчиків положення використовуються в основному електричні індукційні електромашини типу сельсінів та синусно-косинусні поворотні трансформатори. Підвищення точності слідкуючих і позиційних систем по положенню досягається використанням грубої та точної системи відліку. Датчики точної системи відліку мають менше передаточне відношення до валу виконавчого двигуна.

Принцип дії обертових трансформаторів заснований на зміні коефіцієнта взаємодукції між обмотками статора та ротора при повороті ротора, причому для таких трансформаторів залежність коефіцієнта взаємодукції від кута повороту ротора носить характер синусоїди чи косинусоїди. Схема на обертових трансформаторах забезпечує більш точне перетворення кута неузгодженості. Найчастіше, вимір здійснюється за допомогою двох вимірювачів, включених по трансформаторній схемі.

При виборі датчика положення будемо керуватися вимогою, щоб вибраний поворотний трансформатор мав якомога меншу масу, високу точність, діапазон робочих швидкостей, що відповідають розрахованим. У якості обертового

трансформатора використаємо трансформатор типу ВТ – 5 з наступними технічними характеристиками (табл. 2.4).

Таблиця 2.4 – Технічні характеристики трансформатора типу ВТ

Параметр	Од. вимірів	Величина
Напруга	В	40
Коефіцієнт трансформації		0,53
Частота	Гц	1000
Маса	кг	0,7
Точність		$\pm 0,06$
Частота обертання	об/хв	2500
Зсув фаз	град.	1-30

Для вибраного типу обертового трансформатора максимальна напруга розузгодженості складатиме:

$$U_{\delta} = U_H \cdot K_T \cdot \sin \delta, \quad (2.54)$$

де U_H – напруга живлення, $U_H = 40$ В;

K_T – коефіцієнт трансформації вибраного обертового трансформатора,

$$K_T = 0,53;$$

δ – максимальний кут повороту ротора при переміщеннях виконавчого органу, для забезпечення роботи в межах лінійної частини статичної характеристики датчика обмежимося робочою зоною в $\delta = \pm 10^0$.

Тоді максимальне значення напруги розузгодження складатиме:

$$U_{\delta} = 40 \cdot 0,53 \cdot \sin 10^0 = 3,68 \text{ В.}$$

В якості датчика швидкості використаємо тахогенератор. Чутливість тахогенераторів постійного струму лежить в межах 20..30 В на 1000 об/хв., що цілком достатньо для більшості приводів, а класи точності від 0,2 до 1. Динамічні характеристики тахогенераторів постійного струму переважно пов'язані із інерційністю електромагнітних перехідних процесів у ланцюгу якоря.

Необхідним вимогам роботи найбільш повно відповідає тахогенератор типу СЛ – 161 з такими технічними даними:

Таблиця 2.4 – Технічні характеристики тахогенератора типу СЛ -161

Параметр	Од. вимірів	Величина
Напруга збудження	В	110
Струм збудження	А	0,055
Максимальна швидкість	об/хв	2500
Напруга	В	110
Струм	А	0,17
Опір обмотки якоря	Ом	176
Крутизна характеристики	В/об/хв	0,021
Момент інерції ротора	кг•м ²	63•10 ⁻⁷
Маса	кг	0,56

В якості датчика струму використаємо шунт з наступними характеристиками:

- коефіцієнт передачі – 1,5 мВ/А;
- номінальний струм – 50 А;
- падіння напруги на опорі шунта – 75 мВ.

3 РОЗРОБЛЕННЯ ТА ДОСЛІДЖЕННЯ САР ПОЛОЖЕННЯ ЕЛЕКТРОДІВ

Для розроблення САР найкращім рішенням буде використання принципу підпорядкованого регулювання [5]. При побудові такої САР зазвичай для регулювання використовують три контури: струму, швидкості та положення. Тут кожний з внутрішніх контурів буде підпорядковуватися зовнішньому, а для

керування кожним з параметрів треба мати окремий регулятор, котрий створює з об'єктом (регулятором положення електродів) свій замкнений контур з використанням зворотних зв'язків.

3.1 Розрахунок параметрів передаточної функції двигуна

Для спрощення розрахунку розглянемо модель двигуна постійного струму як лінійну систему. Нам треба визначити параметри кола якоря, при цьому треба врахувати параметри ТП (тиристорний перетворювач) та обраного трансформатора. Проведений розрахунок згідно методики [13] за допомогою пакету прикладних програм MATLAB надав наступні результати.

Напруга на вихідній обмотці трансформатора

$$U_2 = E_2 \cdot k_\alpha \cdot k_{\text{мережі}} \cdot k_R = 0,857 \cdot 220 \cdot 1,2 \cdot 1,1 \cdot 1,05 = 261,32 \text{ В} , \quad (3.1)$$

що відповідає попередньому розрахунку.

Розраховане значення вторинного струму дорівнює

$$I_2 = k_i \cdot k_2 \cdot I_{\text{ЯН}} = 1,1 \cdot 0,578 \cdot 26,15 = 16,63 \quad \text{А} , \quad (3.2)$$

де k_i та k_2 - коефіцієнти, які характеризують форму струму, $k_i = 1,1$; $k_2 = 0,578$.

Також було отримане значення сумарного активного опору трансформатора та опору обраного двигуна з врахуванням опору анодних струмів та опору щіткового контакту

$$R_{\text{д}} = 1,2 \cdot (R_{\text{я}} + R_{\text{дп}}) + (R_{\text{п}} + R_{\text{а}}) + R_{\text{щ}} \quad (3.3)$$

$$R_{\text{д}} = 1,2 \cdot (0,516 + 0,407) + 0,94 + 0,076 = 1,94 \text{ Ом.}$$

Розраховане значення активного опору та індуктивності обмотки якоря склало

$$R_0 = 2,231 \text{ Ом} ,$$

$$L_0 = 18,7 \cdot 10^{-3} \text{ Гн} .$$

Також проведений розрахунок електромагнітної та електромеханічної постійних часу якірного ланцюга показав наступні результати

$$T_{Я} = 8,38 \cdot 10^{-3} \text{ с,}$$

$$T_{М} = 0,024 \text{ с.}$$

Розрахований передавальний коефіцієнт ДПС та тахогенератора

$$k_{Д} = \frac{\omega_{Н}}{E_{Д.Н}} = \frac{\omega_{Н}}{U_{Н} - I_{Я.Н} \cdot R_{Я.Д}} = \frac{78,54}{220 - 26,15 \cdot 1,11} = 0,41 ; \quad (3.4)$$

$$k_{ТГ} = \frac{U_{Н.ТГ}}{\omega_{Н.ТГ}} = \frac{110}{261,8} = 0,42. \quad (3.5)$$

Коефіцієнт передачі ТП буде рівний

$$k_{ТП} = \frac{E_{ТП}}{U_{к}} = \frac{105,58}{10} = 10,56. \quad (3.6)$$

Тиристорний перетворювач представляємо аперіодичною ланкою першого порядку (для врахування інерційності), постійну часу приймаємо рівною 0,007с, а коефіцієнт передачі беремо рівним 10,56, як було попередньо визначене.

$$W_{ТП}(p) = \frac{k_{ТП}}{1 + T_{ТП} \cdot p} = \frac{10,56}{1 + 0,007 \cdot p}. \quad (3.7)$$

З технічних характеристик шунта коефіцієнт шунтування

$$k_{шунт} = 1,5$$

Також було визначено передаточний коефіцієнт кола зворотного зв'язку за струмом:

$$k_{с} = \frac{U_{р.ш \max}}{I_{СТ}} \quad (3.8)$$

де $I_{СТ}$ приймаємо рівним $2,35I_{Я.Н}$, а максимальна напруга $U_{р.ш \max} = 10 \text{ В}$.

$$k_{с} = \frac{10}{2,35 \cdot 26,15} = 0,163$$

ДПС при нульовому моменті представляємо як дві послідовно з'єднані ланки зі сталими часу $T_{Я}$ та $T_{М}$. Якірне коло представимо як аперіодичну ланку першого

порядку $\frac{1/R_0}{1+T_{я} \cdot p}$, а електромеханічну частину представимо інтегруючою ланкою $\frac{k_{д} \cdot R_0}{T_{м} \cdot p}$. Тоді отримаємо рівняння передаточної функції двигуна у вигляді

$$W_{дв}(p) = \frac{k_{д} \cdot R_0}{T_{м} \cdot p} \cdot \frac{1/R_0}{1+T_{я} \cdot p} \quad (3.9)$$

$$W_{дв}(p) = \frac{0,91}{0,024 \cdot p} \cdot \frac{0,45}{1+0,0084 \cdot p}$$

3.2 Розрахунок параметрів контуру регулювання струму

Проведемо оптимізацію внутрішнього контуру струму за модульним оптимумом (функціональна схема регулятора струму наведена на рис. 3.1).

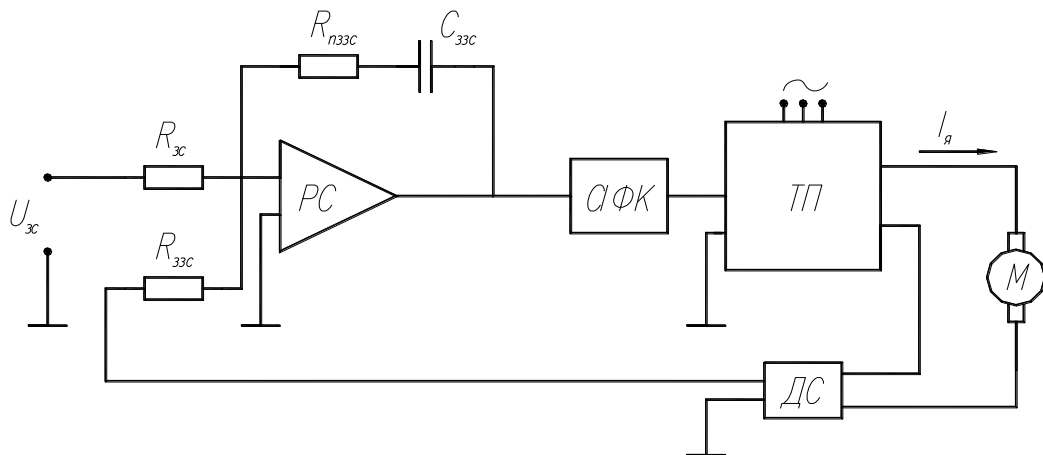


Рисунок 3.1 – Функціональна схема регулятора струму

Тут РС - регулятор струму РС, ДС - датчик струму, ТП - тиристорний перетворювач ТП, М - ДПС, котрий замикається зворотнім зв'язком по струму з коефіцієнтом передачі K_c . У якості некомпенсованої малої сталої часу беремо постійну часу перетворювача $T_{ТП}=0,007$ с.

У випадку не врахування впливу ЕРС двигуна на роботу контуру, контур струму оптимізується пропорційно-інтегральним (ПІ) регулятором.

Тоді передаточна функція об'єкту регулювання по струму:

$$W_{o.p.c}(p) = \frac{1}{R_0(T_{я}p+1)} \cdot \frac{k_{ТП}}{T_{ТП}p+1}, \quad (3.10)$$

$$W_{o.p.c}(p) = \frac{1}{2,231 \cdot (0,0084p+1)} \cdot \frac{10,56}{0,007p+1}$$

Постійну інтегрування для контуру струму визначили через умову налаштування на модульний оптимум

$$T_{КС} = aT_M = aT_{ТП} = 2T_M = 2 \cdot 0,007 = 0,014 \text{ с.} \quad (3.11)$$

Тоді отримана передаточна функція розімкненого оптимізованого контуру струму матиме вигляд

$$W_{o.k.c}(p) = \frac{1/k_C}{a \cdot T_{\mu}p \cdot (T_{\mu}p+1)} = \frac{1/k_C}{a \cdot T_{ТП}p \cdot (0,5 \cdot T_{ТП}p+1)} \quad (3.12)$$

$$W_{o.k.c}(p) = \frac{6,13}{0,000049p^2 + 0,014p}$$

Передаточна функція ПІ-регулятора струму

$$\begin{aligned} W_{p.c}(p) &= \frac{W_{o.k.c}}{W_{o.p.c}} = \frac{R_0 \cdot (T_{я}p+1)}{k_{ТП} \cdot k_C \cdot 2 \cdot T_{\mu}p} \\ &= \frac{R_0 \cdot T_{я}}{2 \cdot T_{\mu} \cdot k_{ТП} \cdot k_C} + \frac{R_0}{2 \cdot T_{\mu} \cdot k_{ТП} \cdot k_C p} = k_{p.c} + \frac{1}{T_{p.c}p}, \end{aligned} \quad (3.13)$$

тут $k_{p.c}$, $T_{p.c}$ – коефіцієнти підсилення та постійна часу регулятора струму.

Після підстановки вхідних даних були отримані такі значення цих величин:

$$k_{p.c} = \frac{R_0 \cdot T_{я}}{2T_{\mu} \cdot k_{ТП} \cdot k_C} = 0,78, \quad (3.14)$$

$$T_{p.c} = \frac{2T_{\mu} \cdot k_{ТП} \cdot k_C}{R_0} = 0,011 \text{ с.} \quad (3.15)$$

Для датчику струму коефіцієнт підсилення буде рівний

$$k_{ДС} = \frac{k_C}{k_{унт}} \frac{0,163}{1,5} = 0,109. \quad (3.16)$$

В результаті отримана передавальна функція для замкненого контуру струму, що був оптимізований

$$W_{ЗКС}(p) = \frac{1/k_c}{2T_\mu p(T_\mu p + 1) + 1} = \frac{6,13}{98 \cdot 10^{-6} p^2 + 0,014p + 1} \quad (3.17)$$

Після перетворення рівняння та спрощення знаменника ми отримали такий вигляд передавальної функції

$$W_{ЗКС}(p) = \frac{1/k_c}{2T_\mu p + 1} = \frac{1/k_c}{T_{КС} p + 1} = \frac{6,13}{0,014p + 1} \quad (3.18)$$

Таким чином результуюча передавальна функція ПІ-регулятора струму має вигляд:

$$W_{P,C}(p) = 0,18 + \frac{1}{0,014p} \quad (3.19)$$

Для оцінки перехідних процесів в САК використовуємо середовище MATLAB з розширенням Simulink [13]. Розрахункова структурна схема контуру струму зображена на рис. 3.2.

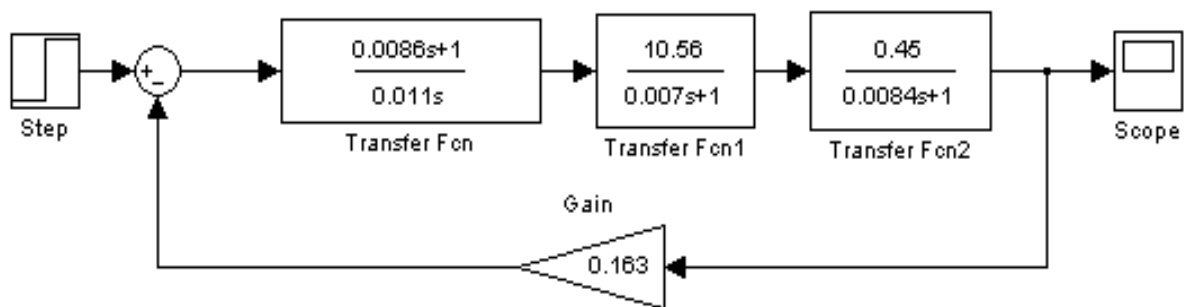


Рисунок 3.2 – Розрахункова структурна схема контуру струму
Графік перехідного процесу зображений на рис. 3.3.

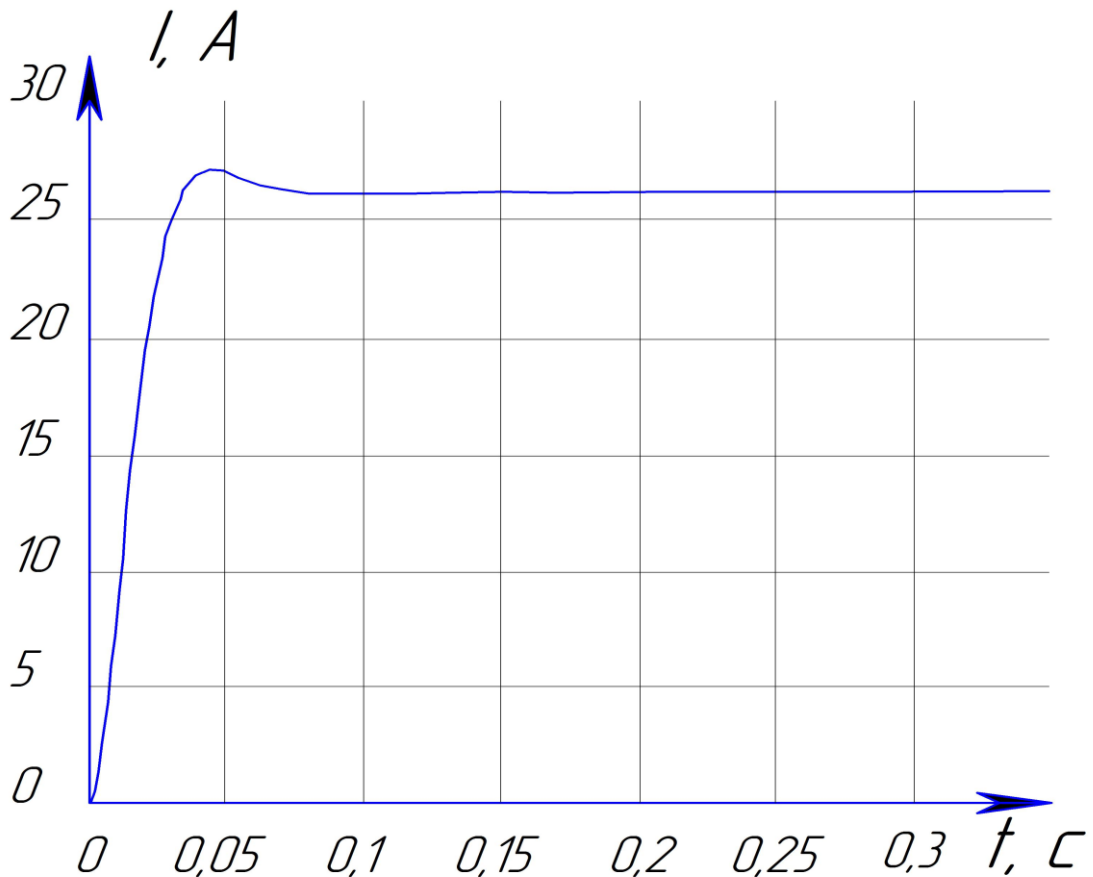


Рисунок 3.3 - Графік перехідного процесу для контуру струму

Можна побачити, що перехідний процес має лише одне перерегулювання під час пуску. Час регулювання складає 0,08 с.

Перерегулювання під час перехідного процесу оцінюємо по максимальному відхиленню регульованої величини (струму) від встановленого значення

$$\sigma_c = \frac{I_{MAX} - I_{BCT}}{I_{BCT}} \cdot 100\% = \frac{27,2 - 26,2}{26,2} \cdot 100\% = 3,8\% . \quad (3.20)$$

Для більшості систем перерегулювання не повинне перевищувати 5...10%. Відомо, що перерегулювання по струму не повинно перевищувати 10%. В нашому випадку можна стверджувати, що даний регулятор відповідає необхідним вимогам.

Якщо налаштувати регулятор на симетричний оптимум, будемо мати такі параметри

$$T_{p,ш} = 8 \cdot T_{\mu} = 8 \cdot 0,007 = 0,056 \text{ с.} \quad (3.23)$$

$$K_{p,ш} = \frac{c \cdot K_c \cdot T_M}{4 \cdot T_{\mu} \cdot K_{ш} \cdot R_{я}}, \quad (3.24)$$

де $K_{ш} = \frac{U_{зш}}{\omega_H} = \frac{10}{78,54} = 0,127$ (напругу для задатчика швидкості беремо

рівною 10 В). Підставляємо дані, отримуємо

$$K_{p,ш} = \frac{2,44 \cdot 0,163 \cdot 0,024}{4 \cdot 0,007 \cdot 0,127 \cdot 1,11} = 2,42$$

$$W_{p,ш} = 2,42 \cdot \frac{1 + 0,056p}{0,056p} = \frac{1 + 0,056p}{0,023p}$$

Як було визначено раніше, перехідні процеси контуру струму за характером близькі до аперіодичного (перерегулювання доволі мале) і тому передаточна функція представляє собою аперіодичну ланку

$$W_{з\text{ам.с}}(p) = \frac{1/K_c}{1 + 2 \cdot T_{\mu} p} = \frac{6,13}{1 + 0,014p} \quad (3.25)$$

Тоді можна отримати наступне рівняння передавальної функції для розімкненого контуру швидкості

$$W_{p\text{оз.ш}}(p) = \frac{1}{K_{ш}} \cdot \frac{1 + 8T_{\mu} p}{32T_{\mu}^2 p^2 (1 + 2T_{\mu} p)} = \frac{1 + 0,056p}{2,78 \cdot 10^{-4} p^3 + 1,91 \cdot 10^{-4} p^2} \quad (3.26)$$

Можна побачити, що регулятор швидкості компенсує доволі велику сталу часу T_M , тоді динамічні властивості контуру швидкості визначаються лише невеликою сталою часу T_{μ} .

Передавальна функція замкненого контуру швидкості має вигляд :

$$W_{з\text{ам,ш}}(p) = \frac{1}{K_{ош}} \cdot \frac{1 + 8T_{\mu} p}{64T_{\mu}^3 p^3 + 32T_{\mu}^2 p^2 + 8T_{\mu} p + 1} \quad (3.27)$$

$$W_{з\text{ам,ш}}(p) = \frac{1 + 0,056p}{2,78 \cdot 10^{-4} p^3 + 1,91 \cdot 10^{-4} p^2 + 0,007p + 0,127}$$

В процесі попереднього моделювання контуру швидкості виявилось доволі велике перерегулювання (45%), тому була проведена корекція: на вхід контуру швидкості додали фільтр зі сталою часу $T_{\Phi} = 8T_{\mu}$. Це дало змогу покращити характеристики.

Розрахункова структурна схема контуру швидкості (разом з контуром струму) зображена на рис. 3.5.

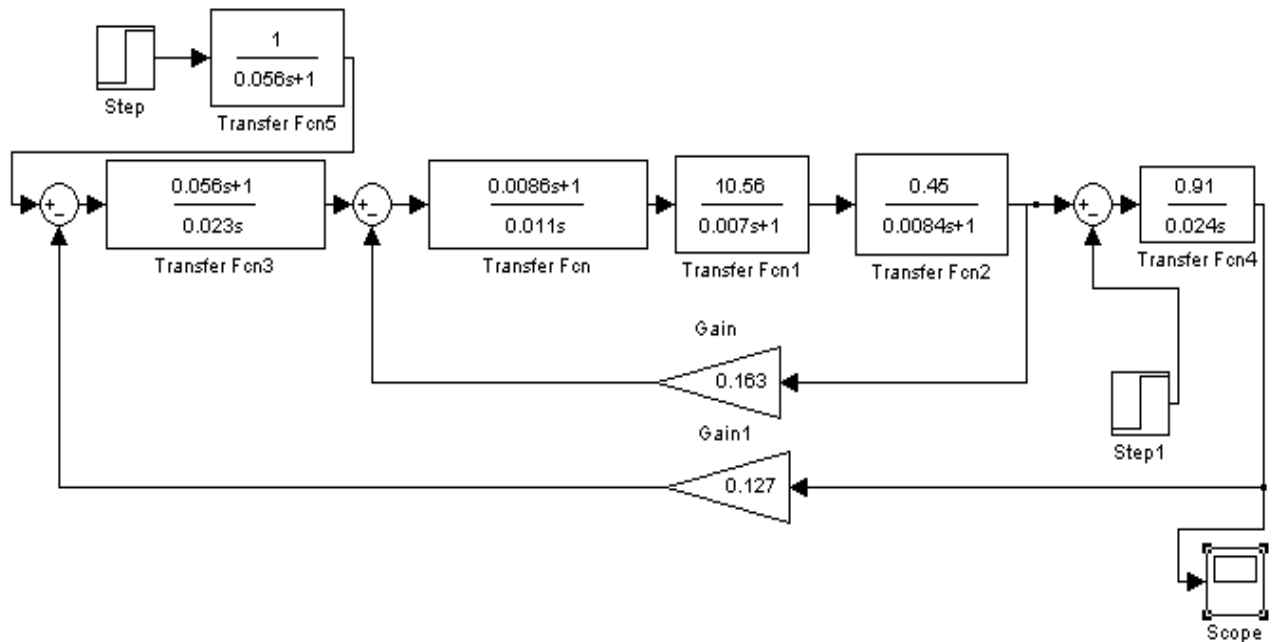


Рисунок 3.5 – Розрахункова структурна схема контуру швидкості

Графік перехідного процесу для контуру швидкості приведений на рис. 3.6.

Отримане перерегулювання

$$\sigma = \frac{h_{MAX} - h_{НОМ}}{h_{НОМ}} \cdot 100\% = \frac{82,1 - 78,6}{78,6} \cdot 100\% = 4,5\% . \quad (3.28)$$

Час регулювання $t_p = 0,42$ с.

Ці показники відповідають необхідним вимогам для регулювання швидкості.

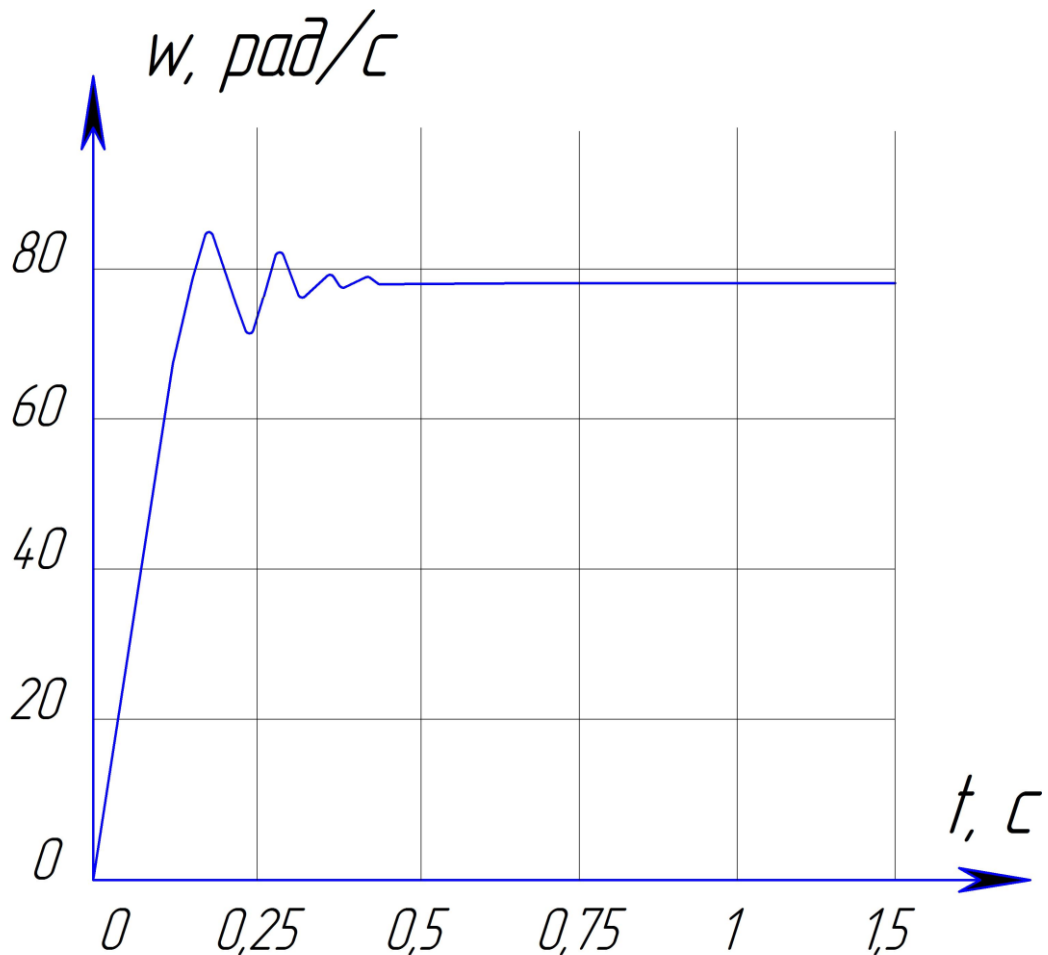


Рисунок 3.6 – Графік перехідного процесу для контуру швидкості

3.4 Розрахунок параметрів контуру регулювання положення

Для цього розрахунку використовуємо систему регулювання швидкості з підпорядкованим їй контуром регулювання струму. Доповнимо її також інтегруванням швидкості ω для отримання переміщення ϕ , увівши зворотній зв'язок по положенню з коефіцієнтом передачі $k_{зп}$ і включивши на вхід регулятор положення отримаємо триконтурну систему регулювання положення (рис. 3.7).

Передавальна функція триконтурної замкненої системи матиме вигляд

$$W_3(p) = \frac{W_{рп}(p) \cdot W_{\phi}(p) \cdot W_{рш}(p) \cdot W_{рс}(p) \cdot W_{мн}(p) \cdot W_{\delta}(p) \cdot W_{мч}(p)}{1 + W_{рс}(p) \cdot W_{мн}(p) \cdot W_{\delta}(p) \cdot [K_{ззс} + W_{рш}(p) \cdot W_{мч}(p) \cdot (K_{ззш} \cdot p + W_{рп}(p) \cdot W_{\phi}(p) \cdot K_{ззп})]}$$

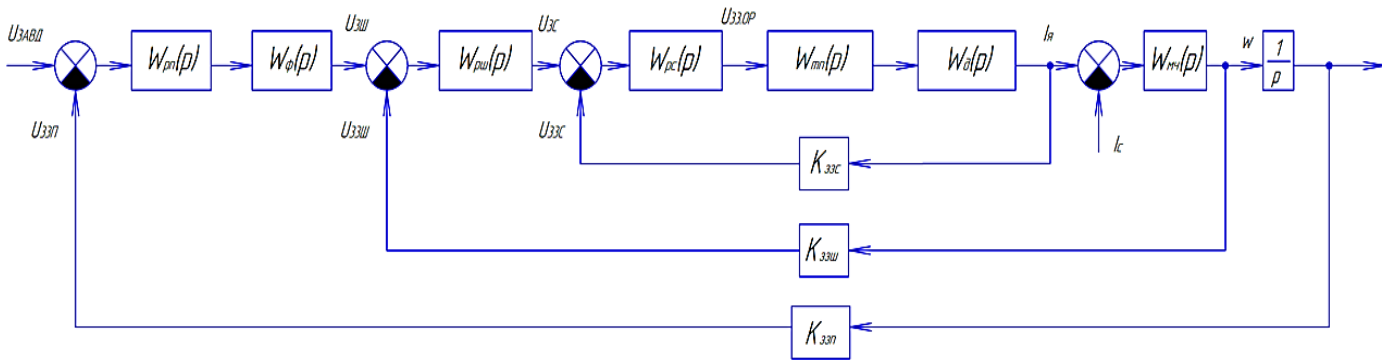


Рисунок 3.7 – Триконтурна система регулювання положення

Виконаємо оптимізацію регулятора положення методом послідовної корекції. Об'єкт регулювання контуру положення в даному випадку має передаточну функцію:

$$W_{\text{ОП}}(p) = W_{\text{ЗАМ.Ш}}(p) \cdot \frac{1}{p} = \frac{1/k_{\text{ЗП}}}{a_{\text{Ш}} \cdot a_{\text{С}} \cdot T_{\text{ТП}} p + 1} \cdot \frac{1}{p}, \quad (3.29)$$

де $a_{\text{Ш}}$, $a_{\text{С}}$ – відношення постійних часу контуру швидкості та струму до некомпенсованої постійної часу тиристорного перетворювача $T_{\text{ТП}}$.

Передаточна функція розімкнутого контуру положення матиме вид:

$$W_{\text{РОЗ}}(p) = \frac{1/k_{\text{ЗП}}}{a_{\text{Ш}} \cdot a_{\text{С}} \cdot a_{\text{П}} \cdot T_{\text{ТП}} p (a_{\text{Ш}} \cdot a_{\text{С}} \cdot T_{\text{ТП}} p + 1)}, \quad (3.30)$$

де $a_{\text{П}}$ – відношення постійних часу контуру положення, прийmemo його рівним $a_{\text{П}} = 1$ при налагодженні контуру на критичне демпфування.

Регулятор положення відповідно представлений передаточною функцією:

$$W_{\text{РП}}(p) = \frac{K_{\text{ЗШ}}}{a_{\text{Ш}} \cdot a_{\text{С}} \cdot a_{\text{П}} \cdot k_{\text{ЗП}} \cdot T_{\text{ТП}}}, \quad (3.31)$$

де $K_{\text{ЗП}}$ – коефіцієнт передачі зворотного зв'язку за положенням;

$K_{\text{ЗШ}}$ – коефіцієнт передачі зворотного зв'язку по швидкості.

$$K_{\text{ЗП}} = \frac{v}{\omega_{\text{Н}}} = \frac{0,083}{78,54} = 0,0011. \quad (3.32)$$

$$W_{\text{РОЗ}}(p) = \frac{909,1}{0,112p \cdot (0,028p + 1)}.$$

Коефіцієнт підсилення П – регулятора положення становить:

$$W_{\text{рп}}(p) = k_{\text{р.п}} = \frac{0,13}{2 \cdot 8 \cdot 1 \cdot 0,0011 \cdot 0,007} = 1055,19$$

Визначимо параметри регулятора, якщо задатчик інтенсивності буде виконаний на базі напівпровідникового операційного підсилювача.

$$R_{3,\text{п}} = 0,5 \cdot 10^3 \text{ Ом},$$

$$R_{0,\text{п}} = k_{\text{р.п}} \cdot R_{3,\text{п}} = 1055,19 \cdot 0,5 \cdot 10^3 = 527,6 \text{ кОм}. \quad (3.33)$$

Тоді опір в ланцюзі зворотнього зв'язку становитиме:

$$R_{1\text{п}} = \frac{k_{\text{д.п}}}{k_{3,\text{п}}} \cdot R_{3,\text{п}}, \quad (3.34)$$

де $k_{\text{д.п}}$ – передаточний коефіцієнт обертового трансформатора і складає:

$$k_{\text{д.п}} = \frac{U_{\text{н}}}{\varphi_{\text{н}}} \frac{40}{40,14} = 0,97, \quad (3.35)$$

де $\varphi_{\text{н}}$ – номінальний кут повороту вала двигуна (для підтримання відстані між електродом і шихтою на рівні 4 см складає 2300° або $40,14$ рад.)

Тоді опір в ланцюгу зворотнього зв'язку регулятора положення складе:

$$R_{1\text{п}} = \frac{0,97}{0,0011} \cdot 0,5 \cdot 10^3 = 441 \text{ кОм}.$$

Після підстановки усіх розрахованих параметрів триконтурна система матиме вигляд (рис. 3.8)

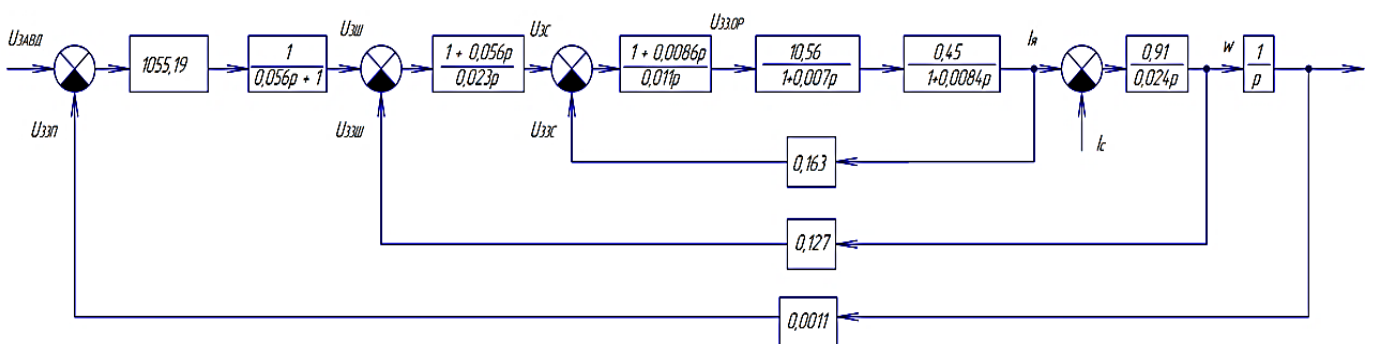


Рисунок 3.8 - Розрахункова структурна схема триконтурної системи

За допомогою програми MATLAB з розширенням Simulink ми отримали рівняння передавальної функції замкненої системи регулювання (3.36).

$$W_3(p) = \frac{760 \cdot 10^6 \cdot (0,0086p + 1)}{59 \cdot 10^{-6} p^5 + 15,4 \cdot 10^{-3} p^4 + 44,8 \cdot 10^3 p^3 + 5,9 \cdot 10^3 p^2 + 98,2 \cdot 10^3 p + 1,06} \cdot (3.36)$$

Графіки перехідного процесу для регулятора положення представлені на рис. 3.9.

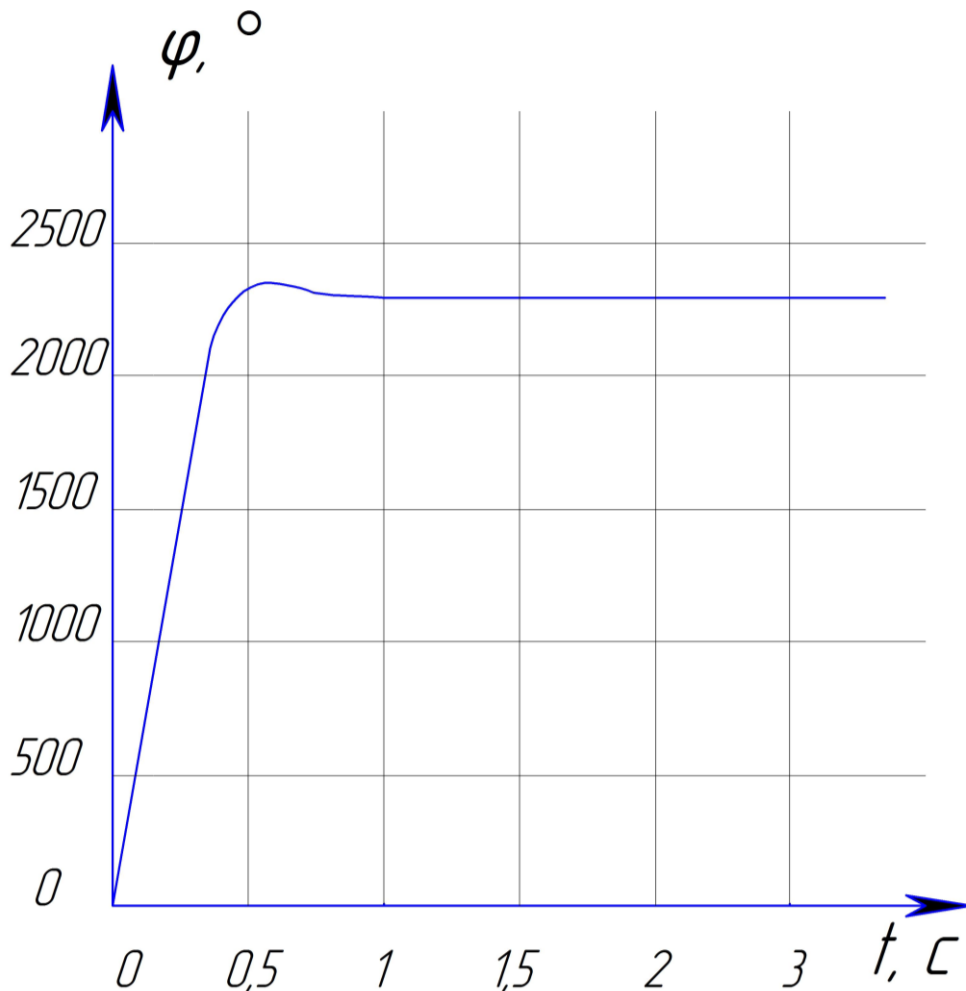


Рисунок 3.9 – Графік перехідного процесу регулятора положення

Перехідний процес показує лише одне невелике перерегулювання під час пуску.

Отримане перерегулювання

$$\sigma = \frac{h_{MAX} - h_{НОМ}}{h_{НОМ}} \cdot 100\% = \frac{2351 - 2300}{2300} \cdot 100\% = 2,2\% . \quad (3.37)$$

Час регулювання $t_p = 0,95$ с.

Як було вказане вище, для більшості систем перерегулювання не повинне перевищувати 5...10%. Час регулювання маємо також невеликий. Таким чином можна стверджувати, що даний регулятор відповідає необхідним вимогам.

3.5 Оцінка стійкості розробленої системи автоматичного керування

Питання оцінки стійкості системи вирішимо за допомогою відомих критеріїв Гурвіца та Найквіста.

3.5.1 Критерій Гурвіца

Передаточна функція замкненої системи має вигляд:

Раніше було отримане рівняння передаточної функції замкненої системи

$$W_3(p) = \frac{760 \cdot 10^6 \cdot (0,0086p + 1)}{59 \cdot 10^{-6} p^5 + 15,4 \cdot 10^{-3} p^4 + 44,8 \cdot 10^3 p^3 + 5,9 \cdot 10^3 p^2 + 98,2 \cdot 10^3 p + 1,06}$$

Згідно з [19] система є стійкою, якщо виконуються наступні співвідношення (для системи 5-го порядку, яку ми отримали):

$$(a_1 \cdot a_2 - a_0 \cdot a_3)(a_4 \cdot a_3 - a_2 \cdot a_5) - (a_1 \cdot a_4 - a_0 \cdot a_5)^2 > 0 \quad (3.38)$$

$$a_1 \cdot a_2 - a_0 \cdot a_3 > 0, \quad (3.39)$$

де $a_0, a_1, a_2, a_3, a_4, a_5$ – коефіцієнти характеристичного рівняння.

Характеристичне рівняння САК матиме наступний вигляд:

$$59 \cdot 10^{-6} p^5 + 15,4 \cdot 10^{-3} p^4 + 44,8 p^3 + 5,9 \cdot 10^3 p^2 + 98,2 \cdot 10^3 p + 1,06 = 0 \quad (3.40)$$

$$\text{Тоді } a_0 = 59 \cdot 10^{-6};$$

$$a_1 = 15,4 \cdot 10^{-3};$$

$$a_2 = 44,8;$$

$$a_3 = 5,9 \cdot 10^3;$$

$$a_4 = 98,2 \cdot 10^3;$$

$$a_5 = 1,06.$$

Розрахуємо необхідні умови:

$$(0,0154 \cdot 44,8 - 0,000056 \cdot 5900) (98200 \cdot 5900 - 44,8 \cdot 1,06) - (0,0154 \cdot 98200 - 59 \cdot 10^{-6} \cdot 1,06)^2 = 196 \cdot 10^6 > 0$$

$$0,0154 \cdot 44,8 - 59 \cdot 10^{-6} \cdot 5,9 \cdot 10^3 = 0,342 > 0$$

Отже необхідні умови виконуються, тому будемо вважати, що система стійка за критерієм Гурвіца.

3.5.2 Критерій Найквіста

За критерієм Найквіста замкнена система є стійкою [19], якщо розімкнена система стійка і її амплітудно-фазова характеристика (АФХ) не охоплює критичну точку, тобто точку з координатами $(-1; j0)$.

Годограф Найквіста побудуємо за допомогою пакета прикладних програм MATLAB. Як видно з рис. 3.10, годограф не охоплює точку $(-1; j0)$, тобто система є стійкою.

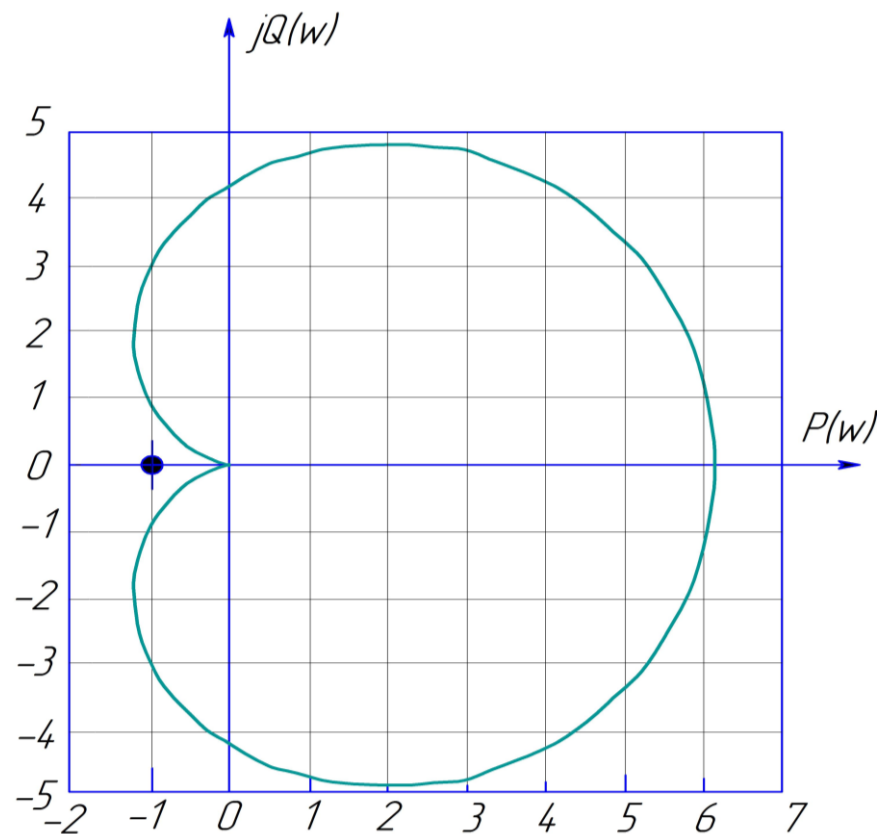


Рисунок 3.10 – Годограф Найквіста

Для визначення запасів стійкості системи за допомогою пакета прикладних програм MATLAB були побудовані логарифмічні характеристики ЛАЧХ та ЛФЧХ (рис. 3. 11).

Згідно них запас по амплітуді становить $\Delta L = 27$ дБ, а запас по фазі $\Delta F = 77^\circ$.
 Такі запаси повністю задовольняють усім вимогам для даної системи регулювання.

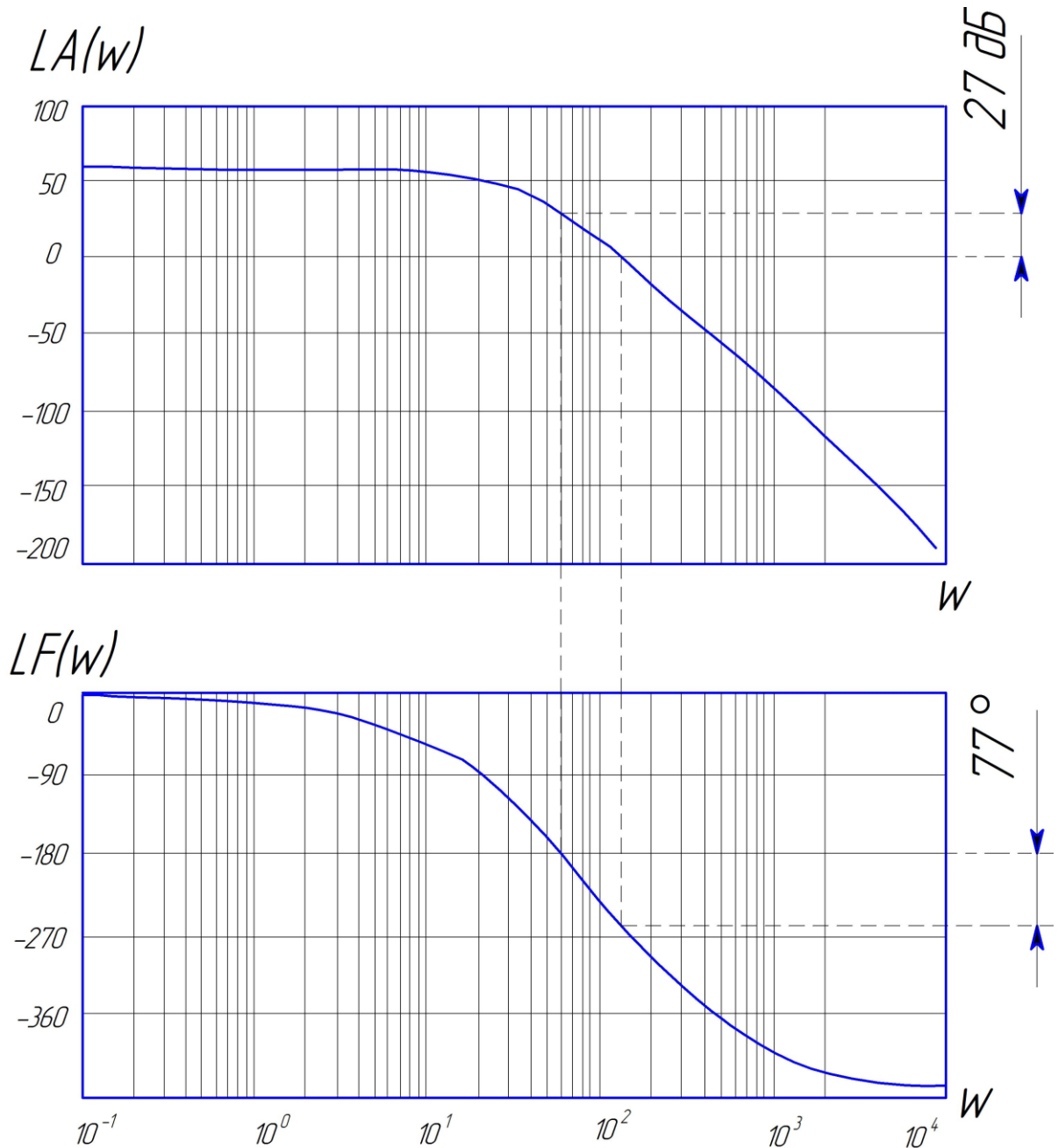


Рисунок 3.11 – Логарифмічні характеристики САР

Таким чином, після проведених досліджень можна зробити висновок, що розроблена система автоматичного регулювання положення електродів сталеплавильної печі задовольняє поставленим вимогам по стійкості та якості.

ВИСНОВКИ

При вирішенні поставлених задач був проведений аналіз технологічного процесу плавлення, розглянуто існуюче обладнання, визначено його недоліки. Загальний порівняльний аналіз електро- та гідроприводу подачі електродів показав, що останній значно поступається по багатьох показниках, що і стало передумовою для розроблення даної теми магістерської роботи.

В процесі модернізації електропривода подачі електродів було проведено розрахунок, вибір та перевірка вибору привідного двигуна та механічної частини ЕП. Розроблена функціональна та принципова схеми регулятора. В якості електропривода подачі електродів застосовано спеціальний регулятор потужності типу АРДМТ. Проведено розрахунок та вибір елементів принципової схеми.

На основі заданих вимог до САК було розроблено триконтурну систему регулювання положення електродів, розраховано та проаналізовано параметри кожного контуру, проведено стандартні налаштування. Аналіз перехідних процесів САК показав, що параметри регуляторів задовольняють необхідним показникам якості. Для визначення запасів стійкості системи за допомогою пакета прикладних програм MATLAB побудовані логарифмічні характеристики ЛАЧХ та ЛФЧХ, виявлено, що запаси стійкості повністю задовольняють усім вимогам для даної системи регулювання.

По закінченню розроблення автоматизованого електропривода подачі електродів з деякими похибками, передбаченими припущеннями в розрахунках, були досягнуті необхідні показники регулювання та якості.

Викладене вище дозволяє зробити висновок, що запропонований модернізований електропривод подачі електродів є сучасним, економічно доцільним, надійним і відповідає поставленим задачам. Таким чином, мета магістерської роботи успішно досягнута.

ВИКОРИСТАНА ЛІТЕРАТУРА

1. Верховлюк А. М., Нарівський А. В., Могиталенко В. Г. Технології одержання металів та сплавів для ливарного виробництва: навч. посіб.; за ред. акад. НАН України В. Л. Найдека. Київ: Видавничий дім «Вініченко», 2016. – 224 с.
2. Основи металургійного виробництва металів і сплавів: підручник / Д. Ф. Чернега та ін.; за ред. Д. Ф. Чернеги, Ю. Я. Готвянського. Київ: Вища школа, 2006. – 503 с.
3. Дугові сталеплавильні печі: Методичний посібник / Козлов Г.О. - Нікополь: НТ НМетАУ, 2006. - 60 с.
4. Возняк, О.М., Штуць. А.А., Колісник М.А. Сучасні системи електроприводів. Теорія та практика. Частина 1. / Навчальний посібник. – Вінниця: ТВОРИ, 2021. – 280 с.
5. Видмиш А. А. Основи електропривода. Теорія та практика / А. А. Видмиш, Л. В. Ярошенко. – Вінниця: Твори, 2020. – 391 с. – (навчальний посібник).
6. Регульований електропривод: Підручник / І.М. Голодний, Ю.М. Лавріненко, В.В. Козирський, Л.С. Червінський, Д.А. Абдураманов, А.В. Торопов, О.В. Санченко; За ред. І.М. Голодного. – К.: ТОВ "ЦП "Компринт", 2015. – 509 с.: іл.
7. Електропривод: [підручник для студ. вищ. навч. закл.] / Ю.М. Лавріненко, О.С. Марченко, П.І. Савченко, О.Ю. Синявський, Д.Г. Войтюк, В.П. Лисенко: за ред. Ю.М. Лавріненка.– К.: Ліра-К, 2009. – 504 с.
8. Барало О.В. Автоматизація технологічних процесів і системи автоматичного керування: навчальний посібник / Барало О.В., Самойленко П.Г., Гранат С.Є., Ковальов В.О. – К: Аграрна освіти, 2010. – 557 с.
9. Чорний. О.П. Моделювання електромеханічних систем: підручник для ВНЗ/ О.П. Чорний, А.В. Луговий, Д.Й. Родькін, Г.Ю. Сисюк, О.В. Садовий. —Кременчуг, 2001. – 376 с.

10. Куценко Ю.М., Яковлєв В.Ф. Електричні машини і апарати: навчальний посібник / Ю.М.Куценко, В.Ф.Яковлєв та ін. – К.: Аграрна освіта, 2013. – 449 с.
11. Електромеханічні системи автоматичного керування та електроприводи: Навч. посібник / М.Г.Поповіч, О.Ю.Лозинський, В.Б. Клепиков та ін.; За ред. М.Г. Поповіча, О.Ю.Лозинського. – К.: Либідь, 2005. – 680 с.
12. Онушко, В.В. Моделювання електромеханічних систем: навчальний посібник / В.В. Онушко, Д.В. Стрижеус. – Полтава, ПолтНТУ, 2010. – 81с.
13. Козбур І.Р. Моделювання систем керування в пакеті MATLAB SIMULINK / І.Р. Козбур , Г.В. Козбур , Р.І. Михайлишин. – Тернопіль : ТНТУ, 2019. - 23 с.
14. Основи комп'ютерного моделювання: навч. посібник / М.С. Барабаш, П.М. Кір'язєв, О.І. Лапенко, М.А. Ромашкіна. 2-е вид. стер. – К.: НАУ, 2019. – 492 с.
15. Моделювання електромеханічних систем. Математичне моделювання систем асинхронного електроприводу: навчальний посібник / О. І. Толочко. – Київ, НТУУ «КПІ», 2016. – 150 с.
16. Голодний І.М., Червінський Л.С., Жильцов А.В., Санченко О.В. Романенко О.І. Моделювання регульованого електропривода: Підручник. – К.: Аграр Медіа Груп, 2019. – 266 с.: іл.
17. Донець О. В. Теорія електропривода/ В. І. Колотіло, О. В. Донець; Харків. нац. ун-т міськ. госп-ва ім. О. М. Бекетова. – Харків : ХНУМГ ім. О. М. Бекетова, 2021. – 148 с.
18. Шефер, В.В. Електричні машини: навчальний посібник / В.В. Онушко, О.В. Шефер. – Полтава, ПолтНТУ, 2015. – 536 с.
19. Галай М.В. Теорія автоматичного керування: неперервні та дискретні системи. Навч. пос-к. – Полтава: ПолтНТУ, 2005. – 454с.
20. Галай В.М. Теорія цифрових систем автоматичного керування: навчальний посібник. – Полтава: ПолтНТУ, 2009. –131 с.

Додаток А

1 ANALYTICAL PART**1.1 Steel melting furnaces: types, technical characteristics, possibilities of use****1.1.1 General information about electric furnaces**

The possibility of using an electric arc for melting metals was discovered as early as 1803 by V.V. Petrov, who first obtained an arc using a large battery of galvanic cells. V.V. Petrov showed that with such an arc it is possible not only to melt metals, but also to create them from oxides by heating in the presence of carbon reducing agents. Several designs of laboratory furnaces were created in 1878-1880 by Siemens. In them, the arc burned in a crucible between two horizontally placed electrodes (indirect action arc furnace) or between an electrode and a plug placed in a crucible (direct action arc furnace). Siemens was the first to propose automatically adjusting the arc current by moving the electrode and using a magnetic field to break the arc. Industrial development of arc furnaces took place at the turn of the 19th and 20th centuries, when the first Eru steel furnaces appeared, Stassano built the first mine powerhouse for smelting iron from ore, and Acheson developed the process of obtaining graphite electrodes in direct action furnaces. At the same time, the processes of obtaining calcium carbide and ferroalloys in mine arc furnaces acquired a promil scale.

Electric furnaces are used in those industries and technological processes, the basis of which is the heating of materials or products with the help of electric energy (so-called "electrothermal processes").

Electrothermal processes are used:

1) when the technological process cannot be carried out without electric heating. In this case, it is appropriate to determine the value of the obtained products for the national economy, and the value of the economic effect is calculated for industries that use this product instead of another one with worse characteristics, but obtained without the use of electric heating;

2) when the use of electric heating makes it possible to obtain products of higher quality. In this case, the economic effect depends on the extent to which the profit from the improvement of product characteristics compensates for the increase in its cost;

3) when the use of electric heating improves working conditions, reduces its harmfulness and severity, increases safety;

4) when obtaining the same products results in a reduction in cost (for example, due to savings in metal waste or higher productivity of the electrothermal process) or a reduction in capital investments, including costs in related industries.

The industrial application of electric heating became possible with significant production of electrical energy. Currently, up to 15% of all electrical energy consumed by industry is spent on electrothermal processes.

In ferrous metallurgy, electric furnaces are used for melting and remelting ingots of special high-quality steels and alloys (so-called "electrical steel"), melting steel for shaped casting, production of ferroalloys, heating for metal pressure treatment (rolling, forging, stamping) and thermochemical processing. Electric furnaces are divided into the following groups according to the method of heat generation, that is, according to the method of converting electrical energy into thermal energy:

1) resistance furnaces, in which heat is released in a solid or liquid heater during the passage of an electric current according to the Joule-Lenz law;

2) induction furnaces, in which electrical energy is transferred to heated metal placed in an alternating electromagnetic field according to the law of electromagnetic induction and then dissipated (absorbed) in the form of thermal energy according to the Joule-Lenz law;

3) dielectric heating installations, in which heating of the material (dielectric or semiconductor) placed in an alternating electric field between capacitor plates occurs as a result of polarization of molecules (so-called "dielectric losses");

4) arc furnaces, in which heating is a consequence of the creation of heat energy in an arc electric discharge existing in a gaseous medium (air, inert atmosphere) or

vacuum. When materials of sufficient conductivity are heated, additional heat can be released according to the Joule-Lenz law, which allows such units to be called mixed heating furnaces or resistance arc furnaces (these are ore reduction furnaces widely used in the ferroalloy and chemical industries). Installations that generate streams of low-temperature plasma at temperatures up to 5000-20000 °K due to the energy of the arc discharge are called plasma-arc furnaces (PDP);

5) installations for heating in electrolyte; the principle of their operation consists in the utilization of the heat of the electric discharge that occurs in the gas (hydrogen) cavity on the surface of the heated object, which serves as a cathode during the electrolysis of solutions of alkalis, acids or carbon dioxide salts of alkali metals under a voltage of 200-400 V;

6) electronic heating installations, in which the energy of the electric field of high (10-35 kV) voltage is transformed into

the kinetic energy of fast-flying electrons ("electron beam") followed by its dissipation in the form of thermal energy when "bombarding" the surface of a metal that is heated;

7) installation of heating with coherent stimulated radiation of an optical quantum generator (OCG).

A comparison of individual types of electric heating in terms of heat flow density is given in Table 1.1.

Table 1.1 – Comparison of individual energy conversion methods

Way electric heating	Electrical installation	Heat density flow, kW/m ²	Notes	
With the use of resistance	Open metal heaters	5-20	At 1300 °K at in the air, on 1 m ² of surface	
	Tubular heaters	80-120		
	Electroslag remelting installation	2000-3000		--/--
	Direct heating oven	3000-6000		--/--

Induction	Oven: industrial frequency (50 period/s)	700-1000	On 1 m ² of the inductor surface
	high frequency (150-250 period/s)	1000-1500	
	high frequency (500-8000 period/s)	1500-10000	
	high frequency (more than 10000 period/s)	30000-50000	
Arc method	Steel furnaces (chipboard)	2500-330000	On 1 m ² of a bath mirror
	Plasma-arc furnaces	10 ⁶ -10 ¹⁰	
Electronic	—	10 ⁷ -10 ⁸	
OCG radiation	—	10 ¹⁰ -10 ¹²	On 1 m ² of the surface of the processed part

1.1.2 Classification, principle of operation and field of application of arc furnaces and special heating installations

In electric arc furnaces, the conversion of electrical energy into heat takes place in the main electric discharge, which flows in a gas or steam medium [1]. In such a discharge, it is possible to concentrate very large powers in relatively small volumes and obtain very high temperatures. At the same time, sharp temperature differences appear in the furnace chamber, and due to this, it is impossible to obtain a uniform temperature distribution and achieve uniform heating of materials and products. For the same reason, it is rather difficult to ensure accurate regulation of the heating temperature and, accordingly, to carry out heat treatment. For the melting of materials, especially metals, an arc furnace is quite profitable, since the high concentration of energy allows for rapid melting. Arc devices are also beneficial when conducting high-temperature chemical reactions in the liquid or gas phase and heating gas. In all these cases, uneven heating does not play a big role, since due to

thermal conductivity and convection in a liquid bath or gas stream, the temperature is leveled off quite quickly.

In addition to arc furnaces proper, in which almost all heat is released in an electric discharge, there are mixed-action furnaces in which materials with a significant electrical resistivity are processed, due to which Joule heat is released in them. Such furnaces can be called resistance arc furnaces. The ratio of the amount of energy released in the electric discharge and in the form of joule heat can vary widely depending on the technological process, and in direct heating furnaces (in furnaces for electroslag remelting) it can be zero. Such furnaces are actually resistance furnaces, but in terms of design and use, they are closer to arc furnaces, so it is better to consider them together. In addition, it is advisable to consider electron beam installations with arc furnaces, although their principle is somewhat different. Thus, arc electrothermal installations can be divided into the following groups:

1. Direct action arc furnaces: the arc burns between the electrodes and the molten metal, directly heating the metal.

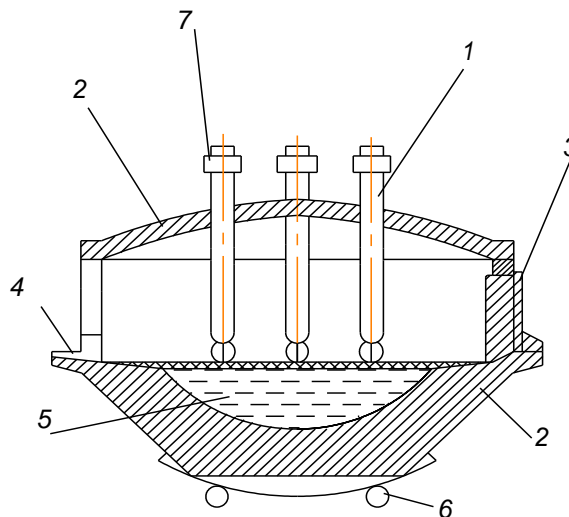


Figure 1.1 – Structure of a direct action arc furnace

1 - electrode, 2 - lining, 3 - working door, 4 - cage for releasing liquid steel, 5 - liquid bath, 6 - tilting mechanism, 7 - electrode holders

The center of high temperature (arc) is located near the surface of the metal, the evaporation of the metal is quite large, especially for metals with a low evaporation temperature. Thanks to the shielding action of the electrodes, the

furnace vault is partially protected from direct radiation of arcs, therefore too large volume capacities are permissible here and it is possible to carry out high-temperature processes. The electrodes in such furnaces are suspended vertically, so they work mainly in tension and only in bending when the furnace is tilted. Therefore, it is possible to use relatively long graphite electrodes with a large cross-section, which allow significant operating currents. Arc furnaces can be quite powerful and productive and work on 3-phase current.

Therefore, direct action arc furnaces are large, powerful (tens of megavolt-amperes per unit) three-phase furnaces designed for melting metals with a high vaporization temperature; mainly these are steel furnaces (CDF). Thanks to the technological advantages, in furnaces of this type, almost all special high-alloy steels, and recently also most structural steels, are melted in the form of ingots. In addition, most of the steel shaped castings are melted in them. There are also vacuum arc furnaces (VDP), which are also direct-acting furnaces.

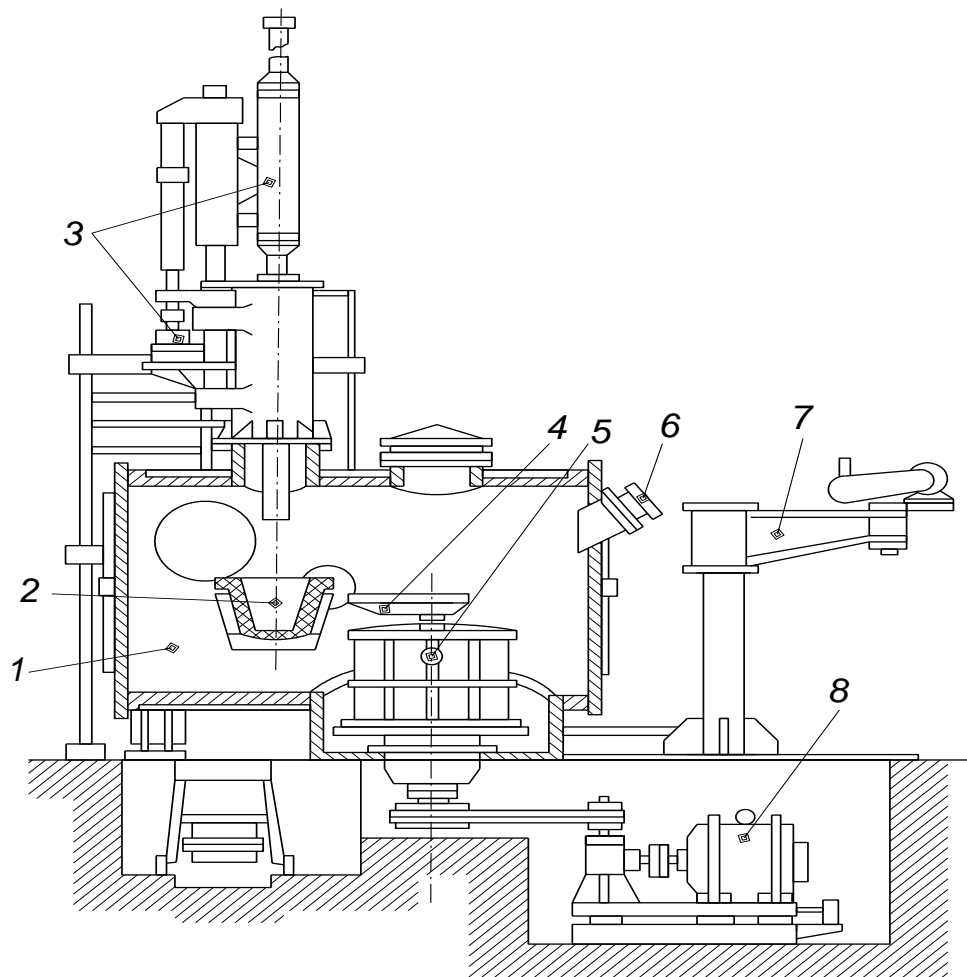


Figure 1.2 - Structure of a vacuum arc furnace

1 – vacuum chamber, 2 – crucible, 3 – mechanism for moving the electrode, 4 – guide tray, 5 – container with casting forms, 6 – window, 7 – rotary valve, 8 – electromechanical drive of the centrifugal machine

In such furnaces, the direct current arc burns in the vapors of the remelting metal at low pressure between the electrode (melting metal) and the liquid bath. The furnace chamber does not contain a lining; its walls (crucible) are cooled by water; the electrode is metal, vertical, it can allow high current densities and carry out high-temperature processes in the furnace (melting of refractory metals - molybdenum, tungsten, niobium, tantalum). In addition, VDP carries out repeated remelting of steel (steel electrodes) to significantly improve their quality.

2. Arc furnaces of indirect action: the arc burns between the electrodes, and the heat of the metal that melts from the arc is transmitted by radiation (sometimes even by convection and heat conduction).

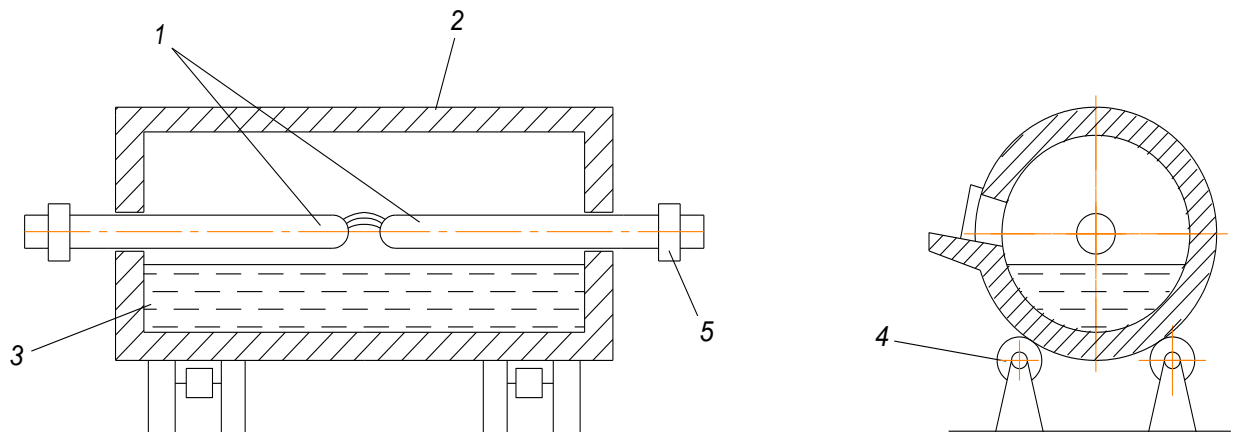


Figure 1.3 – Indirect arc furnace

1 – electrodes, 2 – lining, 3 – liquid metal, 4 – tilt mechanism, 5 – electrode holder

Here, the source of high temperature is at some distance from the surface of the metal, so soot and evaporation of the metal is somewhat less than in direct action arc furnaces. Thanks to this, it is possible to melt metals and alloys with a low evaporation temperature, such as non-ferrous metals and alloys containing zinc. Graphite electrodes are placed horizontally or at an angle and do not shield the lining

from arc radiation. More than half of the heat emitted by the arc first falls on the walls of the furnace and, reflecting off them, reaches the melting metal. That is why masonry is in very difficult conditions, and in such furnaces it is impossible to carry out processes that require large volumetric capacities and high temperatures. Electrodes work on bending; this limits their length and maximum diameter, and, accordingly, the dimensions of the furnace, its operating current and maximum power.

So, arc furnaces of indirect action are small (up to 500-600 kVA), usually single-phase furnaces, which are used for melting metals with a melting temperature not higher than 1300-1400°C, mainly furnaces for melting non-ferrous metals. In them, copper and its alloys - bronze, brass, etc., as well as cast iron for shaped casting - are remelted for the purpose of refining and for shaped casting in small workshops.

Indirect action arc furnaces can also include arc plasma installations and arc gas heaters. In these installations, an arc burns between electrodes in a gas stream, heating it.

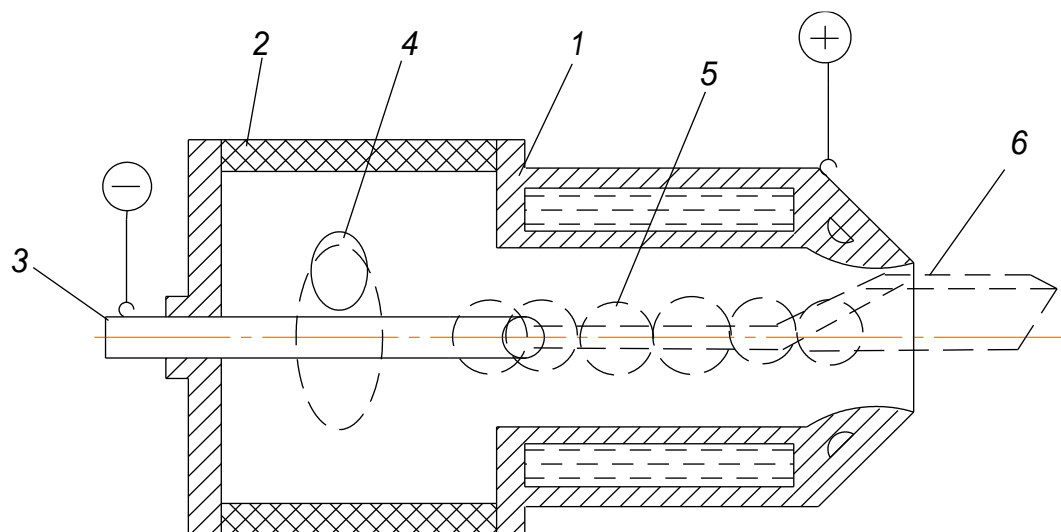


Figure 1.4 – Diagram of an arc plasmatron

1 – body cooled by water, 2 – insulating insert, 3 – cathode, 4 – gas inlet,
5 – arc, 6 – plasma jet

The heated gas can be used for testing purposes, as well as for chemical and metallurgical processes. In the latter case, one of the electrodes can be melting metal, that is, we are talking about a direct action arc furnace. The processed material can

be introduced directly into the arc zone (for example, in plasma spraying installations). Plasma generators (plasmatrons) are made with rod, tube or ring electrodes, usually with water cooling. They can work at different gas pressures in the arc chamber close to rough vacuum (gas release into the vacuum chamber). Characteristic is compression of the arc along the axis of the gas jet (gas stabilization), which causes a sharp increase in temperature in the arc channel and in the plasma jet (up to 10000-15000°C and higher). In some cases, the arc is stabilized by a magnetic field.

A plasma discharge can also be obtained at high frequencies in an ionized gas jet flowing in a high-frequency magnetic field, but since such a discharge does not require electrodes, it should be classified as induction heating.

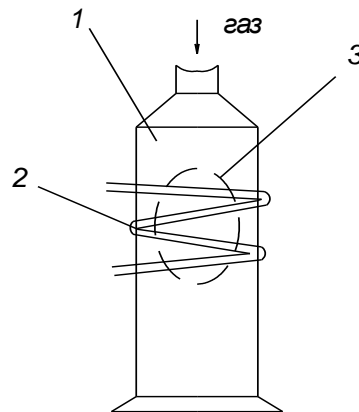


Figure 1.5 – Scheme of a high-frequency electrodeless plasma discharge

1 – quartz tube, 2 – inductor, 3 – discharge zone

3. Resistance arc furnaces: an electric arc burns in a gas cavity inside the molten charge, which is switched on in series or in parallel with the arc. Since the resistance of the charge is significant, the heat released can be large.

In such furnaces, the source of high temperature (arc or near-electrode zone of high current densities) is inside the charge, and the furnaces are suitable for melting materials with a high vaporization temperature.

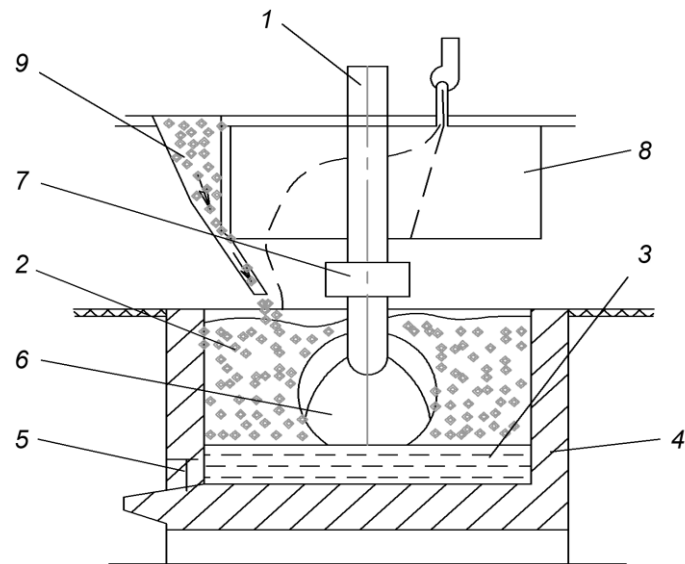


Figure 1.6 – Structure of a resistance arc furnace

1 – electrode, 2 – charge in the furnace, 3 – melting, 4 – lining of the furnace, 5 – cage, 6 – gas cavity in which the arc burns, 7 – electrode holder, 8 – extraction cap, 9 – loading unit

The masonry of the furnace is protected from arc radiation by a layer of unreacted charge, inside which the arcs burn. Therefore, it is possible to carry out processes with a high operating temperature, characteristic of regenerative ore-thermal processes. Furnaces of this type, as a rule, do not tilt (pouring through the cage), so the electrodes in them are vertical, made of a less durable material and of relatively large sizes, which allows operation at a very high current and at high power.

Therefore, resistance arc furnaces are powerful ore-reducing and ore-smelting furnaces (ORFs) in which materials with high specific resistance are melted. They produce ferroalloys, calcium carbide, cast iron, nickel matte, abrasive, phosphorus. Such furnaces include direct heating furnaces (there is no arc in them) for processing some slags and obtaining abrasives. Electric slag remelting installations can also be classified as resistance arc furnaces. In such installations, remelting of electrodes from special steels obtained in other furnaces, for example in chipboard, takes place for the purpose of refining.

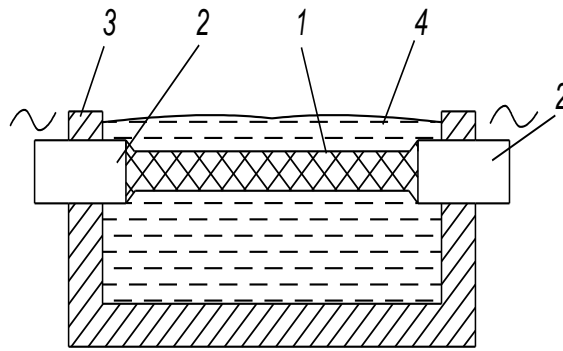


Figure 1.7 – Structure of the furnace for obtaining carborundum

1 – core, 2 – electrodes, 3 – furnace lining, 4 – garnish

Melting of the electrode is carried out in liquid slag, which is heated by the heat from the working current flowing through it. The surfacing ingot is formed in a water-cooled crystallizer.

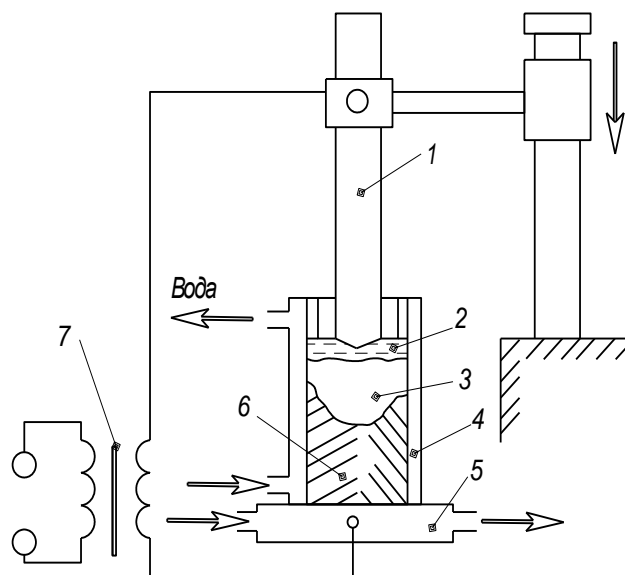


Figure 1.8 – Structure of the electroslag remelting furnace

1 – electrode, 2 – slag, 3 – liquid bath, 4 – crystallizer, 5 – tray, 6 – casting

4. Electron-beam installations: in these installations, a powerful beam of electrons formed in a deep vacuum, accelerated in an electric circuit (electron beam), bombards the heated material and heats it or melts it. The source of the electron beam can be a ring cathode, radial and axial guns. Installations are used for smelting ingots, casting and sintering, zone cleaning and various types of heat treatment of active refractory materials and semiconductors. In fig. 1.9 shows an electron beam

installation with a ring cathode: 1 – melting electrode - anode, 2 – vacuum chamber, 3 – tungsten cathode, 4 – liquid bath, 5 – crystallizer.

If in chipboard and RVP metal is smelted from charge or ore, then in such furnaces as VDP, ESHP and electron-beam furnaces, the raw material is an electrode already obtained as a result of melting in another furnace and remelted again for the purpose of more complete metal purification. Such remelting furnaces are usually allocated from arc furnaces to special heating installations; they also include plasma-arc furnaces.

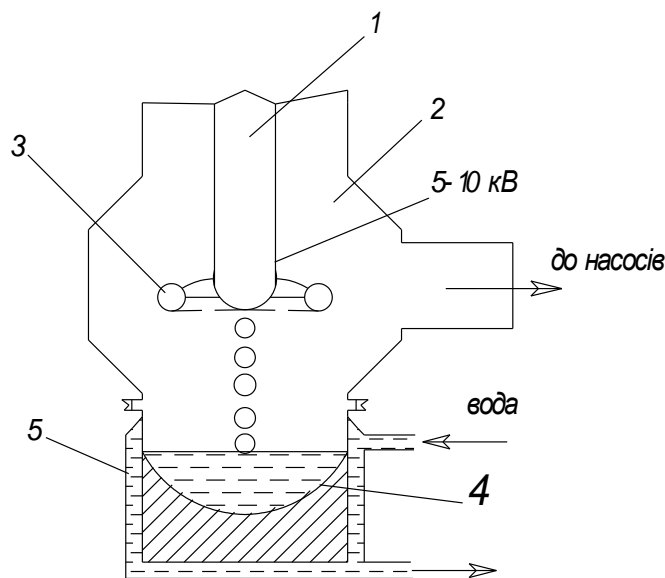


Figure 1.9 – Electron beam installation with a ring cathode

In fig. 1.10 shows the structure of a plasma-arc furnace, with a ceramic crucible (a) and a crystallizer (b): 1 – plasmatron, 2 – vault, 3 – shutter, 4 – body, 5 – metal bath, 6 – electrode, 7 – remelt, 8 – crystallizer, 9 – casting, 10 – pallet.

With the help of a plasma-arc furnace (Fig. 1.10 a), nickel-based steels and alloys are obtained, it is also used for remelting alloyed waste, and the furnace (Fig. 1.10 b) is designed for melting castings from many materials (steel, refractory materials, titanium).

The process of smelting electric steel in arc furnaces consists of the following operations: melting scrap, removing harmful impurities and gases contained in it, deoxidizing the metal, introducing the necessary alloying components into it,

refining, pouring the metal into a ladle for the next casting. Under the influence of the temperature of the arc, the scrap melts and the liquid metal flows into the tray.

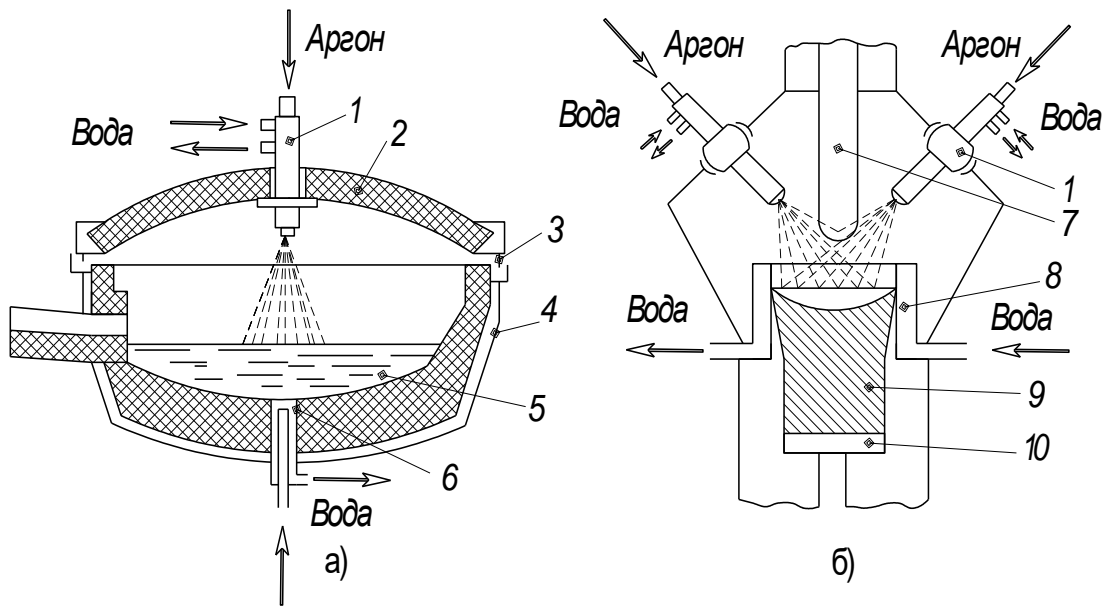


Figure 1.10 – Structure of a plasma-arc furnace

Wells are formed in the charge, into which the electrodes are deepened until they reach the surface of the molten metal on the furnace tray (Fig. 1.11).

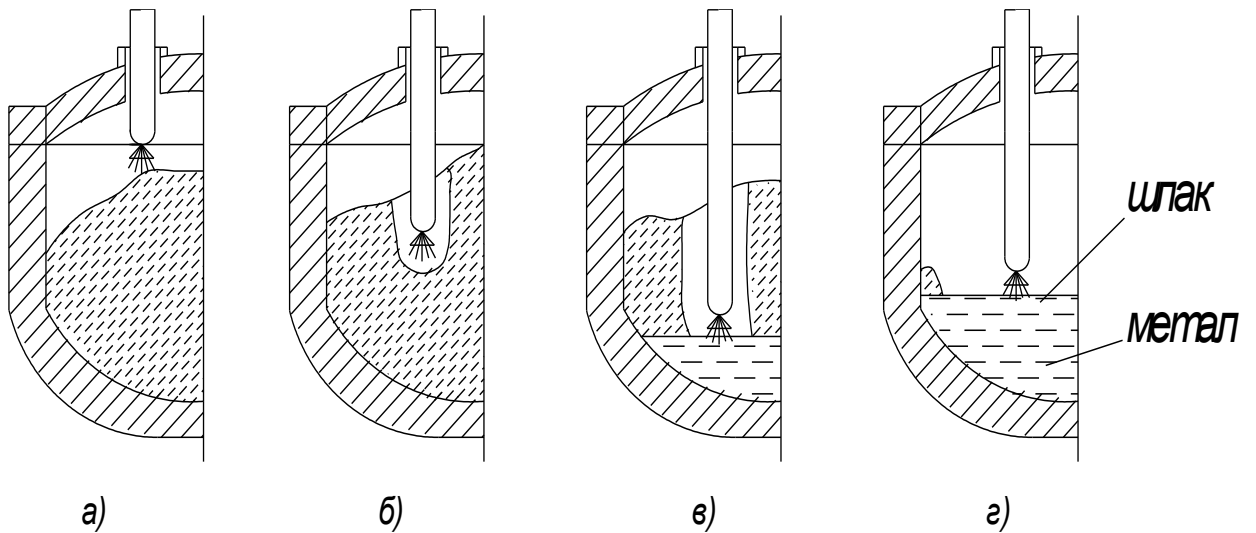


Figure 1.11 – Stages of charge melting

When the charge and scrap are melted, the level of the melting metal increases, so the electrodes rise to prevent the short-circuit mode. A characteristic feature of the melting period is the turbulent mode of arc burning. The arc that occurs between

the end of the electrode and the cold metal is unstable, its length can vary widely during collapses and movement of the charge (from short circuit to arc failure). The duration of the melting period is most often the main part of the entire process, and at the same time, about 60-80% of all electricity is used.

The melting period is considered complete when all the metal in the furnace bath has passed into the liquid state.

The removal of impurities occurs as follows. Initially, due to the relatively low temperature of the bath, endothermic reactions of oxidation of iron, silicon, manganese, and phosphorus are actively taking place in it. Oxides float out and form a layer of slag on the surface of the melt together with lime, which contains easily ionizing components (lower work of electron release) compared to the molten metal, therefore, despite the significant elongation, the arc here burns with considerable stability. In the slag, silicon oxides combine with iron and manganese oxides, forming the corresponding silicates. To intensify these processes, iron ore is added to the bath or oxygen is blown. At the same time, the metal carbon reduces the ore. The oxide formed floats out in bubbles - the so-called process of "boiling" of the bath takes place. An important stage of the process is metal refining. At the end of the melting period, in order to finally bring the composition of the metal to the required level, alloying additives are introduced into it and casting is started. Based on the above basic process of steel melting, the requirements for the arc furnace also follow.

The first requirement is the flexibility of furnace power management. In the initial period of metal melting, it is necessary to enter the maximum power to accelerate the melting process; during the periods of oxidation and reduction, it is necessary to be able to change this power at any time in order to control the metal and slag temperatures, which are powerful factors influencing the reactions taking place. This requirement is easily fulfilled in an arc furnace, the power of which is regulated by changing the length of the arc, that is, by raising or lowering the electrodes.

The second requirement is to adjust the length of the arc, change it in different periods of melting, regardless of the output power. This is necessary, since the gradient of the arc column changes greatly during melting, during the period of oxidation and refining, the length of the arc becomes many times greater and intensively radiates heat to the lining of the walls and vault just at the moment when, due to the high temperature, they are in the most difficult conditions work This is achieved by changing the voltage on the arcs by switching the voltage stages of the furnace transformer.

In fig. 1.12 shows an approximate schedule of changes in power and voltage during the main process of steel smelting with full oxidation. As you can see, both the furnace power and the voltage can vary from 100 to 40% or less.

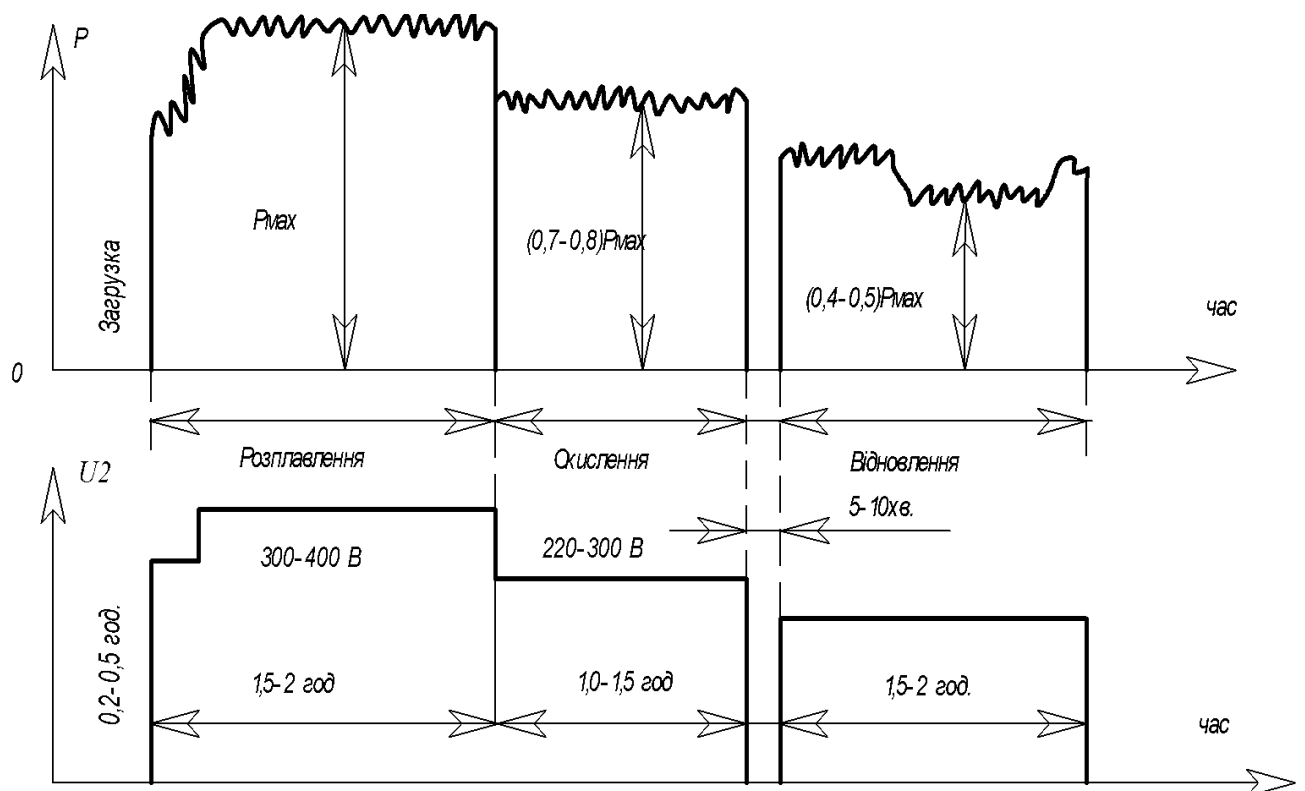


Figure 1.12 – Approximate graph of chipboard power and voltage during welding

The third requirement is to maintain a regenerating atmosphere in the furnace. It is also easy to do in an arc furnace, since there is no free oxygen due to the combustion of electrodes, and it is not difficult to close access to external oxygen

during the recovery period, if the furnace door and electrode holes are maintained in normal condition [2].

1.1.3 Design and mechanisms of an arc steel melting furnace

The main part of the frame of the arc steel melting furnace is its casing. It can have a cylindrical shape or a slightly conical one that expands to the top, or a stepped one, the upper part of which has a large diameter. An important element of the furnace design is the lining, it consists of three main parts: the bottom, masonry walls and the vault. It should be noted that the lining of the furnace during the melting process bears the greatest load, especially on the bottom, therefore the process of laying it has its own characteristics (a layer of sheet asbestos, fireclay powder, fireclay bricks, a row of refractory bricks, a layer of magnesite bricks). Vaults of arc furnaces are laid out outside the furnace on a special wooden template that has the shape of the inner contours of the vault. On the template, three cylindrical bars are installed in the places of the holes for the electrodes to ensure the correct placement of the arch holes. In the same way, the holes for the gas outlet and the oxygen nozzle are fixed, if they are placed on the vault. In arc furnaces, the lining can be conical, which increases its stability. In large furnaces, the casing is made collapsible on bolts horizontally, approximately at the level of the threshold of the working window. The casing is welded from boiler steel with a thickness of 10–40 mm. Holes for the working window and cage are cut in it. A spherical, flat bottom is welded to the casing from below.

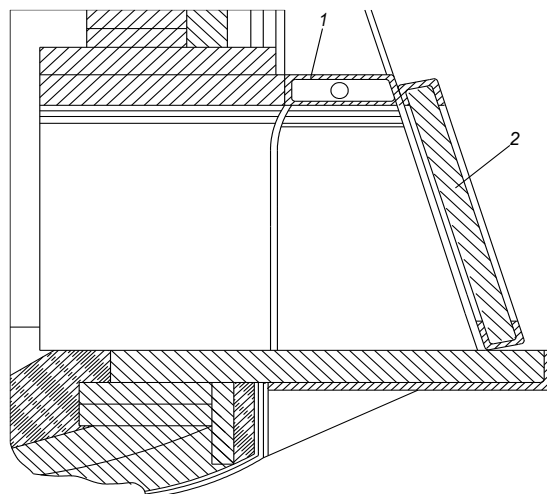


Figure 1.13 – Construction of the working window frame

1 – water-cooled frame box, 2 – door

This form is the most rational, because with sufficient rigidity, it better fits the shape of the furnace bath. Each furnace has one or two working and drain holes. In domestic furnaces, one window, located opposite the cage, is used for loading materials and filling the bottom.

The opening of the working window is framed by a cast frame in the form of a hollow box, which is cooled by water and fastened with bolts to the furnace casing (Fig. 1.13).

One of the most important elements in melting is the electrode itself, which is designed to introduce electricity into the area of its consumption, to melt the charge and obtain the necessary materials. Previously, the electrodes were square or round coal bars; as they burned, they were replaced with new ones, and the cinders that remained were thrown away or ground. Currently, continuously growing graphite electrodes are used, which have a round cross-section and machined ends, in which threaded holes are made along the axis of the electrode. Nipples made of the same material as the electrodes are screwed into the holes for half the length. The next electrode is placed on the half of the nipple protruding from the end of the electrode. This is how an electrode candle is made. Depending on the diameter, the electrodes are made with a length of 1000-1800 mm. As the lower part of the candle burns in the furnace, it falls down. When the electrode holder approaches the arch, the electrodes are built up and bypassed. Graphitized electrodes are made from artificial electrographite in special furnaces (the advantage is low specific resistance). The main requirements for electrodes are: sufficient mechanical strength, low active resistance.

In order for the melting process to be carried out in the furnace, it must be equipped with a number of mechanisms. It is necessary to load the charge into the furnace, and modern furnaces have mechanisms for loading the material. The finished metal must be poured from the furnace, and in the process of melting, slag must be removed from the furnace, so the furnace must be tilted both toward the

cage and toward the loading window. This happens with the help of a tilting mechanism. The rate of inclination is up to 0.4-0.8 degrees/s in large furnaces. The tilt mechanism can be lateral or bottom. The advantage of the side is that, due to its location, it is protected from damage when the bottom is torn. The disadvantage is great sensitivity to distortions.

On the slopes of the furnace bath between the electrodes, the charge does not melt well, so in order to speed up this process in large furnaces, the furnace bath is rotated by a certain angle around its vertical axis using the bath rotation mechanism. Since the liquid metal is heterogeneous during melting (especially in large furnaces), an electromechanical mixing device is used to eliminate this drawback. And finally, each furnace is equipped with a mechanism for moving electrodes. It should ensure the independent movement of each electrode up and down when the furnace is turned on and off during its operation. As a drive, both a hydraulic drive and an electromechanical one are used [2].

1.2 Technology of ingot casting by electric arc method

The DSP-25 M01 electric arc steel melting furnace is designed for melting most medium-alloyed, high-alloyed grades of steel and special alloys. The grade of steel produced is determined by the technological process of melting and the use of various types of lining. There are two main technologies of steel smelting in basic electric arc furnaces:

- 1) with complete oxidation and the use of fresh alloying elements;
- 2) by the method of remelting doped waste both without oxidation and with oxidation with technically pure oxygen.

Let's consider the process of smelting 30KhHSA steel, which is used for significantly loaded parts of a large section. The letter A at the end of the designation means that the steel is of high quality. The chemical composition of steel must meet the following requirements:

- carbon C, no more than 0.3%;
- chromium Cr, no more than 2%;

- manganese Mn, no more than 1.5%;
- silicon Si, no more than 1.8%;
- nickel Ni, up to 0.40%;
- vanadium Va, up to 0.3%;
- sulfur S, no more than 0.03%;
- phosphorus P, no more than 0.035%;

The entire technological process of smelting structural alloyed steel by electric arc method can be conventionally divided into the following stages:

- 1) refueling the furnace;
- 2) load loading;
- 3) melting;
- 4) oxidation;
- 5) recovery period (refining).

An approximate schedule of the duration of steel smelting is shown in Table 1.2.

Table 1.2 - Time spent on melting

Name of the period	Duration of the period, min
Furnace refueling	10
Batch loading	15
Melting	55
Oxidation	60
Restored (refining)	70
A total of	210

So we can see that the entire melting time takes about 3 hours. 30 min. Let's consider this technology in detail (smelting of steel by the method of complete oxidation):

Furnace refueling

— if a previous batch was smelted before the batch of steel was smelted, then it is necessary to clean the working area of the furnace (slopes, chute, bottom) from metal residues and slag. This should be done using a special metal scraper;

— the furnace is filled with magnesite powder with a grain size of 0.8-0.15 mm, MPMZ brand, with minimal losses during calcination, if the metal has flowed into deep damage at the bottom, it must be removed by mixing it with the powder. The threshold of the working window must be filled, and the pouring hole must be closed at the beginning of the melting period.

Load loading

— the main metal charge for electric furnaces is steel scrap delivered in accordance with accepted standards. For electric steel melting furnaces, the so-called electric furnace scrap grade A2 is used. The dimensions of its individual pieces should not exceed 600×350×250 mm. The standard also provides for the supply of alloyed scrap, which is sorted into 46 groups. Before loading, the entire charge must be mixed;

— loading of the charge begins immediately after the filling of the lining is finished. This is done with the help of a crane and a filling container. At the bottom, a part of fines from steel scrap approximately 1800-2000 kg, limestone 4% of the backfill, fluorspar 0.7% is filled. Feldspar is used to increase the liquid mobility of slag, F-92, F-85 feldspar can be used;

— then a large charge is loaded, placing it approximately in the center of the working area of the furnace. It includes steel scrap 1,100-1,400 kg, return of own production 14,500-15,300 kg, carbon scrap 2,600-2,800 kg, and again part of fines on top. It is recommended to have 20-30% of fines and 80-70% of large and medium pieces in the charge (coarse scrap no more than 40%). The weight of the metal landing (taking into account the following additives) is determined by the level of liquid metal and slag, which should not be higher than the lower level of the outlet;

— in the process of filling, it is necessary to ensure that the charge lies compactly, in the center of the bottom, leveling of the charge in case of incorrect loading is done with the help of a metal hook; after the end of the filling process, the

electrodes are built up, so that they are enough for the end of the melting process without building up, their fastening, the condition of the insulation is inspected, the water cooling system is checked, the outlet hole is filled with magnesite powder and the electric furnace is turned on.

Melting

— at the beginning of the melting process, the transformer works at a reduced power for about 10-15 minutes, this is done to prevent burning of the vault. Then the melting of the charge is carried out at the maximum stage of the secondary voltage of the furnace transformer. In order to speed up the melting of the charge, it is possible, after melting at least 70-75% of the charge, to introduce oxygen through steel tubes into the liquid metal near the unmelted charge (an earlier introduction of oxygen can in some cases significantly increase the sput of iron and chromium). The process of melting the charge must be constantly supervised by a steelworker who controls the mechanism of turning the bath. After the first wells have formed and the electrodes have reached the bottom, they are raised and the furnace bath is turned 30-40° around the vertical axis, after which the electrodes are lowered again, arcs are ignited and the next three wells are melted. Then the electrodes are raised again, the furnace is turned 60-80° in the opposite direction and three more wells are melted in the charge. At the same time, dead (from the point of view of arc irradiation) corners and bridges disappear on the slopes;

— to obtain strong compounds of silicon and phosphorus oxides, after melting 75% of the charge, lime or limestone (approximately 80 kg/t) is added to the furnace, and 20-25 minutes before the end of melting, iron ore and ferrosilicon (16 kg/t) and alloyed additives. When the entire charge melts, the furnace is turned off, the electrodes rise. Since the liquid metal of the bath is not homogeneous in terms of chemical composition and temperature, it is mixed using an electromechanical mixing device. The next stage is taking a sample for the analysis of the chemical composition of the steel, after which 75-80% slag is pumped out, limestone and fluorspar are added to the furnace, and then the oxidation of the bath begins.

Oxidation

— oxidation can be started only when the metal is hot (temperature 1600-1650°C), because during oxidation with iron ore it cools the bath and the process proceeds with heat absorption. The reaction of oxidation of carbon with free oxygen proceeds with the release of heat. This circumstance must be kept in mind when adjusting the thermal mode of melting during the oxidation period: if when working with ore it is necessary to supply high electrical power, then when using oxygen it is sometimes even required to turn off the current from time to time so that the metal does not overheat.

For the introduction of oxygen, steel tubes with an inner diameter of 3/4-1 inch lined from the outside are used. The end of the tube is lowered into the metal to a depth of about 200 mm and constantly stirred in a horizontal plane to prevent damage to the slopes and the bottom of the furnace. It is possible to line the tubes by coating their surface with a mass of 80% fireclay powder and 20% refractory clay with additives for bonding liquid glass (density 1.5). The thickness of the coating layer is 25 mm. After coating, the tubes are dried. For lining, it is also possible to use fireclay tubes with a wall thickness of 20 mm, which are worn on top of steel ones. This lining method is better, but much more expensive;

— during the oxidation period, it is necessary to ensure foaming of slag in the furnace and its independent rise through the threshold of the working window; this removal of slag contributes to a more complete purification of the metal from impurities. The oxygen used in the oxidation of steel must contain: not less than 99.5% O₂, not more than 1% moisture per 1 m³ of compressed gas and have a pressure of not less than 9-10 atmospheres. The emission of smoke and a bright white flame indicate an intensive process of carbon oxidation.

Finish purging 2-3 minutes after the appearance of brown smoke. Oxidation of the bath ends when the carbon content in it until the slag is completely discharged is approximately 0.02-0.07% less than the lower limit of the specified carbon content in the finished metal (since reoxidation may occur). The phosphorus content in the metal by this point should not exceed 0.014%.

Recovery (refining)

— after complete unloading of the oxidizing slag, the most responsible stage of the smelting process begins - deoxidation of the metal and bringing its chemical composition to that specified for the finished steel;

— in the smelting of 30XXCA steel, refining under white slag is used, that is, after obtaining a liquid slag (at the beginning of the recovery period), ferromanganese is added to the furnace, and then a mixture of lime, ground coke and fluorspar in a ratio of 5:1:1 (about 2.5 -3% of the weight of the metal in the furnace). The amount of coke in the mixture is approximately 1-1.5 kg/t. Such deoxidation of slag with coke carbon is carried out before the beginning of its lightening (20-25 min), after which ferrosilicon powder is introduced into the mixture, and the addition of coke is reduced or completely completed;

— holding the bath under white slag is carried out for about 50 minutes. The content of calcium carbide in the slag in the middle of refining does not exceed 1-1.5%, calcium oxide - not less than 55%. For the final deoxidation of the metal, a piece of aluminum is used, which is introduced 2-3 minutes before the release of the melt with the help of a rod. The amount of planted aluminum is 0.6-0.8 kg/t. This additive, in addition to final deoxidation, also allows you to adjust the austenite grain size;

— deoxidization of the bath during smelting of 30KhHSA steel can also be carried out by adding complex deoxidizers to the metal in pieces, for example, an alloy containing manganese, silicon and aluminum in a ratio of 4:1:0.4. The duration of the recovery period is reduced by almost 30%;

— to release the melt, a tilting mechanism of the furnace is used, which ensures the draining of its contents from the furnace, the tilting speed is 0.9 degrees/s. First, part of the metal is produced, then metal with slag. Before pouring, an outlet hole is pre-developed;

— the last stage is the adjustment of the chemical composition of the metal, if necessary. For this purpose, a chemical sample is taken from the ladle for pouring and mechanical tests are carried out;

— to control the performance of melting operations, electricity consumption, and the chemical composition of the metal, a melting card is used, which is filled out by the worker who performed the given work. Control over the correct management of the process is carried out by the master.

1.3 Justification of the feasibility of developing an automated electric drive for supplying electrodes to an arc steel melting furnace

Each arc furnace has a mechanism for moving the electrodes. Since the control of the electric mode of the arc furnace is carried out mainly by moving the electrodes, and current fluctuations, short circuits and arc interruptions usually occur separately in phases, each electrode of the furnace must be equipped with its own lifting and lowering mechanism, which allows fast and accurate manage its position. The DSP-25M01 type arc furnace in the basic configuration has a hydraulic drive for moving the electrodes, which has a number of significant disadvantages, namely:

- dimensions and mass of the system are too large,
- high labor intensity in maintenance,
- lack of effective means of stabilization (the drive-regulator system has two oscillating links),
- parameter instability and high cost,
- the hydraulic drive is a source of increased danger during operation (as a burst of oil-filled lines may cause a fire).

Therefore, there is an expediency in developing an automated electromechanical drive that would improve the productivity and reliability of the furnace, which is the goal of this work. Periods of metal melting are determined by the peculiarities of the flow of physical and chemical processes and determine the differences in the tasks of the automatic control and management system. Thus, during the melting period, it is necessary to bring up the maximum power and

eliminate disturbances arising from the collapse of the charge, during the period of oxidation and recovery, the power is reduced to 0.5-0.6 of the nominal value.

Based on the above, the main tasks of the automation system are:

— introduction of the required amount of useful power at any moment of the melting process (change of stages of the furnace transformer or change of current within one stage);

— quick elimination of all violations of the electrical regime (short circuits, arc extinction);

— improvement of the economic indicators of the steel melting process;

— increase in reliability and safety during operation.

Національний університет «Полтавська політехніка імені Юрія Кондратюка»
 Департамент економічного розвитку, торгівлі та залучення інвестицій
 Полтавської обласної військової адміністрації
 Полтавська торгово-промислова палата
 Університет Флорида (США)
 “1 DECEMBRIE 1918” University of Alba Iulia (Румунія)
 Білостоцький технологічний університет (Польща)
 Вільнюський університет прикладних наук (VIKO) (Литва)
 London Metropolitan University (Велика Британія)
 Словацький технологічний університет (Словаччина)
 Рада молодих вчених Національної академії наук України
 Рада молодих вчених Національного університету «Запорізька політехніка»
 Рада молодих вчених Національного технічного університету «Дніпровська політехніка»
 Рада молодих вчених Національного університету «Чернігівська політехніка»
 Рада молодих вчених Національного університету «Одеська політехніка»
 Рада молодих вчених Одеського національного університету імені І.І. Мечникова
 Рада молодих вчених Ізмаїльського державного гуманітарного університету
 Рада молодих вчених Глухівського національного педагогічного університету
 імені Олександра Довженка
 Рада молодих вчених Сумського національного аграрного університету
 Рада молодих вчених Національного технічного університету України
 «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»
 Рада молодих вчених Харківського національного педагогічного університету імені Г.С. Сковороди
 Рада молодих вчених Чернівецького національного університету імені Юрія Федьковича
 Рада молодих вчених Хмельницького національного університету
 Рада молодих вчених Київського національного університету будівництва та архітектури
 Рада молодих вчених Херсонського державного аграрно-економічного університету

МОЛОДІЖНА НАУКА: ІННОВАЦІЇ ТА ГЛОБАЛЬНІ ВИКЛИКИ

ЗБІРНИК ТЕЗ

Міжнародної науково-практичної конференції студентів,
аспірантів та молодих вчених



Полтава, 06 листопада 2024 року

УДК 043.2

Молодіжна наука: інновації та глобальні виклики // Збірник тез за матеріалами Міжнародної науково-практичної конференції студентів, аспірантів та молодих вчених – Полтава: НУПП імені Юрія Кондратюка, 2024. – 354 с.

У збірнику тез опубліковані результати наукових досліджень студентів, аспірантів та молодих учених, які були включені в програму Міжнародної науково-практичної конференції студентів, аспірантів та молодих вчених «Молодіжна наука: інновації та глобальні виклики» (06 листопада 2024 року, Національний університет «Полтавська політехніка імені Юрія Кондратюка»). Тези подано в авторському оригіналі українською чи англійською мовами.

Редакційна колегія

МАСЛІЙ Олександра – голова ради молодих вчених Національного університету «Полтавська політехніка імені Юрія Кондратюка», к.е.н., доцент;

ЧАЙКІНА Аліна – голова ради навчально-наукового інституту фінансів, економіки, управління та права, к.е.н., доцент;

ПАЛІЙ Катерина – голова ради молодих вчених факультету філології, психології та педагогіки, к.ф.н., доцент кафедри;

КРАВЧЕНКО Михайло – голова ради факультету фізичної культури та спорту, асистент кафедри;

ГАСЕНКО Антон – голова ради молодих вчених навчально-наукового інституту архітектури, будівництва та землеустрою, д.т.н., професор кафедри;

БОРЯК Богдан – голова ради молодих вчених навчально-наукового інституту інформаційних технологій та робототехніки, к.т.н., доцент кафедри;

ЛЕВЧЕНКО Ірина – доцент кафедри міжнародних економічних відносин та туризму, доктор філософії;

МАКСЮТА Наталія – начальниця відділу аналізу інноваційної діяльності та інтелектуальної власності, доктор філософії;

ЛЕВЧЕНКО Валерій – Президент Студентського парламенту університету;

БУРЯК Альона – доцент кафедри міжнародних економічних відносин та туризму, к.е.н., доцент;

УСЕНКО Дмитро – доцент кафедри хімії та фізики, магістр фізики, доктор філософії;

ЙОПА Тетяна – старший викладач кафедри фізичної культури та спорту, кандидат в майстри спорту України з дзю-до;

РІЗНИК Юлія – старший викладач кафедри загального мовознавства та іноземних мов;

ЛАКТИОНОВ Олександр – доцент кафедри автоматичної електроніки та телекомунікацій, к.т.н., доцент кафедри.

УДК 681.52

Михайленко Владислав Юрійович
магістрант

Єрмілова Наталія Василівна
кандидат технічних наук, доцент
Національний університет
«Полтавська політехніка імені Юрія Кондратюка»

**ДОЦІЛЬНІСТЬ РОЗРОБЛЕННЯ АВТОМАТИЗОВАНОГО
ЕЛЕКТРОПРИВОДА ПОДАЧІ ЕЛЕКТРОДІВ У ДУГОВУ
СТАЛЕПЛАВИЛЬНУ ПІЧ**

Для отримання високоякісних сталей потрібно не тільки вводити легуючі компоненти в звичайну вуглецеву сталь, а перш за все очистити її від шкідливих домішок. Така найбільш повна очистка сталі від газів і шкідливих домішок відбувається в дуговій сталеплавильній печі [1].

Термічна обробка легованих сталей потребує дуже точної витримки заданого температурного режиму і високої степені рівномірності нагріву виробів, регулювати ж цей процес і забезпечити його рівномірність можливо лише в дугових сталеплавильних печах, причому з високою точністю. Кожна дугова піч має механізм переміщення електродів. Так як керування електричним режимом дугової печі виконують в основному шляхом переміщення електродів, а коливання струму, короткі замикання і обриви дуг відбуваються, як правило, роздільно по фазам, то кожен електрод печі повинен бути оснащений власним механізмом підйому і опускання, який дозволяє швидко і точно керувати його положенням.

Дугова піч типу ДСП-25М01, що розглядається в даній роботі, в базовій комплектації має гідравлічний привід переміщення електродів, який володіє рядом суттєвих недоліків: занадто великі габарити і маса системи; велика трудоемність в обслуговуванні; нестабільність параметрів і велика вартість. До того ж гідропривід є джерелом підвищеної небезпеки в процесі експлуатації. Тому існує доцільність розроблення сучасного автоматизованого електромеханічного привода, який би дозволив покращити продуктивність, ефективність та надійність роботи печі.

Для розроблення системи автоматичного керування (САК) електроприводом подачі електродів було вирішено застосувати відомий принцип підпорядкованого регулювання з використанням трьох контурів: струму, швидкості та положення [2]. В таких системах кожен з внутрішніх контурів підпорядковується зовнішньому, а для керування кожним з параметрів треба мати окремий регулятор, котрий створює з об'єктом (в даному випадку – регулятором положення електродів) свій замкнений контур з використанням зворотних зв'язків.

В роботі була виконана оптимізація регулятора положення електродів методом послідовної корекції. Для оцінки перехідних процесів в САК використовували середовище MATLAB з розширенням Simulink.

Отриманий графік перехідних процесів контуру положення (рис.1).

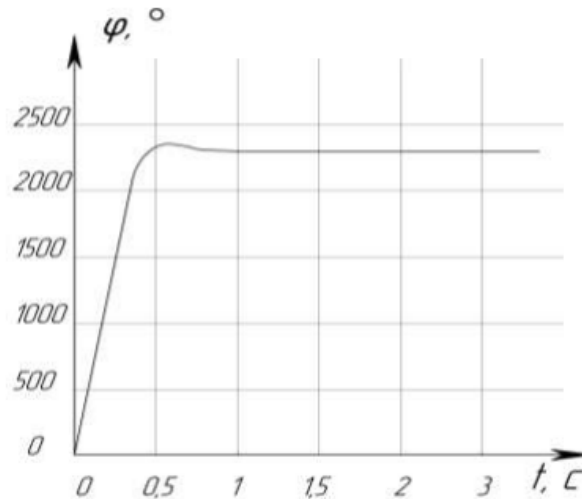


Рис. 1 – Графік перехідного процесу регулятора положення

Розрахована величина перерегулювання

$$\sigma = \frac{h_{MAX} - h_{НОМ}}{h_{НОМ}} \cdot 100\% = \frac{2351 - 2300}{2300} \cdot 100\% = 2,2\%.$$

Відомо, що для більшості подібних систем перерегулювання не повинне перевищувати (5...10)% [2]. Час регулювання, як видно з графіку, маємо невеликий ($t_p = 0,95$ с). Інші параметри перехідного процесу також знаходяться у межах норми.

Таким чином можна стверджувати, що даний регулятор відповідає поставленим вимогам і може бути використаний для автоматизованої подачі електродів у дугову сталеплавильну піч.

Список використаних джерел

1. Верховлюк А. М., Нарівський А. В., Могиталенко В. Г. Технології одержання металів та сплавів для ливарного виробництва: навч. посіб.; за ред. акад. НАН України В.Л. Найдека. – Київ: Видавничий дім «Вінніченко», 2016. – 224 с.

2. Возняк, О.М., Штуць. А.А., Колісник М.А. Сучасні системи електроприводів. Теорія та практика. Частина 1. / Навчальний посібник. – Вінниця: ТВОРИ, 2021. – 280 с.

Міністерство освіти та науки України
Національний університет «Полтавська політехніка імені Юрія Кондратюка»

Кафедра автоматики, електроніки та телекомунікацій

Модернізація та дослідження електропривода подачі електродів у сталеплавильну піч

Кваліфікаційна робота магістра

Виконав:

Студент групи 601МЕ

Михайленко В.Ю.

Керівник:

доцент, канд. техн. наук

Єрмілова Н.В.

Полтава 2025

Актуальність теми. Електричні печі і електронагрівальні пристрої отримали широке застосування в промисловості, транспорті, сільському господарстві і інших галузях народного господарства України. Доволі значна частина усієї електроенергії, що споживається нашою промисловістю, витрачається на цілі електротермії, тому розроблення сучасних електроприводів на базі енергоощадних технологій є досить актуальним.

Об'єктом дослідження в даній роботі є процес плавлення сталі з врахуванням технічних вимог до металу, що плавиться, а також витрат енергетичних і технічних ресурсів.

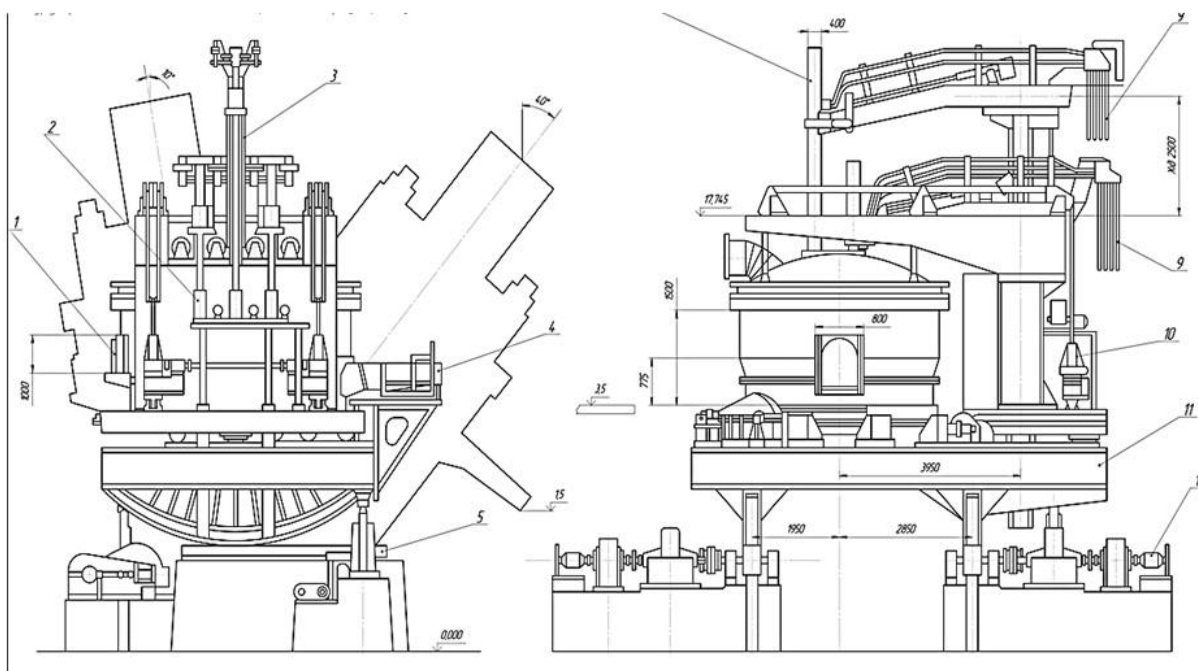
Предметом дослідження є електропривод подачі електродів у сталеплавильну піч типу ДСП-25М01.

Метою даної роботи є заміна гідравлічного приводу подачі електродів, що існує, на сучасний автоматизований електропривод.

Для цього необхідно виконати наступні **завдання**:

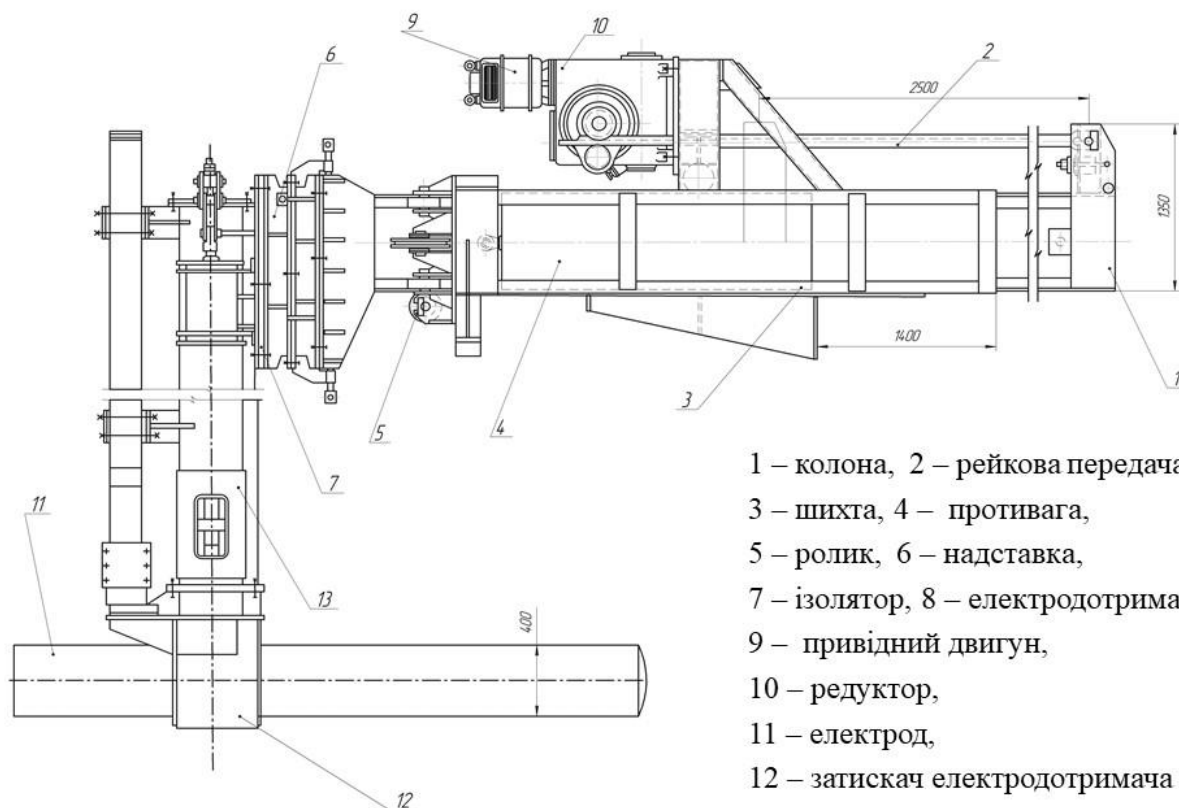
- проаналізувати привод, що існує, та виявити його недоліки;
- провести розрахунок потужності та вибір електродвигуна та редуктора;
- розробити функціональну та принципову схему електроприводу подачі електродів ;
- визначити статичні й динамічні характеристики модернізованої системи, оцінити її якість та стійкість.

Будова сталеплавильної печі



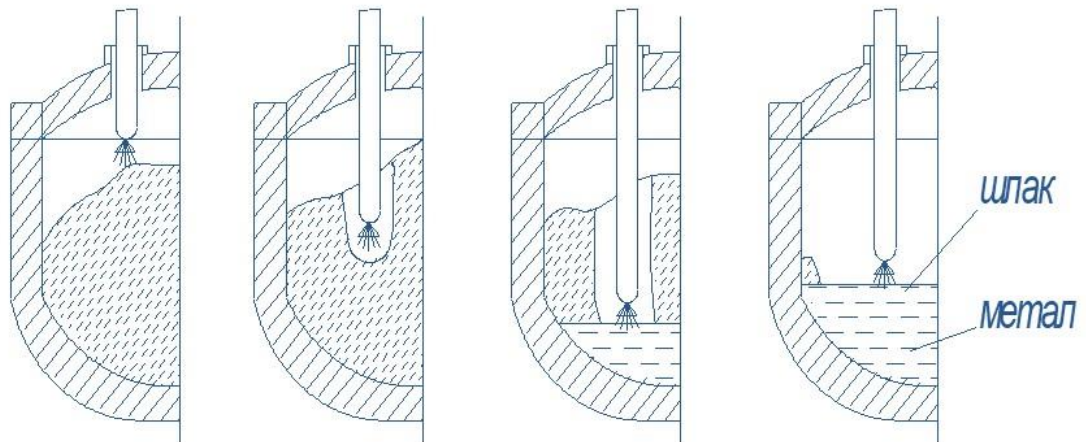
- 1 – робоче вікно, 2 – механізм переміщення електроду, 3 – колона електродотримача,
 4 – зливний носок, 5 – фундаментна балка, 6 – кожух, 7 – звод, 8 – електрод,
 9 – кабельна гірлянда, 10 – механізм підйому зводу, 11 – люлька, 12 – привід нахилу печі

Механізм переміщення електродів



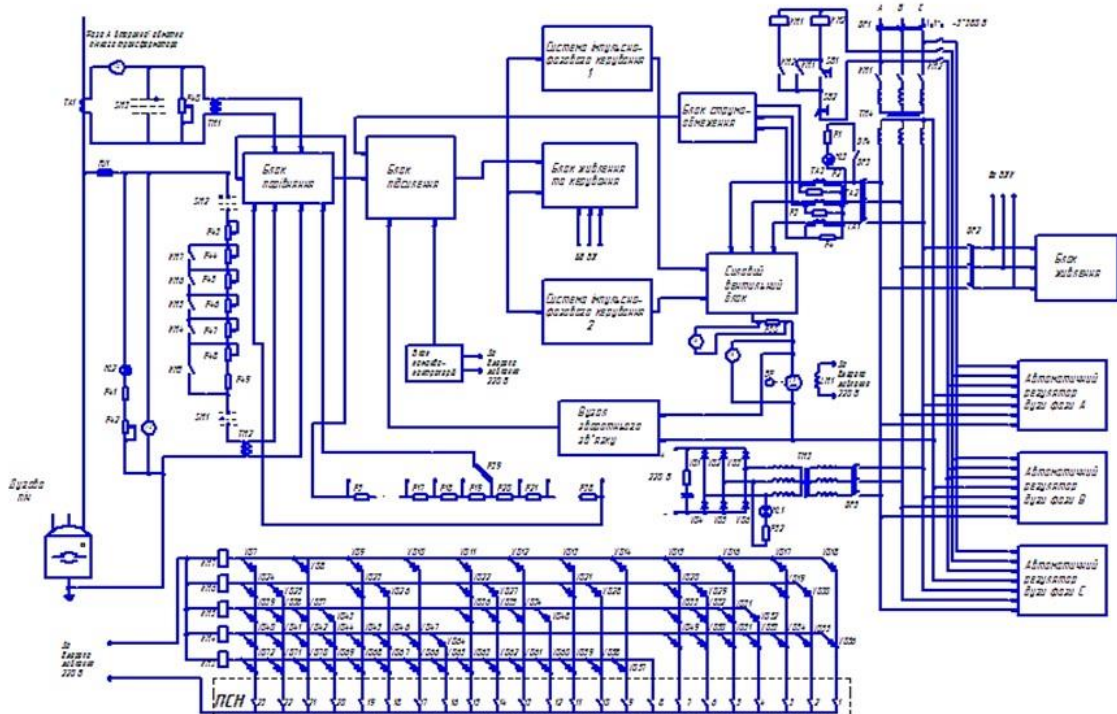
- 1 – колона, 2 – рейкова передача,
 3 – шихта, 4 – противага,
 5 – ролик, 6 – надставка,
 7 – ізолятор, 8 – електродотримач,
 9 – привідний двигун,
 10 – редуктор,
 11 – електрод,
 12 – затискач електродотримача

Етапи плавлення шихти



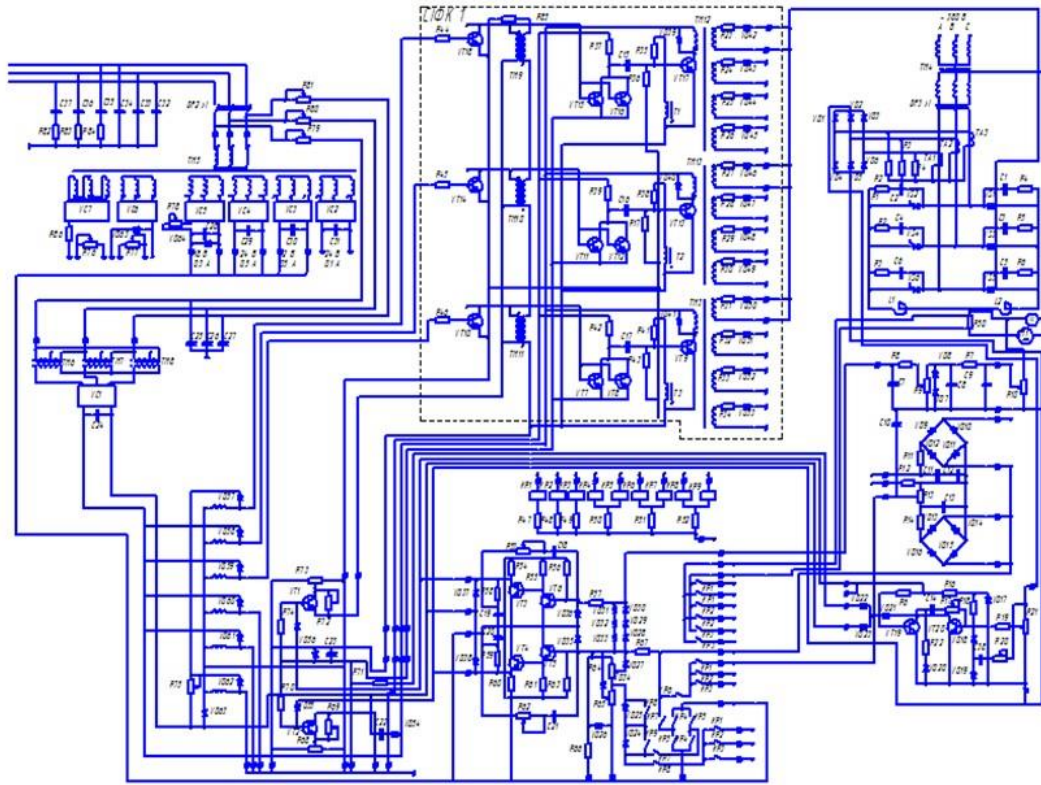
Дуга, котра виникає між кінцем електроду і холодним металом є нестабільною, довжина її може змінюватися в широких межах при обвалах і переміщеннях шихти (від короткого замикання до обриву дуги). Тривалість періоду плавлення частіше за все складає основну частину всього процесу і при цьому використовується близько 60-80% усієї електроенергії. Період плавлення вважається завершеним, коли увесь метал в ванні печі перейшов у рідкий стан.

Функціональна схема регулятора



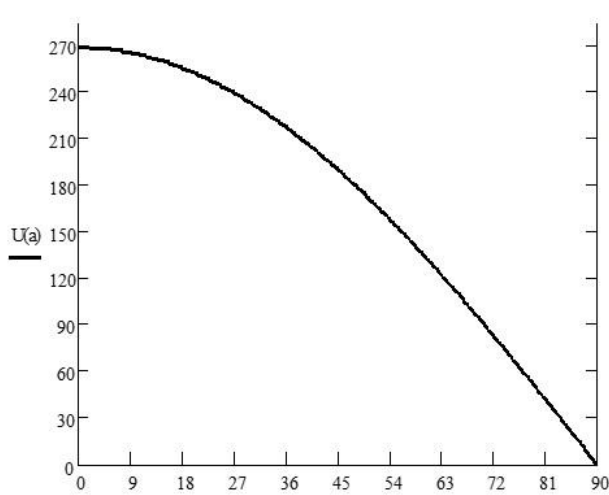
Принципова схема регулятора

7

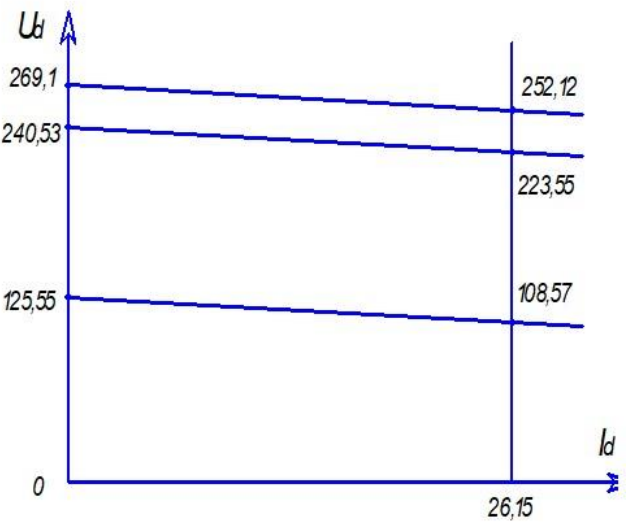


Характеристики випрямляча

8

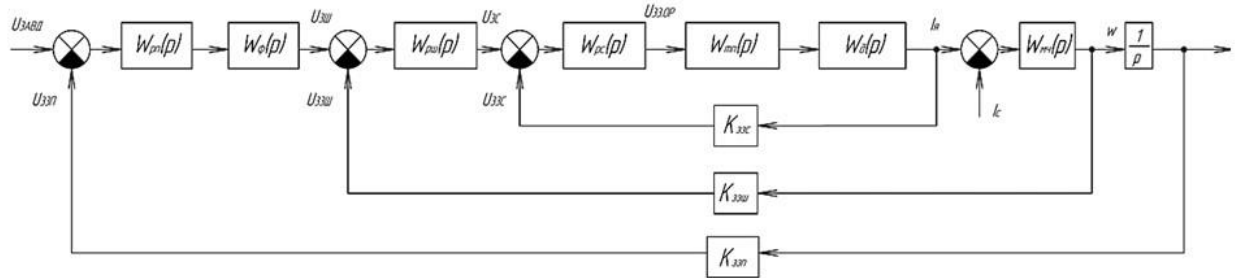


Регульовальна характеристика випрямляча

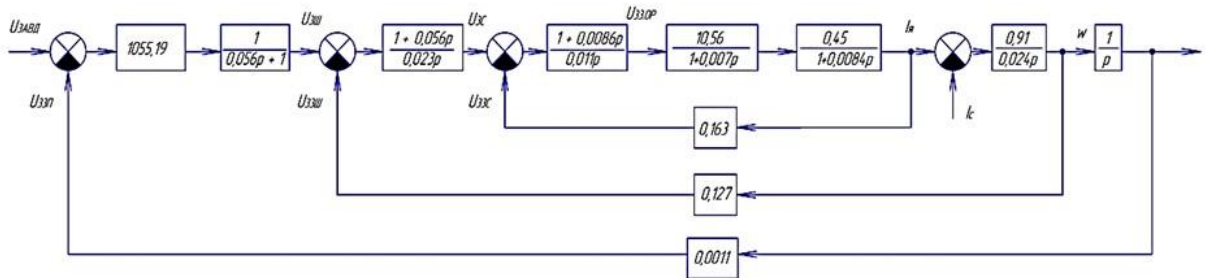


Зовнішні характеристики випрямляча

Триконтурна система автоматичного регулювання положення електродів 9



Розрахункова структурна схема триконтурної системи регулювання



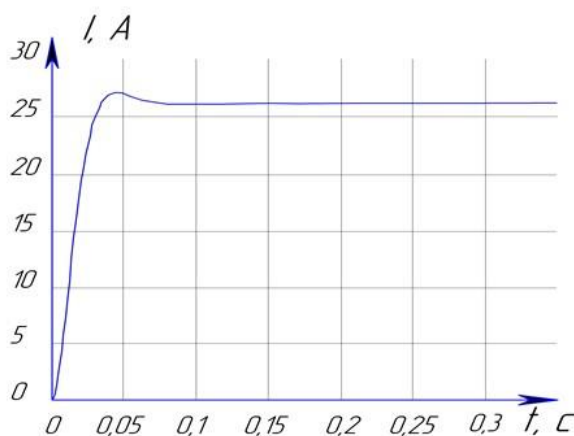
Передавальна функція замкненої системи регулювання

$$W_3(p) = \frac{760 \cdot 10^6 \cdot (0,0086p + 1)}{59 \cdot 10^{-6} p^5 + 15,4 \cdot 10^{-3} p^4 + 44,8 \cdot 10^3 p^3 + 5,9 \cdot 10^3 p^2 + 98,2 \cdot 10^3 p + 1,06}$$

Дослідження перехідних процесів триконтурної системи 10

Перехідний процес регулятора струму

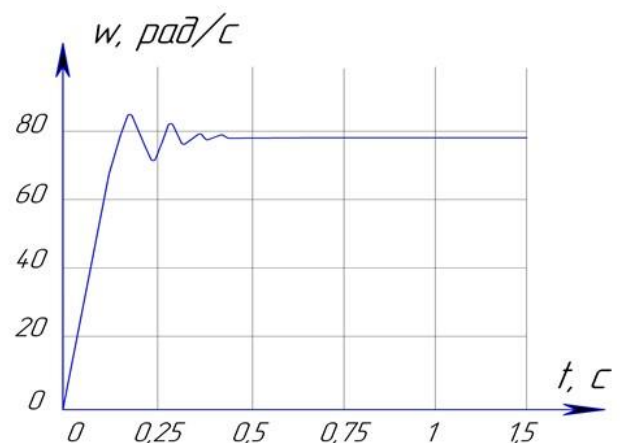
Перехідний процес регулятора швидкості



Перерегулювання

$$\sigma_c = \frac{I_{MAX} - I_{ВСТ}}{I_{ВСТ}} \cdot 100\% = \frac{27,2 - 26,2}{26,2} \cdot 100\% = 3,8\%$$

Час регулювання $t_p = 0,08$ с.



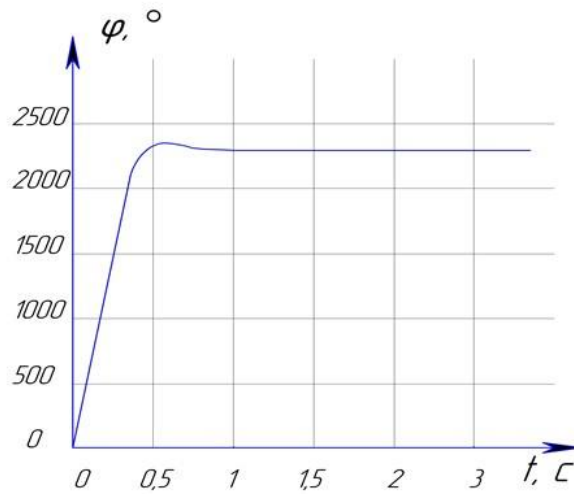
Перерегулювання

$$\sigma = \frac{h_{MAX} - h_{НОМ}}{h_{НОМ}} \cdot 100\% = \frac{82,1 - 78,6}{78,6} \cdot 100\% = 4,5\%$$

Час регулювання $t_p = 0,42$ с.

Дослідження перехідних процесів триконтурної системи 11

Перехідний процес регулятора положення

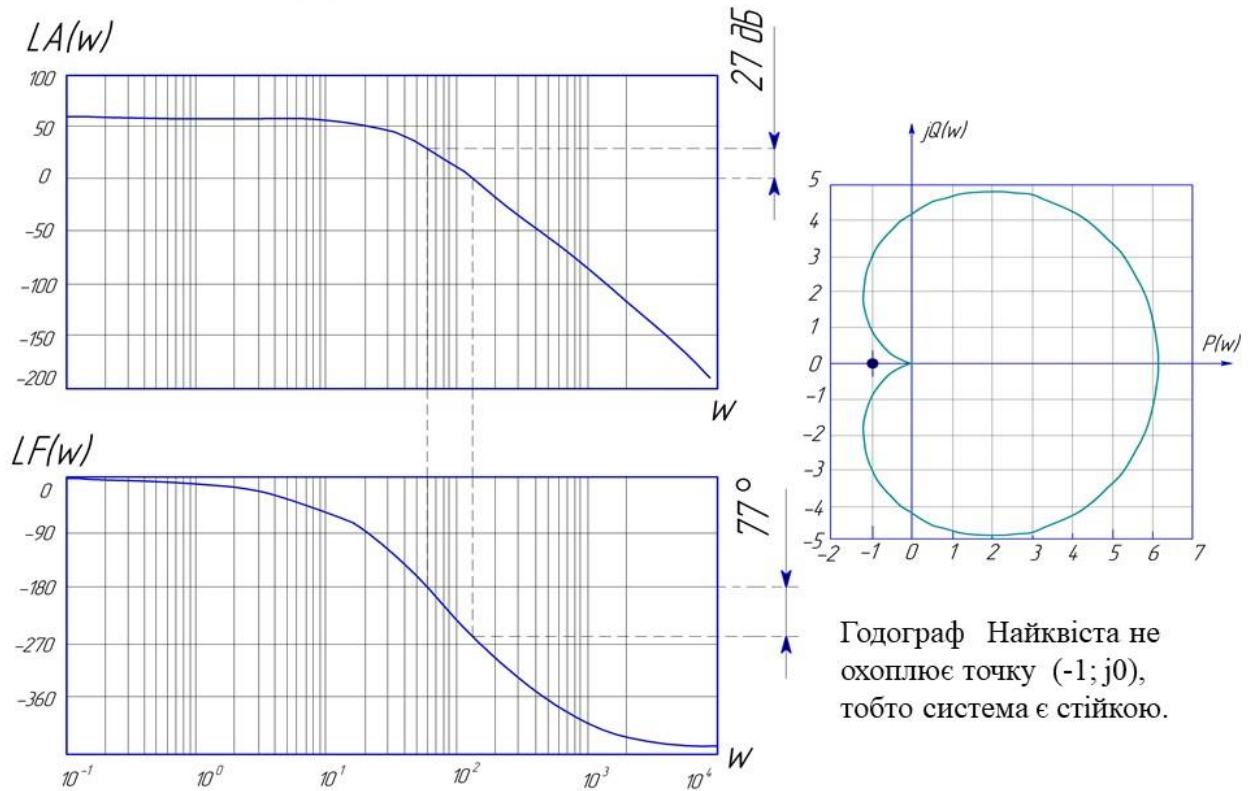


Перерегулювання

$$\sigma = \frac{h_{MAX} - h_{НОМ}}{h_{НОМ}} \cdot 100\% = \frac{2351 - 2300}{2300} \cdot 100\% = 2,2\%$$

Час регулювання $t_p = 0,95$ с.

Дослідження системи на стійкість 12



Годограф Найквіста не охоплює точку $(-1; j0)$, тобто система є стійкою.

Запас по амплітуді становить $\Delta L = 27$ дБ, а запас по фазі $\Delta F = 77^\circ$.

Висновки

1. При вирішенні поставлених задач був проведений аналіз технологічного процесу плавлення, розглянуто існуюче обладнання, визначено його недоліки.
2. В процесі модернізації електропривода подачі електродів було проведено розрахунок, вибір та перевірка вибору привідного двигуна та механічної частини ЕП. Розроблена функціональна та принципова схеми регулятора. Проведено розрахунок та вибір елементів принципової схеми.
3. На основі заданих вимог до САК було розроблено триконтурну систему регулювання положення електродів, розраховано та проаналізовано параметри кожного контуру, проведено стандартні налаштування. Аналіз перехідних процесів САК показав, що параметри регуляторів задовольняють необхідним показникам якості.
4. Для визначення запасів стійкості системи за допомогою пакета прикладних програм MATLAB побудовані логарифмічні характеристики ЛАЧХ та ЛФЧХ, виявлено, що запаси стійкості повністю задовольняють усім вимогам для даної системи регулювання.
5. Можна зробити висновок, що запропонований модернізований електропривод подачі електродів є сучасним, економічно доцільним, надійним і відповідає поставленим задачам. Таким чином, мета магістерської роботи успішно досягнута.