Міністерство освіти і науки України

Запорізький національний університет
(повне найменування вищого навчального закладу)

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

Кафедра металургійних технологій, екології та техногенної безпеки
(повна назва кафедри)

Пояснювальна записка

до кваліфікаційної роботи бакалавра

рівень вищої освіти *перший бакалаврський рівень*
(перший (бакалаврський) рівень)

на тему *Розробка технології виробництва сплаву АК7М2 із первинної і вторинної сировини*

Виконав: студент *4* курсу, групи *6.1362-м-з*

Разумовський А.В.
(ПІБ) (підпис)

спеціальності
136 Металургія
(шифр і назва)

спеціалізація

(шифр і назва)

освітньо-професійна програма
Металургія
(шифр і назва)

Керівник *Нестеренко Т.М.*
(прізвище та ініціали) (підпис)

Рецензент *Бєлоконь Ю.О.*
(прізвище та ініціали) (підпис)

Запоріжжя - 2026 року

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

Кафедра ***металургійних технологій, екології та техногенної безпеки***

Рівень вищої освіти *перший бакалаврський рівень*
(перший (бакалаврський) рівень)

Спеціальність *136 Металургія*
(шифр і назва)

Освітньо-професійна програма *Металургія*
(шифр і назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ
Завідувач кафедри ***МТЕТБ***
Ю.О. Бєлоконь

"___" _____ 2026 року

З А В Д А Н Н Я

НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ (ПРОЕКТ) СТУДЕНТУ

Разумовський Андрій Володимирович
(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема роботи (проекту) *«Розробка технології виробництва сплаву АК7М2 із первинної і вторинної сировини»*

керівник роботи (проєкту) *Нестеренко Тетяна Миколаївна, к.т.н., доцент*
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом вищого навчального закладу від "23" *грудня* 2025 року № 1831-с

2. Строк подання студентом роботи (проєкту) *22.05.2026 р.*

3. Вихідні дані до роботи (проєкту) *Хімічний склад алюмінієвого сплаву АК7М2, %: 6,0−8,0 Si; 1,5−3,0 Cu; 0,2−0,6 Mg; 0,2−0,6 Mn; до 0,5 Zn; до 1,0 Fe. Вторинна алюмінієва сировина складається з 40 % брухту та відходів (серед них ¾ брухту та ¼ відходів), 40 % стружки, 20 % шлаки. Співвідношення між сортами для компонентів шихти: для брухту 1 сорт – 20 %, 2 сорт – 80 %; для відходів 1 сорт – 25 %, 2 сорт – 75 %; для стружки 1 сорт – 50 %, 2 сорт – 20 %, 4 сорт – 30 %; для шлаків 1 сорт – 100 %.*

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити) *Реферат. Вступ. Загальна частина. Технологічна частина. Конструкційна частина. Охорона праці та техногенна безпека. Висновки. Перелік джерел посилання.*

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)
Креслення, презентаційний матеріал на 11 слайдах (на 11 сторінках)

6. Консультанти розділів проекту (роботи)

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата завдання прийняв
Загальна частина	*Нестеренко Т.М., доцент*	
Технологічна частина	*Нестеренко Т.М., доцент*	
Конструкційна частина	*Нестеренко Т.М., доцент*	
Охорона праці та техногенна безпека	*Нестеренко Т.М., доцент*	
Нормоконтроль	*Бєлоконь Ю.О., завідувач кафедри*	

7. Дата видачі завдання *05.02.2026 р.*

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів дипломного проекту (роботи)	Строк виконання етапів проекту (роботи)	Примітка
1	*Вступ*	*18.05-24.05.2026*	*Виконано*
2	*Реферат*	*18.05-24.05.2026*	*Виконано*
3	*Загальна частина*	*13.04-19.04.2026*	*Виконано*
4	*Технологічна частина*	*20.04-26.04.2026*	*Виконано*
5	*Конструкційна частина*	*27.04-03.05.2026*	*Виконано*
6	*Охорона праці та техногенна безпека*	*11.05-17.05.2026*	*Виконано*
7	*Висновки*	*18.05-24.05.2026*	*Виконано*

Студент _____ *Разумовський А.В.*
(підпис) (прізвище та ініціали)

Керівник проекту (роботи) _____ *Нестеренко Т.М.*
(підпис) (прізвище та ініціали)

РЕФЕРАТ

Кваліфікаційна робота бакалавра: 65 с., 21 табл., 9 рис., 25 джерела.

ВТОРИННА АЛЮМІНІЄВА СИРОВИНА, БАРАБАННА РОТОРНА ПІЧ, ІНДУКЦІЙНА ТИГЕЛЬНА ПІЧ, СПЛАВ АК7М2, ТЕХНОЛОГІЯ.

Тема кваліфікаційної роботи бакалавра: Розробка технології виробництва сплаву АК7М2 із первинної і вторинної сировини.

Метою роботи є вивчення особливостей та розробка технології виробництва сплаву АК7М2 із первинної і вторинної сировини.

У розділі «Загальна частина» наведена класифікація алюмінієвих сплавів, склад і властивості алюмінієвого ливарного сплаву АК7М2. Надана характеристика і структура вторинної алюмінієвої сировини. Проаналізовано фізико-хімічні основи плавлення та особливості технології плавлення вторинної алюмінієвої сировини для отримання алюмінієвих сплавів у барабанних роторних печах. Проаналізовано плавильні печі для виплавки алюмінієвих сплавів, різновиди роторно-поворотних барабанних печей.

У розділі «Технологічна частина» розроблено технологічну схему і технологію виробництва сплаву АК7М2 із первинної і вторинної сировини. Для виплавки сплаву вибрано компонування роторної печі з індукційною тигельною піччю. Описано основні операції виробництва сплаву, технологію плавлення вторинної алюмінієвої сировини для виробництва сплаву АК7М2 за дуплекс-процесом. Виконано розрахунок шихти і складено матеріальний баланс виплавлення ливарного сплаву АК7М2 із первинної і вторинної сировини, визначено витратні коефіцієнти.

У розділі «Конструкційна частина» описано будову, принцип роботи плавильних печей. Виконано конструктивний розрахунок барабанної роторної печі. Складено тепловий баланс барабанної роторної печі для плавлення вторинної алюмінієвої сировини, визначено питому витрату палива.

У розділі «Охорона праці та техногенна безпека» проведено аналіз шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища щодо виробництва алюмінієвого сплаву АК7М2 із первинної і вторинної алюмінієвої сировини. Розроблено заходи щодо поліпшення умов праці.

ABSTRACT

Bachelor’s qualification work: 65 p., 21 tables, 9 figures, 25 sources.

SECONDARY ALUMINIUM RAW MATERIALS, ROTARY DRUM FURNACE, INDUCTION CRUCIBLE FURNACE, AK7M2 ALLOY, TECHNOLOGY.

The purpose of the work is to develop a technology for producing AK7M2 alloy from primary and secondary raw materials.

The classification of aluminium alloys, the composition and properties of the AK7M2 aluminium casting alloy are given. The characteristics and structure of secondary aluminium raw materials are given. The physicochemical foundations of melting and the features of the technology of melting secondary aluminium raw materials in rotary drum furnaces to produce aluminium alloys have been analyzed. Melting furnaces for smelting aluminium alloys, types of rotary drum furnaces are analyzed. A technological scheme and the technology for producing AK7M2 alloy from primary and secondary raw materials using the duplex process are developed. A choice of melting furnaces is made. The charge calculation was performed and the material balance of the smelting of the AK7M2 casting alloy from primary and secondary raw materials was compiled. The design calculation of the rotary drum furnace was performed. The heat balance of a rotary drum furnace for melting secondary aluminium raw materials has been compiled. The state of labor protection and safety precations during the production of aluminium alloy AK7M2 from primary and secondary aluminium raw materials was analyzed.

ЗМІСТ

Вступ……..8
1 Загальна частина……10
1.1 Класифікація вторинної алюмінієвої сировини……...10
1.2 Класифікація алюмінієвих сплавів. Характеристика сплаву АК7М2…11
1.3 Плавильні печі для виплавки алюмінієвих сплавів. Роторно-поворотні барабанні печі……13
1.4 Особливості технології плавлення алюмінієвої сировини у барабанних роторних печах……16
1.5 Конструкції роторних барабанних печей…….....20
2 Технологічна частина…….23
2.1 Технологічна схема виробництва сплаву АК7М2 із вторинної і первинної алюмінієвої сировини……...23
..2.2 Опис технології виплавки сплаву АК7М2 із первинної і вторинної алюмінієвої сировини…….25
2.3 Розрахунок шихти для виплавки сплаву АК7М2 із первинної і вторинної сировини……28
2.4 Складання матеріального балансу плавлення вторинної алюмінієвої сировини для виробництва сплаву АК7М2…….38
3 Конструкційна частина……..43
3.1 Конструкції плавильних печей……..43
3.2 Матеріальний баланс горіння палива……45
3.3 Розрахунок теплового балансу барабанної роторної печі……..47
3.4 Конструктивний розрахунок барабанної роторної печі……..53
4 Охорона праці та техногенна безпека…….57
4.1 Шкідливі та небезпечні чинники виробничого середовища щодо виробництва сплавів із первинної і вторинної

алюмінієвої сировини……57
4.2 Заходи щодо усунення шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища……59
Висновки……62
Перелік джерел посилання……...63

ВСТУП

Переробка відходів та брухту алюмінієвих сплавів займає важливе місце на світовому ринку металів, оскільки алюміній та його сплави знаходять все більше застосування в авіа-, ракето-, судно- й автомобілебудуванні, промисловому і цивільному будівництві, виготовленні пакування та інше. За період з 2001 по 2019 р. виробництво первинного алюмінію в світі збільшилось в 2,6 рази і становить 63,7 млн т [1].

Легкість, міцність, довговічність у використанні та економічність вторинної переробки використаних виробів із алюмінію та його сплавів зумовлюють підвищений попит на них. Очікується, що до 2040 р. світовий попит на алюміній досягне 90 млн. т [2]. При цьому за рахунок переробки брухту алюмінію буде виготовлятись 70 млн. т вторинних алюмінієвих сплавів [2,3].

Рециклювання відходів та брухту алюмінію дозволяє економити 95 % енергії порівняно з виробництвом первинного алюмінію, а 1 т вторинного алюмінію економить до 8 т бокситу та 14 МВт·год. електроенергії [3]. У країнах ЄС вироби з алюмінію та його сплавів знаходять застосування на транспорті (42 %), у будівництві (23 %), як пакувальний матеріал (17 %), у технологічному устаткуванні (12 %) та у споживчих товарах тривалого використання (6 %) [4]. Разом в 2017 р. у країнах ЄС було перероблено 4,9 млн. т алюмінію [5]. Відзначається [3,6], що коефіцієнт утилізації алюмінієвого брухту по закінченню терміну експлуатації виробів (end-of-life, EoL) з алюмінію (Old Scrap) становить 69 %.

Метою кваліфікаційної роботи бакалавра є вивчення особливостей та розробка технології виробництва сплаву АК7М2 із первинної і вторинної алюмінієвої сировини.

Завдання кваліфікаційної роботи бакалавра:

1. Проаналізувати класифікацію алюмінієвих сплавів, особливості складу та властивостей сплаву АК7М2.

2. Проаналізувати технологічні особливості та розробити технологію виплавлення сплаву АК7М2 із первинної і вторинної алюмінієвої сировини.

3. Описати конструкцію плавильних печей для виплавки сплаву АК7М2 із первинної і вторинної алюмінієвої сировини. Розрахувати барабанну роторну плавильну піч.

4. Розрахувати склад шихти і скласти матеріальний баланс процесу виплавки сплаву АК7М2 із первинної і вторинної алюмінієвої сировини.

5. Розрахувати тепловий баланс барабанної роторної печі для виплавлення сплаву АК7М2.

6. Виявити шкідливі і небезпечні чинники виробничого середовища щодо виробництва сплавуАК7М2 із первинної і вторинної алюмінієвої сировини.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1 Класифікація вторинної алюмінієвої сировини

Вторинна алюмінієва сировина дуже різноманітна, включає 76 видів найменувань за всіма видами класифікації брухту і відходів [7]. Значною частиною (до 40 %) її є стружка, що утворюється при механічній обробці алюмінію та його сплавів. Алюмінієвий брухт і відходи можуть бути представлені також поковками, виливками, профільованим прокатом, листами, прутками і дротом, фольгою та іншими матеріалами [8].

Джерелами утворення вторинної алюмінієвої сировини можуть бути брухт деталей машин, літаків, автомобільних і авіаційних двигунів, різних приладів, побутових та електротехнічних виробів та ін. [3,4]. До алюмінієвого вторинної сировини належать також шлаки і відходи ливарного виробництва, що містять від 20 % до 80 % Al [7].

За останні роки у складі вторинної алюмінієвої сировини істотно зростає частка алюмінієвих сплавів, що деформуються, а саме вторинної алюмінієвої сировини, поверхня якої покрита шаром фарб, лаку, органічних домішок:

а) використане пакування багатьох продуктів харчування;

б) будівельні конструкції з шаром декоративних фарб та лаків, що вийшли з терміну використання (брухт профілів, забруднених фарбою і пластмасами тощо).

Вміст неметалевих включень в брухті може досягати 10 % [7].

Відмінною рисою алюмінію є його висока енергоємність і здатність до багаторазового переплавлення без помітної втрати властивостей та збереженням в отриманому металі 95 % енергії, витраченої на вилучення алюмінію із руди [3].

1.2 Класифікація алюмінієвих сплавів. Характеристика сплаву АК7М2

За способом виготовлення заготовок і виробів алюмінієві сплави поділяють на ливарні, деформівні та спечені. алюмінієві сплави За типом сировини, використаної для приготування сплавів, алюмінієві сплави поділяють на дві групи [8,9]:

І-а група – сплави, виготовлені з первинної сировини, а саме:

- ливарні сплави за ДСТУ 2839 (ГОСТ 1583);
- деформівні сплави за ГОСТ 4784;
- та спечені сплави за ГОСТ 10096.

ІІ-а група – сплави, виготовлені з вторинної сировини, серед яких:

- ливарні сплави за ДСТУ 2839 (ГОСТ 1583) [9];
- вторинні деформівні сплави за ГОСТ 1131;
- та сплави-розкислювачі за ДСТУ 3753.

Ливарні сплави, призначені для виготовлення фасонних виливків, повинні мати такі властивості: високу рідкоплинність, малу схильність до утворення розсіяних усадкових порожнин і кристалізаційних тріщин [10].

З деформівних сплавів методом напівбезперервного лиття виготовляють круглі й плоскі злитки, які піддають гарячій і холодній обробці тиском (прокатуванню, пресуванню, штампуванню, куванню тощо).

Для підвищення міцності більшість алюмінієвих сплавів піддають гартуванню і старінню. При нагріванні під гартування відбувається розчинення всіх або окремих надлишкових фаз, які називають фазами-зміцнювачами [11]. При наступному прискореному охолодженні ці фази не встигають виділитися, і фіксується пересичений твердий розчин легуючих елементів в алюмінії. Під час старіння загартованого сплаву відбувається утворення вторинних виділень, як правило, метастабільних фаз, що і зумовлює зміцнення.

Основну групу ливарних сплавів становлять алюмінієво-кремнієві сплави (силуміни), що містять від 4 % до 22 % кремнію [10,11]. З силумінів виготовляють понад 90 % усіх виливок. Евтектика системи алюміній-кремній на відміну від більшості евтектик в алюмінієвих сплавах, що містять інтерметаліди, порівняно пластична [8]. Тому в силумінах евтектика, що забезпечує високі ливарні властивості, є основною структурною складовою.

Силуміни за діапазоном частки кремнію класифікують на три групи [10,11]: а) доевтектичні силуміни містять 4-9 % Si; б) евтектичні силуміни містять 10-13 % Si; в) заевтектичні силуміни містять 14-22 % Si.

Сплав АК7М2 належить до ливарних алюмінієвих сплавів, є доевтектичним силуміном, його хімічний склад наведено у табл.1.1.

Таблиця 1.1 – Хімічний склад сплаву АК7М2, % [9]

Основні компоненти				Домішки, не більше	
Si	Cu	Mg	Mn	Zn	Fe
6,0−8,0	1,5−3,0	0,2−0,6	0,2−0,6	0,5	1,0

Базові характеристики (у відлитому стані) за ДСТУ 1583-93 [98]:

- твердість за Брінеллем (НВ): 75-100 МПа;
- межа міцності при розтягненні (σ_B): 176 - 250 МПа;
- межа текучості ($\sigma_{0,2}$): близько 140-180 МПа;
- відносне подовження (δ): (0,5-1,5 %;
- модуль пружності (модуль Юнга): близько $70 \cdot 10^3$ МПа.

Сплав АК7М2 – високоякісний ливарний сплав на основі алюмінію, розроблений для конструкцій, що вимагають поєднання легкості, міцності та корозійної стійкості [8,11,12].

Сплав володіє відмінними ливарними властивостями: висока рідкотекучість, низька усадка, хороша заповнюваність форм та мінімальна схильність до утворення тріщин, що спрощує виробництво складних деталей.

Його висока міцність та твердість забезпечують надійність та довговічність компонентів, що експлуатуються в умовах значних навантажень.

Сплав АК7М2 володіє хорошою корозійною стійкістю завдяки наявності легуючих елементів, виливки демонструють хорошу опірність корозії, особливо в умовах вологого середовища.

Широко використовується у машинобудуванні блоки циліндрів, картери, корпуси насосів, автомобілебудуванні деталі двигунів, коробки передач, корпусні елементи, авіабудуванні, приладобудуванні, а також для виробництва різноманітних компонентів промислового обладнання та товарів народного споживання.

1.3 Плавильні печі для виплавки алюмінієвих сплавів. Роторно-поворотні барабанні печі

Залежно від призначення сплавів, масштабу виробництва та умов ливарних цехів плавку алюмінієвих сплавів здійснюють у ванних електропечах опору (місткістю від 150 кг до 3 т), індукційних тигельних та канальних печах (від 180 кг до 6 т), а також у відбивних 3 т (до 250 кг) електроопору та в печах, що працюють на рідкому та газоподібному паливі [8,11-13].

Роторно-поворотні барабанні печі з помітним успіхом використовуються у промисловості, що переробляє вторинну алюмінієву сировину [11]. Порівняно із стаціонарною роторно-барабанною піччю, нова технологія роторно-поворотної барабанної печі пропонує ряд незаперечних переваг [13].

Завдяки великим завантажувальним дверям і хорошому теплообміну час одного циклу знижено. Відповідно значно збільшується продуктивність та помітно скорочується витрата солі.

При максимальному завантаженні печі форма барабана печі відіграє велику роль для ефективного розподілу тепла та принципу розташування опорних підшипників. Конструкція дверей печі з інтегрованим пальником також заслуговує на особливу увагу [14].

Оскільки технологія значно впливає на економіку процесу, вона повинна бути пристосована до концепції роботи нової печі. Разом з правильно підібраним допоміжним обладнанням роторно-поворотна барабанна піч є економічною та екологічно чистим агрегатом, що застосовується в промисловості з переробки алюмінію.

Для переплавки навального брухту, листів з покриттям та шлаків у промисловості вторинного алюмінію зазвичай застосовується відпрацьована, економічна технологія плавлення у роторно-поворотних барабанних печах з фіксованою віссю обертання [11,13]. Матеріал у обертовому барабані, що у середині має вогнетривке покриття, плавиться під шаром солі. Зазвичай сольова суміш є сумішшю солей хлоридів натрію NaCl і хлоридів калію KCl. Сіль оберігає метал від атмосфери печі і тим самим від його надмірного окислення і, отже, від втрати частини металу [8]. Завдяки обертанню барабана печі великогабаритний брухт і навальний матеріал перемішуються і, тим самим, досягається хороший теплообмін між його частинами, незважаючи на наявність великої кількості частинок. Після завершення процесу плавлення метал і шлак зливаються через різні льотки, розташовані по колу барабана печі [11].

Матеріал завантажується в піч через отвір, розташований уздовж осі печі. Беручи до уваги обсяг отвору льотки, іноді потрібно її пробивати, щоб злити метал. Злив солі супроводжується певними труднощами, оскільки завжди треба контролювати, що сіль знаходиться в досить рідкому стані для її зливу.

Для швидкого завантаження матеріалу необхідно, щоб завантажувальний отвір був досить великим. Однак, при збільшенні розмірів

завантажувального отвору, потрібно також збільшення діаметра барабана для забезпечення завантаження в піч такого ж кількості матеріалу.

Роторно-поворотна барабанна піч була розроблена для подолання вищезгаданих проблем [11,13,14]. Застосування дуже великого отвору завантаження стало можливим завдяки тому, що барабан печі в змозі перекидатися назад. У процесі плавлення барабан печі обертається в положенні перекинутому назад. Для зливу металу барабан печі перетворюється на горизонтальну позицію або дещо більш нахилену вперед, і метал стікає широким потоком у лоткову систему (рис. 1.1). Після того як закінчено злив металу, шлак вивантажується при дещо більшому нахилі і барабані, що повільно обертається, в контейнери, встановлені під отвором печі.

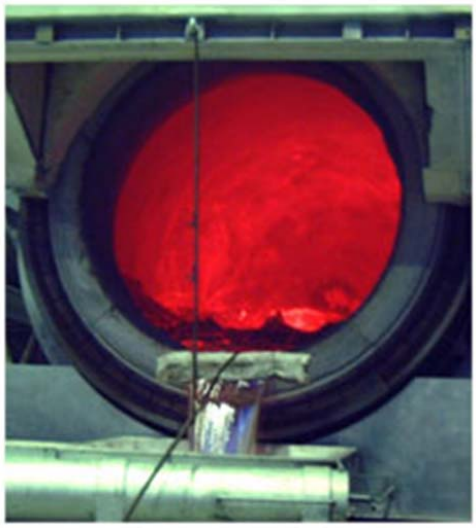


Рисунок 1.1- Злив металу з роторно-поворотної барабанної печі

Так як роторно-поворотна барабанна піч забезпечена барабаном, що обертається, то для неї діють всі рекомендації з металургії і стандартні технології. Всі матеріали та суміші матеріалів, які можуть бути перероблені у барабанній роторній печі, можуть бути перероблені і у роторно-поворотній барабанній печі, але з набагато вищим рівнем продуктивності. Однак

властиві лише цій печі елементи конструкції дають досить значні переваги порівняно з піччю з фіксованою віссю обертання барабана.

1. Висока швидкість плавлення досягається завдяки покращеному теплообміну в барабані печі. Це, в основному, досягається за рахунок повернення продуктів згоряння всередині барабана печі. Завдяки збільшеному часу перебування змішування газів з частинками відбувається більш інтенсивно, що забезпечує відмінний теплообмін [13,15].

2. Короткий час циклу для шихтування, зливу металу та солі досягається завдяки наявності великих завантажувальних дверей та контролю за процесом перекидання барабана печі [14].

3. Знижена витрата солі виникає через те, що зовнішня поверхня розплаву по відношенню до його загальної ваги менше, ніж у печі з фіксованою віссю [13].

1.4 Особливості технології плавлення алюмінієвої сировини у барабанних роторних печах

Металургійні підприємства використовують плавильні печі різних конструкцій, кожна з яких пристосована для плавлення певного виду вторинної алюмінієвої сировини [11,13-15]. Найбільш поширеними є відбивні печі місткістю 3-20 т по алюмінію: одно-, дво- і трикамерні; стаціонарні, поворотні. Проте відбивні печі в більшості випадків малоефективні, характеризуються некерованим газовим середовищем; великою тривалістю завантаження шихти та зливання рідкого металу і шлаку.

Для усунення цих недоліків розроблено роторні (барабанні, що обертаються) печі з горизонтальною віссю обертання, місткістю 2-40 т, які випускають компанії «Remetall» (Іспанія), «Tolltreck Limited»

(Великобританія), «Tonolli» (Італія) та ін. [13,14] Подальшим вдосконаленням таких печей є роторні печі з похилою віссю обертання, які набули поширення в США та європейських країнах, випускають компанії «Altek-MDY» (США), «Mechatherm», «EMP Technologies» і «Melting Solutions» (Великобританія), Intec (Німеччина) та ін.

Для плавлення вторинної алюмінієвої сировини застосовують різні технології: плавлення на сухому черені, плавлення у рідкій ванні, відокремлення залізних приробок оплавленням, безсольове плавлення, видалення металу з гарячого шлаку пресуванням та ін. [15].

Взаємодії алюмінієвого розплаву з пічними газами і металотермічні реакції у рідкій ванні приводять до окислювання й ошлакування металу, внаслідок чого метал втрачається зі шлаками або утворює неметалеві включення, що потрапляють у сплав та погіршують його якість (табл. 1.2). Взаємодія алюмінієвого розплаву з пічними газами приводить до окислювання практично всіх складового сплаву[10,16].

Алюміній і компоненти його сплавів взаємодіють з киснем, воднем, азотом, парою води, сірчистим і вуглецевим газами, оксидом вуглецю, різними вуглеводнями. Найінтенсивніше такі взаємодії відбуваються з розплавленим металом, забруднюючи його продуктами взаємодії.

Таблиця 1.2 − Джерела втрат металу під час плавлення вторинної алюмінієвої сировини [8,11,12,16]

Хімічні втрати		Механічні втрати
Взаємодія з газами	Металотермічні реакції	
$2Al + 1{,}5O_2 = Al_2O_3$ $6Al + 3SO_2 = 2Al_2O_3 + Al_2S_3$ $6Al + 3CO = Al_2O_3 + Al_4C_3$ $2Al + 3H_2O = Al_2O_3 + 3H_2$ $Mg + H_2O = MgO + H_2$	$2Al + Fe_2O_3 = Al_2O_3 + 2Fe$ $4Al + 3SiO_2 = 2Al_2O_3 + 3Si$ $3Mg + Fe_2O_3 = 3MgO + 2Fe$ $2Mg + SiO_2 = 2MgO + Si$	– проникнення рідкого металу у шлак; – просочення футеровки ванни

Барабанні роторні печі сконструйовані для переробки навального матеріалу, що складається з окремих частинок. Великогабаритний брухт зазвичай переробляється у відбивних печах завдяки механізму передачі тепла. Тепло передається від атмосфери печі до металу через поверхню кожної окремої частинки металу і потім до блоку, тим самим, збільшуючи його температуру до рівня плавлення. Передача тепла – це функція, яку визначає коефіцієнт теплообміну α; різниця температур між атмосферою печі, температурою завантаженого матеріалу та поверхнею блоку виражається коефіцієнтом електропровідності.

У разі плавлення навального матеріалу процес теплообміну стає дещо складнішим. Хоча розмір питомої поверхні матеріалу великий, поверхня ж опромінювана піччю - зовсім незначна. Більше того, рівень передачі тепла в розплаві є досить низьким завдяки великій кількості прикордонних частинок та відстані між окремими частинками металу. Щоб досягти необхідного рівня теплообміну, навальний матеріал повинен перемішуватися. Це ідеально досягається за допомогою роторно-поворотної печі.

Зі збільшенням швидкості обертання перемішування матеріалу в барабані стає більш інтенсивним. Через тертя з поверхнею барабана, матеріал піднімається на рівень, що залежить від швидкості обертання, і каскадом падає на матеріал, що лежить внизу, формуючи тим самим новий верхній шар [13,15].

У роторно-поворотній печі осьова сила додається до навального матеріалу. Це відбувається завдяки куту нахилу барабана, що змушує матеріал просуватися в кінець барабана, а потім знову вперед. Додаткові рухи посилюють процес змішування всередині навального матеріалу.

У міру того, як температура матеріалу підвищується і наближається до точки плавлення деяких ліквідних фаз матеріалу, які можуть бути металом, сіллю або тим і іншим, тим самим, знижуючи коефіцієнт тертя. Бажане перемішування матеріалу у формі каскаду може бути досягнуто в цьому

випадку лише при збільшенні швидкості обертання барабана. З іншого боку, зменшення форми каскаду, завантаженого матеріалу, вказує на те, що матеріал частково розплавився і наступна порція шихти має бути завантажена.

Після надсилання останньої порції матеріалу в піч, тобто. коли піч завантажена повністю, слід поступово збільшувати швидкість обертання барабана. Після того, як алюміній вже розплавлений, рекомендується виконати такі дві різні дії:

Матеріал із вищим вмістом оксидів повинен перероблятися на досить високій швидкості. Це допомагає досягти гарного згортання розплавлених частинок металу. Завдяки достатньому вмісту неметалічних матеріалів у печі, а також наявності надійного покриття, можна знизити ризик втрат у процесі плавлення при контакті розплавленого металу з атмосферою.

Цілком протилежна ситуація з матеріалом, що має незначну кількість оксидів. Утворюється лише тонкий захисний шар, якого не слід позбавлятися. Це відповідає умовам плавлення металу у відбивній печі. У цьому випадку швидкість обертання барабана має бути встановлена від 0.5 до 1 обертів на хвилину [15,16].

Механічні втрати металу обумовлені заплутуванням рідкого металу в шлаку через поверхневі і в’язкістні явища, також просоченням футеровки ванни в силу капілярних ефектів.

Для зменшення втратами металу зі шлаками слід, по перше, зменшити засміченість шихти і, таким чином, знизити кількість одержаного шлаку [8,11]. По друге, слід підвищувати рідкоплинність шлаків застосуванням достатньої кількості флюсів і створити температурні умови, які сприяють виділенню крапель металу від шлаку.

1.5 Конструкції роторних барабанних печей

На рис. 1.2 показано принципову схему сучасної роторно-поворотної печі. Вона змонтована на масивній сталевій рамі, на яку спирається рама, що перекидається через міцні шворні підшипників і, що приводиться в рух двома гідравлічними штовхачами і одним приводом. На рамі, що перекидається, змонтовані ролики, на які спирається барабан і осьовий підшипник [11,13]. На цю систему підшипників спирається барабан печі з вогнетривким покриттям. Отвір барабана для завантаження і зливу закривається дверима, що герметично примикають до корпусу, яка повертається на колоні, що окремо стоїть. На дверях кріпиться пальник. Верхня частина отвору закрита газовідвідним кожухом, який також щільно примикає до барабана печі.



Рисунок 1.2– Роторно-поворотна піч [13]

Спочатку концепція роторно-поворотної печі була заснована на циліндричній формі барабана печі. При використанні меншої потужності печі така конструкція дуже зручна, оскільки вона пропонує максимальний розмір завантажувального отвору. У міру збільшення потужності печі використання цієї форми стає ірраціональним. Подальше збільшення розмірів завантажувального отвору більше не призводить до швидкого завантаження та розвантаження печі, а також енергетичні втрати стають неприйнятно високими [17,18].

Збільшення потужності рахунок збільшення довжини барабана також неможливе. Технічні можливості пальників обмежені і при занадто довгому барабані, його задня стінка не зможе бути ефективно прогріта. Існують також проблеми при виготовленні, якщо діаметр барабана буде занадто великим. Великі верстати, необхідні для обробки кілець ковзання та барабана, не завжди є в наявності. Тому необхідно знайти якесь рішення. Одне з рішень – це зробити передню та задню частини барабана у вигляді усічених конусів (рис. 1.3). Така форма корисна при завантаженні шихти та економії енергії, але неминуче призведе до занадто великого кута перекидання, що може призвести до небезпечної ситуації, коли при вивантаженні шлаку зісковзування шлаку буде неконтрольованим.



Рисунок 1.3 – Відведення газів через забірний кожух роторної печі

Найкращим рішенням буде виготовлення барабана, що має з боку завантаження менший діаметр у формі сталевого реактора Бессемерівського [19]. Кут нахилу знаходиться тепер у прийнятних межах і не несе небезпеки зісковзування шлаку. Існує ще одна перевага такої форми. Основна кількість розплаву розташована у задній частині барабана. У передній частині барабана укріплений пальник пропускає дуже стабільний потік газу через

відносно невелику ділянку. Крім того, зниження тиску допомагає смолоскипу пальника поширитися далі вглиб барабана і тим самим підтримувати нагріту його задню стінку. На додаток до сказаного, відбиті гази допомагають стабілізувати роботу пальника і направити вихідні гази в кожух, що відсмоктує.

На рис.1.4 показано підготовку до кріплення кільця ковзання.



Рисунок 1.4– Кріплення кілець ковзання

Зважаючи на високу швидкість обертання барабана, точність виготовлення кілець ковзання, а також самого барабана повинна бути досить високою. Підганяння кілець ковзання на барабані вимагає обробки за місцем кріплення.

2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

2.1 Технологічна схема виробництва сплаву АК7М2 із первинної і вторинної алюмінієвої сировини

Технологічна схема підготовки та переробки вторинної алюмінієвої сировини та виробництва сплаву АК7М2 показана на рисунку 2.1.

В основу створення технологічної схеми переробки вторинної сировини покладено принцип максимального поліпшення якості під час первинної обробки для досягнення найвищої ефективності при металургійних операціях [4-7]. Технологічна схема (рис.2.1) переробки вторинної алюмінієвої сировини охоплює процеси приймання, первинної обробки, металургійної переробки і відвантаження готової продукції.

Під час приймання сировину зважують, піддають піротехнічному контролю (як перед вивантаженням, так і в процесі вивантаження) і радіаційному контролю; виконують операції поділу сировини за окремими видами, визначають сортність і ступінь забрудненості [5-9].

Первинна обробка складається з таких основних технологічних операцій як сортування й розбирання брухту і відходів, приведення брухту до габаритного стану, обробка стружки (грохочення, дроблення, знежирювання, сушіння, магнітна сепарація), збагачення шлаків.

Сортування алюмінієвої вторинної сировини полягає в розподілі брухту і відходів за зовнішніми ознаками, за маркуванням та за допомогою спектрального аналізу. Видове сортування проводиться головним чином вручну; механізовані лише такі операції, як транспортування сировини, відсів дрібняку, відділення залізних приробок. На цих операціях застосовуються обертові столи, конвеєри і спеціалізовані конвеєрні лінії. Сортування брухту за крупністю і магнітна сепарація здійснюються на автоматизованих установках.



Рисунок 2.1 – Технологічна схема виробництва алюмінієвого сплаву АК7М2

Розбирання брухту і відходів полягає в звільненні основного металу або сплаву від засміченості іншими металами або неметалевими матеріалами. До основних операцій розбирання відносяться різання на ножицях, вогневе різання, дроблення провідників струму в гумовій і полімерній ізоляції, дроблення кабельного брухту, обробка літакового та іншого брухту.

Для виділення визначеного матеріалу з механічної суміші подрібненого продукту використовуються різні типи сепараторів. Так, ливарний брухт і брухт алюмінієвих сплавів, що деформуються, сортують за групами сплавів у важкосередовищних колісних сепараторах. Якщо поділювані матеріали еквівалентні за гравітаційними характеристиками, то необхідно використовувати електродинамічні сепаратори (біжуче магнітне поле), де поділ ведеться за електропровідністю. Для поділу здрібнених провідників струму на металеві продукти й органічну масу необхідно використовувати

електростатичні сепаратори. Для виділення залізних приробок із брухту і відходів слід використовувати електромагнітні сепаратори (залізовідокремлювачі) [15,16].

Приведення брухту і відходів до габаритного стану здійснюється пакетуванням на гідравлічних пресах. Завантаження середніх пресів здійснюється грейферним краном. Для завантаження дрібних пресів розроблений гідравлічний маніпулятор із багатощелепним грейфером. Для забирання пакетів від пресів установлюються консольно-поворотні крани вантажопідйомністю 0,5 т.

Готовою продукцією первинної обробки є брухт і відходи, підготовлені до металургійної переробки у вигляді партій, що містять сплави одного найменування, однієї групи й одного сорту.

Металургійна переробка підготовленої сировини включає підготовку шихти; плавлення шихти; рафінування сплавів; розливання сплавів у чушки або злитки з наступним укладанням у пакети; зважування, маркування і складування готової продукції.

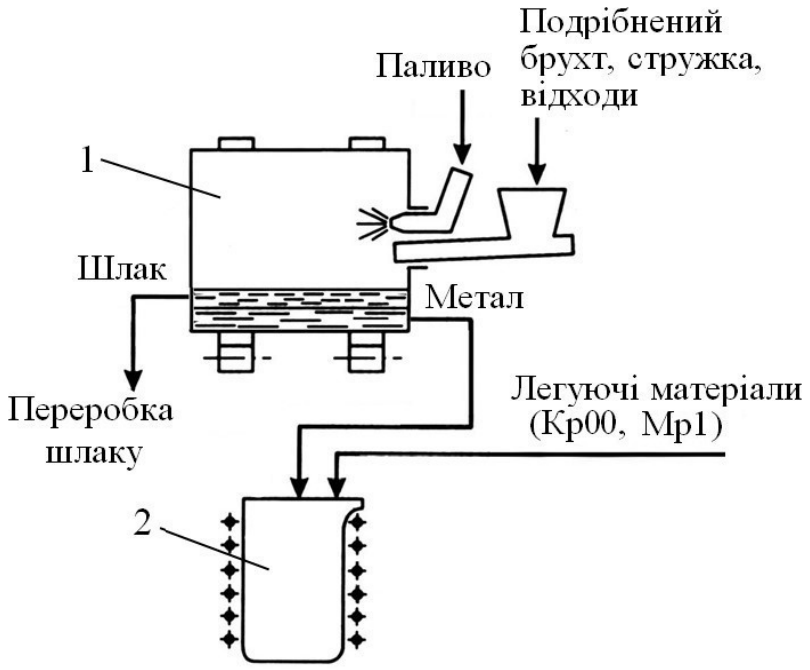
Готовою продукцією є алюмінієвий сплав у вигляді пакетів чушок, злитків і заготовок.

2.2 Опис технології виплавки сплаву АК7М2 із первинної і вторинної алюмінієвої сировини

Для виплавлення алюмінієвого сплаву АК7М2 із вторинної сировини вибрано принцип комбінування двох плавильних агрегатів, який дає можливість компенсувати недоліки одного типу плавильних печей перевагами іншої печі [11,13]. У роторній печі відбувається плавлення подрібненого брухту, стружки і дрібних відходів. Оплавлений рідкий алюмінієвий розплав стікає в індукційну тигельну піч, у якій коректують склад сплаву додаванням силіцію, міді, марганцю як легуючих матеріалів

відповідно до розрахунку шихти і матеріального балансу, також відбувається рафінування.

Комбінація роторної печі з індукційною тигельною є ефективною (рис.2.2). Дуплекс-процес дозволяє використовувати потужність тигельної печі на 100 %, а не на 75 %, як при роботі в звичайному режимі, оскільки метал не залишається в тиглі від попередньої плавки. Після проведення всіх необхідних технологічних операцій розплав цілком зливають у ківш для розливання в чушки і приступають до наступного циклу.



1 − роторна піч; 2 – індукційна тигельна піч

Рисунок 2.2 – Технологічна схема плавильної ділянки

Завантаження сировини у роторну піч (рис. 2.2) проводиться у два прийоми. Спочатку завантажується шихта (приблизно 70 % від загальної кількості шихти) для заповнення печі до рівня вантажного отвору, який розташовано у торці печі. Далі піч нагрівається 30–45 хв. для осадження завантаження (без підплавлення), а потім завантажується решта сировини. Після закінчення завантаження лотковий живильник відводиться в вихідну

позицію, зачиняється поворотна кришка з вбудованим топковим пристроєм і запалюється факел [11,13,16].

Під час завантаження і до повного розплавлення шихти для поліпшення перемішування брухту з флюсом, рівномірного “розтягання” завантаження по печі, прискорення процесу плавлення і більш повного видалення магнію з печі, забезпечується підвищена швидкість обертання печі – 2,72 об./хв. Після повного розплавлення шихти роторну піч переключають на робочу швидкість обертання – 1,4 об./хв.

Температура плавлення дорівнює 850 °С, загальне завантаження печі складає 40 т (30 т брухту і 10 т флюсу), а під час плавлення окислених зйомів співвідношення сировина:флюс змінюється до 1:1 [13,16].

По завершенні плавлення барабан зупиняється, відбирають пробу металу з печі на експрес-аналіз, далі відкривається льотка для випускання металу і поворотом печі розплавлений метал зливається у жолоб, по якому самопливом надходить у відбивну піч-міксер або у ківш. Зливання металу проводиться до проскоку сольового шлаку. Після повного зливання металу відкривають отвір зливання шлаку. Утворений у роторній печі вторинний шлак поворотом печі зливається у шлаківниці, що встановлені на ланцюгових конвейєрах. Через 2,5 год. після затвердіння шлаку шлаківниці мостовим краном знімаються з конвейєра і направляють у шлакові рундуки.

У процесі плавлення в індукційній тигельній печі метал рухається під дією сил електромагнітного поля, що створюється струмом первинної обмотки, по еліптичній траєкторії, паралельно вертикальній осі тигля. В результаті дзеркало металу в тиглі набуває опуклої форми (рис. 2.2). Захист такої поверхні флюсом важкий, тому що флюс стікає до стінок тигля. Виникаючі при такому русі металу відцентрові сили відкидають оксиди алюмінію (неелектропровідні частки) на стінки тигля, і вони міцно прилипають до матеріалу тигля, збільшуючи товщину стінки і зменшуючи його об’єм. Крім того, збільшується товщина прошарку між внутрішньою

поверхнею індуктора і зовнішньою поверхнею металу, що виконує роль вторинної обмотки повітряного трансформатора, і електричні характеристики печі погіршуються. Крім негативних наслідків описаного вище процесу є і корисні: у результаті відбувається очищення металу від твердих неметалевих включень (оксидів).

Перед зливанням готового розплаву сталевими піками сколюють шар оксидів, що утворився та у вигляді безформних брил спливає на поверхню розплаву, їх потім після обробки флюсом видаляють дірчастими ложками. Вміст металу в цьому продукті не перевищує 22–25 %. За результатами експрес-аналізу коректують хімічний склад сплаву [8,11,13,16]. При необхідності рафінують розплав від магнію.

Після завершення цих операцій нахилом печі метал зливають в ковші, із яких його розливають у чушки. Метал із тигля печі зливають на три чверті. Залишок створює короткозамкнений ланцюг вторинної обмотки. Під час плавлення вторинної алюмінієвої сировини в індукційних тигельних печах видобування металу змінюється від 91–92 % (для некомпактної сировини) до 97–98 % (для кускових і грудкових матеріалів).

2.3 Розрахунок шихти для виплавки сплаву АК7М2 із первинної і вторинної сировини

Розраховуємо склад шихти для виплавки алюмінієвого сплаву АК7М2 за методикою, наданої в роботі [20], хімічний склад якого надано в табл. 2.1.

Таблиця 2.1 – Хімічний склад сплаву АК7М2, % [9]

Основні компоненти				Домішки, не більше	
Si	Cu	Mg	Mn	Zn	Fe
6,0−8,0	1,5−3,0	0,2−0,6	0,2−0,6	0,5	1,0

Співвідношення між складовими компонентами шихти:

- брухт та відходи – 40 % (серед них 30 % брухту та 10 % відходів), в тому числі: брухту 1 сорту – 20 %,

брухту 2 сорту – 80 %,

відходів 1 сорту – 25 %,

відходів 2 сорту – 75%;

- стружка – 40 %, в тому числі:

стружки 1 сорту – 50 %,

стружки 2 сорту – 20 %,

стружки 4 сорту – 30 %;

- шлаки власного виробництва – 20 % в тому числі: 1 сорту – 100 %.

Розрахунок складаємо на 100 кг шихти, для одержання якої необхідно:

- брухт та відходи – 40 кг (серед них 30 кг брухту та 10 кг відходів), в тому числі: брухту 1 сорту – $30{,}00 \cdot 0{,}2 = 6{,}00$ кг,

брухту 2 сорту – $30{,}00 \cdot 0{,}8 = 24{,}00$ кг,

відходів 1 сорту – $10{,}00 \cdot 0{,}25 = 2{,}50$ кг,

відходів 2 сорту – $10{,}00 \cdot 0{,}75 = 7{,}50$ кг;

- стружка – 40 кг, в тому числі:

стружки 1 сорту – $40{,}00 \cdot 0{,}5 = 20{,}00$ кг,

стружки 2 сорту – $40{,}00 \cdot 0{,}2 = 8{,}00$ кг,

стружки 4 сорту – $40{,}00 \cdot 0{,}3 = 12{,}00$ кг;

- власні шлаки – 20 кг, в тому числі 1 сорту – $20{,}00 \cdot 1{,}0 = 20{,}00$ кг.

За складом сплаву АК7М2 вибираємо алюмінієвий брухт у вигляді бракованих деталей із деформівних алюмінієвих сплавів з низьким вмістом магнію, алюмінієві відходи литих деталей із ливарних алюмінієвих сплавів з високим вмістом міді, стружку і обрізки листів, стрічок з чистого, нелегованого алюмінію [9,16]. Склад шлаків власного виробництва відповідає середньому складу сплаву АК7М2.

Характеристика брухту приведена в таблиці 2.2.

Таблиця 2.2 – Характеристика алюмінієвого брухту

Компонент шихти	Маса, кг	Металургійний вихід, %	Вміст,%				
			Mg	Si	Cu	Zn	Fe
Брухт 1 с.	6,00	96	0,8	0,7	4,8	0,3	0,7
Брухт 2 с.	24,00	90	0,8	0,7	4,8	0,3	0,7

Визначаємо середній металургійний вихід

$$(6,0 \cdot 0,96 + 24,0 \cdot 0,90) : 30 = 0,912$$

та засміченість алюмінієвого брухту

$$(6 \cdot 4 + 24 \cdot 10) : 30 = 8,80\ \%.$$

Металева частина брухту складає

$$44,000 – 3,872 = 40,128\ \text{кг}.$$

Результати розрахунків складу зводимо у табл. 2.3.

Таблиця 2.3 – Склад алюмінієвого брухту

Елемент	Mg	Si	Cu	Zn	Fe	Засмі-ченість	Al	Сума
Вміст, %	0,730	0,638	4,378	0,274	0,638	8,80	84,542	100,0
Кількість, кг	0,219	0,191	1,314	0,082	0,191	2,64	25,363	30,0

Металева частина відходів складає

$$30,00 – 2,64 = 27,36\ \text{кг}.$$

Характеристика відходів приведена у табл.2.4.

Таблиця 2.4 – Характеристика алюмінієвих відходів

Компонент шихти	Маса, кг	Металургій-ний вихід, %	Вміст,%				
			Mg	Si	Cu	Zn	Fe
Відходи 1с.	2,5	96	0,8	0,7	4,8	0,3	0,7
Відходи 2с.	7,5	93	0,8	0,7	4,8	0,3	0,7

Визначаємо середній металургійний вихід

$$(2,5 \cdot 0,96 + 7,5 \cdot 0,93) : 10 = 0,9375$$

та засміченість алюмінієвих відходів

$$(2,5 \cdot 4 + 7,5 \cdot 7) : 10 = 6,25\ \%.$$

Результати розрахунків складу зводимо у табл. 2.5.

Таблиця 2.5 – Склад алюмінієвих відходів

Елемент	Mg	Si	Cu	Zn	Fe	Засмі-ченість	Al	Сума
Вміст, %	0,750	0,656	4,50	0,281	0,656	6,250	86,907	100,0
Кількість, кг	0,075	0,066	0,45	0,028	0,066	0,625	8,690	10,00

Металева частина відходів складає

$$10,000 – 0,625 = 9,375\ \text{кг}.$$

Характеристика стружки приведена в таблиці 2.6.

Визначаємо середній металургійний вихід

$$(20,0 \cdot 0,90 + 8,0 \cdot 0,75 + 12,0 \cdot 0,85) : 40 = 0,855$$

та засміченість алюмінієвої стружки

$$20,0 \cdot 10 + 8,0 \cdot 0,75 + 12,0 \cdot 0,85) : 40 = 14,5\ \%.$$

Таблиця 2.6 – Характеристика алюмінієвої стружки

Компонент шихти	Маса, кг	Металургійний вихід, %	Вміст,%				
			Mg	Si	Cu	Zn	Fe
Стружка 1с.	20,0	90	-	0,5	0,05	0,1	0,5
Стружка 2с.	8,0	75	-	0,5	0,05	0,1	0,5
Стружка 4с.	12,0	85	-	0,5	0,05	0,1	0,5

Металева частина стружки складає

$$40,0 – 5,8 = 34,2 \text{ кг.}$$

Результати розрахунків складу зводимо у таблиці 2.7.

Таблиця 2.7 – Склад алюмінієвої стружки

Елемент	Mg	Si	Cu	Zn	Fe	Засмі-ченість	Al	Сума
Вміст, %	-	0,428	0,043	0,086	0,428	14,50	84,515	100,0
Кількість, кг	-	0,1712	0,0172	0,0344	0,1712	5,80	33,806	40,0

Склад шлаків визначається середнім складом сплаву АК7М2 (табл. 2.8).

Таблиця 2.8 – Характеристика алюмінієвих шлаків

Компонент шихти	Маса, кг	Металургійний вихід, %	Вміст, %					
			Mg	Si	Cu	Mn	Zn	Fe
Шлаки 1 с.	20,00	80	0,4	7,0	2,25	0,4	0,5	1,0

Визначаємо середній металургійний вихід

$$(20,0 \cdot 0,8) / 20 = 0,80$$

та засміченість шлаків

$$(20 \cdot 20) / 20 = 20 \text{ \%.}$$

Результати розрахунків складу шлаків зводимо у табл. 2.9.

Таблиця 2.9 – Склад алюмінієвих шлаків

Елемент	Mg	Si	Cu	Mn	Zn	Fe	Засміченість	Al	Сума
Вміст, %	0,32	5,60	1,80	0,32	0,40	0,80	20,00	70,76	100
Кількість, кг	0,064	1,12	0,36	0,064	0,08	0,16	4,00	14,152	20

Металева частина шлаків складає

$$20,00 – 4,00 = 16,00 \text{ кг.}$$

Складаємо перший розрахунковий склад шихти (табл. 2.10).

Таблиця 2.10 – Перший розрахунковий склад шихти

Компонент шихти	Mg	Si	Cu	Mn	Zn	Fe	Засміченість	Al	Сума	Сума металу
Брухт	0,219	0,191	1,314	-	0,082	0,191	2,640	25,363	30	
Відходи	0,075	0,066	0,450	-	0,028	0,066	0,625	8,690	10	
Стружка	-	0,1712	0,0172	-	0,0344	0,1712	5,800	33,806	40	
Шлаки	0,064	1,120	0,360	0,064	0,08	0,160	4,0	14,152	20	
Сума, кг	0,358	1,5482	2,1412	0,064	0,2244	0,5882	13,065	82,011	100	86,935
Сума, %	0,412	1,781	2,463	0,074	0,258	0,677	-	94,335	-	100

Кількість легуючого матеріалу на 100 кг металевої частини кінцевого продукту визначаємо з рівняння матеріального балансу по кремнію:

$$99{,}0 \cdot x + 1{,}781 \cdot (1 - x) = 7{,}00,$$

де x – частка легуючого компонента кремнію у кінцевому продукті;

99,0; 1,781; 7,0 – вміст Si відповідно у легуючому компоненті, першому розрахунковому складі шихти, кінцевому продукті, %.

Звідки x = 0,0536.

Таким чином, для отримання 100 кг металевої частини кінцевого продукту необхідно 5,36 кг кремнію марки Кр00 (99,0 % Si) та 94,64 кг металевої частини першого розрахункового складу шихти.

Складаємо другий розрахунковий склад шихти після введення кремнію (табл. 2.11).

Таблиця 2.11 – Другий розрахунковий склад шихти

Компонент шихти	Частка	Mg	Si	Cu	Mn	Zn	Fe	Al	Сума
Шихта №1	0,9464	0,39	1,69	2,33	0,07	0,24	0,64	89,28	94,64
Кремній	0,0536	–	5,31	–	–	–	0,03	0,02	5,36
Всього	1,0	0,39	7,00	2,33	0,07	0,24	0,67	89,30	100,0

З другого розрахункового складу шихти видно, що для одержання потрібного складу сплаву необхідно збільшити кількість марганцю. Як легуючий матеріал використовуємо марганець марки Мр1 (99,95 % Mn, решта алюміній).

Кількість легуючого матеріалу на 100 кг металевої частини кінцевого продукту визначаємо з рівняння матеріального балансу по марганцю:

$$99{,}95 \cdot x + 0{,}07 \cdot (1 - x) = 0{,}40,$$

де x – частка легуючого компонента Mn у кінцевому продукті;

99,95; 0,07; 0,40 – вміст марганцю відповідно у легуючому компоненті, другому розрахунковому складі шихти, кінцевому продукті, %.

Звідки x = 0,0033.

Таким чином, для отримання 100 кг металевої частини кінцевого продукту необхідно 0,33 кг Mn марки Мр1 та 99,67 кг металевої частини другого розрахункового складу шихти.

Складаємо третій розрахунковий склад шихти після додавання марганцю (табл. 2.12).

Таблиця 2.12 – Третій розрахунковий склад шихти

Компонент шихти	Частка	Mg	Si	Cu	Mn	Zn	Fe	Al	Сума
Шихта №2	0,9967	0,389	6,977	2,322	0,07	0,239	0,668	89,005	99,67
Марганець	0,0033	–	–	–	0,33	–	–	–	0,33
Всього	1,0	0,389	6,977	2,322	0,40	0,239	0,668	89,005	100,0

Третій розрахунковий склад шихти (табл. 2.12) відповідає вимогам, які забезпечують отримання сплаву заданого складу по всіх компонентах.

Визначаємо масу складових шихти для одержання сплаву :

брухт 1 сорту	6,0 · 0,9464 · 0,9967 = 5,66 кг,
брухт 2 сорту	24,0 · 0,9464 · 0,9967 = 22,64 кг,
відходи 1 сорту	2,5 · 0,9464 · 0,9967 = 2,36 кг,
відходи 2 сорту	7,5 · 0,9464 · 0,9967 = 7,07 кг,
стружка 1 сорту	20,0 · 0,9464 · 0,9967 =18,87 кг,
стружка 2 сорту	8,0 · 00,9464 · 0,9967 = 7,54 кг,
стружка 4 сорту	12,0 · 0,9464 · 0,9967 = 11,32 кг,
шлаки 1 сорту	20,0 · 0,9464 · 0,9967 = 18,87 кг,
кремній Кр00	5,36 · 0,9464 = 5,34 кг,
марганець Мр1	0,33 кг
Всього	100,00 кг.

Результати розрахунків складу шихти по компонентах зводимо у таблицю 2.13.

Визначаємо масу металевої частини шихти, враховуючи засміченість її складових (табл. 2.14).

Таблиця 2.13 – Склад шихти для плавки

Компонент шихти	Маса шихти, кг	Маса металу, кг	Mg		Si		Cu		Mn		Zn		Fe		Al	
			%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг
Брухт 1 с.	5,66	5,43	0,8	0,05	0,7	0,04	4,8	0,27	-	-	0,3	0,02	0,7	0,04	92,7	5,24
Брухт 2 с.	22,64	20,38	0,8	0,18	0,7	0,16	4,8	1,09	-	-	0,3	0,07	0,7	0,16	92,7	20,98
Відходи1с.	2,36	2,27	0,8	0,02	0,7	0,02	4,8	0,11	-	-	0,3	0,01	0,7	0,02	92,7	2,18
Відходи2с.	7,07	6,57	0,8	0,06	0,7	0,05	4,8	0,34	-	-	0,3	0,02	0,7	0,05	92,7	6,55
Стружка1с.	18,87	16,98	-	-	0,5	0,09	0,05	0,01	-	-	0,1	0,02	0,5	0,09	98,85	18,66
Стружка2с.	7,54	5,66	-	-	0,5	0,04	0,05	0,004	-	-	0,1	0,008	0,5	0,04	98,85	7,448
Стружка4с.	11,32	9,62	-	-	0,5	0,06	0,05	0,006	-	-	0,1	0,012	0,5	0,06	98,85	11,182
Шлаки 1с.	18,87	15,10	0,4	0,08	7,0	1,32	2,25	0,42	0,4	0,08	0,5	0,09	1,0	0,19	88,45	16,69
Кремній Кр00	5,34	5,34	-	-	99,1	5,29	-	-	-	-	-	-	0,5	0,03	0,40	0,02
Марганець Мр1	0,33	0,332	-	-	-	-	-	-	99,95	0,33	-	-	-	-	-	-
Всього	100,00	87,68	0,45	0,39	7,86	7,07	2,57	2,25	0,47	0,41	0,29	0,25	0,78	0,68	87,58	86,95

Таблиця 2.14 – Кількість та склад металевої частини шихти

Компонент	Кількість, кг	Вміст, %
Брухт	5,66 · 0,96 + 22,64 · 0,9 = 25,81	29,44
Відходи	2,36 · 0,96 + 7,07 · 0,93 = 8,84	10,08
Стружка	18,87·0,90 + 7,54·0,75 + 11,32·0,85 = 32,26	36,79
Шлаки	18,87 · 0,8 = 15,1	17,22
Кремній Кр00	5,34	6,09
Марганець Мр1	0,33	0,38
Всього	87,68	100,00

Визначаємо спільну засміченість шихти:

брухт 8,8 · 30 · 0,9464 · 0,9967 / 100 = 2,49 %,

відходи 6,25 · 10 · 0,9464 · 0,9967 / 100 = 0,59 %.

стружка 14,5 · 40 · 0,9464 · 0,9967 / 100 = 5,47 %,

шлаки 20,0· 20 · 0,9464 · 0,9967 / 100 = 3,77 %.

Всього 12,32 %.

Таким чином спільна засміченість шихти складає 12,32 %. Якщо таку шихту направити на плавку, то витяг металу у сплав АК7М2 досягне:

$$90 – [(90,9 - 87,8) / (16 – 12)] \cdot (12,32 – 12,0) = 90,65\ \%.$$

Витрата флюсів на 1 т шихти становитиме:

$$410 + [(580 - 410) / (16 – 12)] \cdot (12,32 – 12,0) = 424\ \text{кг}.$$

Економічна ефективність плавлення такої сировини буде низькою. Для підвищення економічної ефективності металургійної переробки вибраної сировини необхідна первинна підготовка окремих її складових.

2.4 Складання матеріального балансу плавлення вторинної алюмінієвої сировини для виробництва сплаву АК7М2

Вилучення металу під час плавлення підготовленої шихти з врахуванням втрат становить

$$100 – 6,24 = 93,76\ \%,$$

де 100 – спільний вміст металу у шихті, %;

6,24 – механічні втрати металу зі шлаком (додаток А [20]), %.

Угар шихти під час плавлення розраховуємо за формулою [20]:

$$У = 10^{-2} \cdot \sum_{i=1}^{n} (У_i \cdot С_i), \qquad (2.1)$$

де $У_i$ – угар і-того елемента сплаву, %;

$С_i$ – вміст і-того елемента у складі шихти, %;

n – кількість елементів у складі сплаву.

За формулою (2.1) знаходимо угар шихти:

$$У = (2,5 \cdot 88,95 + 1,75 \cdot 7,07 + 2,5 \cdot 2,25 + 6,5 \cdot 0,39 + 2,5 \cdot 0,41 +$$

$$+ 4,0 \cdot 0,25 + 0,75 \cdot 0,68) / 100 = 2,45\ \%.$$

Тоді спільний витяг металу з урахуванням угару шихти складає:

$$93,76 – 2,45 = 91,31\ \%.$$

Для отримання 1000 кг сплаву необхідно мати у шихті металу

$$1000 / 0,9131 = 1095,17 \text{ кг},$$

в тому числі:

брухту $1095,17 \cdot 0,2944 = 322,42$ кг,

відходів $1095,17 \cdot 0,1008 = 110,39$ кг,

стружки $1095,17 \cdot 0,3679 = 402,91$ кг,

шлаків $1095,17 \cdot 0,1722 = 188,59$ кг,

кремнію $1095,17 \cdot 0,0609 = 66,7$ кг,

марганецю $1095{,}17 \cdot 0{,}0038 = 4{,}16$ кг.

Визначаємо скільки кожного компонента необхідно зашихтувати (у натуральному вигляді) з урахуванням засміченості та ін.

Визначаємо масу брутто кожного компонента шихти, враховуючи засміченість та ін.:

брухту $322{,}42 / 0{,}912 = 353{,}53$ кг,

відходів $110{,}39 / 0{,}9375 = 117{,}75$ кг,

стружки $402{,}91 / 0{,}855 = 471{,}24$ кг,

шлаків $188{,}59 / 0{,}8 = 235{,}74$ кг,

кремнію 66,70 кг,

марганцю 4,16 кг.

Всього 1249,12 кг.

Визначаємо кількість вологи та мастила, що потрапляють на плавлення зі стружкою

$$471{,}245 – 402{,}91 = 68{,}33 \text{ кг.}$$

За даними практики приймаємо, що вміст мастила та вологи у засміченості складає 15 % та 20 % відповідно.

Кількість вологи у стружці становить

$$68{,}33 \cdot 20 / 100 = 13{,}67 \text{ кг.}$$

У стружці знаходиться мастила

$$68{,}33 \cdot 15 / 100 = 10{,}25 \text{ кг.}$$

Визначаємо кількість повітря, що необхідно для згоряння мастила та окислення металу шихти. Приймаємо, що мастило складається з 85 % вуглецю та 15 % водню. Отже, мастило містить

$$10{,}25 \cdot 85 / 100 = 8{,}71 \text{ кг вуглецю}$$

та $10{,}25 \cdot 15 / 100 = 1{,}54$ кг водню.

При згоранні 8,71 кг вуглецю витрачається

$$8{,}71 \cdot 32 / 12 = 23{,}23 \text{ кг кисню}$$

та утворюється $8{,}71 \cdot 44 / 12 = 12{,}32$ кг CO_2.

При згорянні 1,54 кг водню витрачається

$$1{,}54 \cdot 16 / 2 = 12{,}32 \text{ кг кисню}$$

та утворюється $1{,}54 \cdot 18 / 2 = 13{,}86$ кг H_2O.

Для визначення кількості кисню, що витрачається на окислення металу шихти (втрати внаслідок окиснення 2,6 %) знайдемо масу окисленого алюмінію

$$1085{,}17 \cdot 2{,}6 / 100 = 28{,}47 \text{ кг.}$$

Тоді потрібно кисню

$$28{,}47 \cdot 96 / 108 = 25{,}31 \text{ кг.}$$

Таким чином, необхідна для плавки кількість кисню становить

$$23{,}23 + 12{,}32 + 25{,}31 = 60{,}86 \text{ кг}$$

або витрачається

$$60{,}86 / 0{,}21 = 289{,}76 \text{ кг повітря.}$$

При плавленні утворюється

$$12{,}32 + 13{,}67 + 13{,}86 + (289{,}76 – 60{,}86) = 288{,}42 \text{ кг димових газів.}$$

Разом з 1249,12 кг шихти в піч надходить

$$1249{,}12 – 1095{,}17 = 153{,}95 \text{ кг засміченості.}$$

З цієї кількості засміченості у шлак переходить

$$153{,}95 – (13{,}67 + 10{,}25) = 130{,}03 \text{ кг оксидів.}$$

Для плавлення 1 т шихти з засміченістю 12,32 % потрібно 424,0 кг флюсу (NaCl : KCl). Перерахуємо кількість флюсу для плавлення 1249,12 кг шихти:

$$1249{,}12 \cdot 424{,}0 / 1000 = 464{,}35 \text{ кг.}$$

Визначаємо кількість хлориду натрію у даній суміші

58,5 NaCl міститься у 133 (NaCl + KCl)

х кг NaCl міститься у 464,35 кг (NaCl + KCl)

Звідки х = 204 кг.

Кількість хлориду калію у даній суміші дорівнює

$$464,35 – 204,0 = 260,35 \text{ кг.}$$

Загальна кількість матеріалів, що надходять у роторну піч, дорівнює

$$1249,12 + 289,76 + 260,35 = 1799,23 \text{ кг.}$$

Під час плавлення до сплаву переходить 1000 кг металу. До шлаку перейде 6,24 + 2,45 = 8,69 % металу шихти або

$$1095,17 \cdot 8,69 / 100 = 95,17 \text{ кг.}$$

Загальна кількість оксидів, що перейде до шлаку, становить

$$153,95 – (13,67 + 10,25) + (28,47 + 25,31) = 183,81 \text{ кг.}$$

Отже загальна кількість шлаку, що утвориться під час плавлення шихти, становить

$$95,17 + 183,81 + 464,35 = 743,33 \text{ кг.}$$

Результати розрахунку матеріального балансу зводимо у табл. 2.15.

Таблиця 2.15 – Матеріальний баланс виплавки сплаву АК7М2

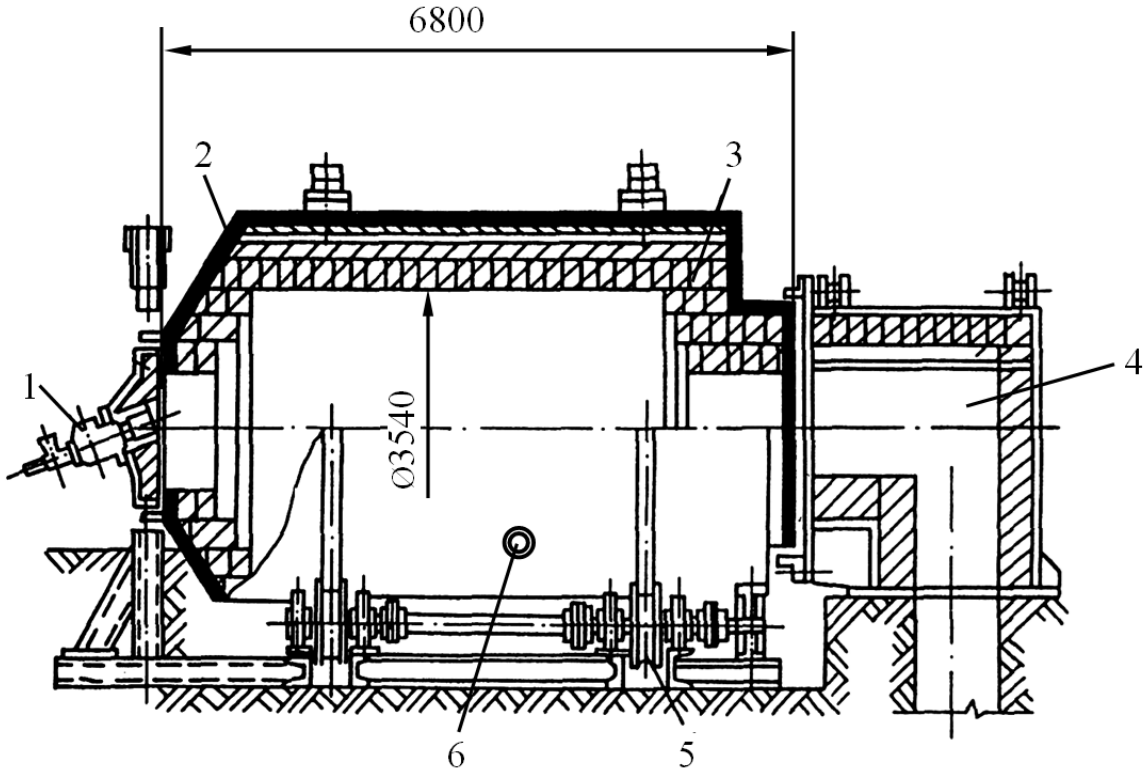
Надходження			Витрачання		
Речовина	Кількість		Речовина	Кількість	
	кг	%		кг	%
Шихта, в тому числі:	1249,12	62,35	Сплав	1000,00	49,92
брухт	353,53	17,65	Шлак, в тому числі:	714,86	35,68
відходи	117,75	5,88	метал	53,78	2,68
стружка	471,24	23,52	MeO	196,73	9,82
шлак	235,74	11,77	солі, в тому числі:	464,35	23,18
кремній	66,70	3,33	NaCl	183,82	9,18
марганець	4,16	0,20	KCl	234,10	11,68
Повітря, в тому числі:	289,81	14,47	Na_3AlF_6	46,43	2,32
O_2	60,86	3,04	Димові гази, в тому	288,42	14,40
N_2	228,95	11,43	числі:		
Флюс, в тому числі:	464,35	23,18	CO_2	38,78	1,94
NaCl	183,82	9,18	H_2O	20,69	1,03
KCl	234,10	11,68	N_2	228,95	11,43
Na_3AlF_6	46,43	2,32			
Всього	2003,28	100,00	Всього	2003,28	100,00

3 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА

3.1 Конструкції плавильних печей

Для виплавки алюмінієвого сплаву АК7М2 із вторинної сировини вибрано принцип комбінування двох плавильних агрегатів - роторної печі, в якій відбувається плавлення подрібненого брухту, стружки і дрібних відходів, та індукційної тигельної печі, у якій отримують готовий сплав.

Плавлення вторинної низькоякісної алюмінієвої сировини для приготування розплаву сплаву АК7М2 відбувається в роторній печі (рис.3.1). Піч являє собою циліндр футерований вогнетривким матеріалом, що обертається навколо горизонтальної вісі [11,13].



1 – пальник (форсунка); 2 – кожух; 3 – шамотна футеровка; 4 – лежак; 5 – механізм обертання; 6 – льотка для випускання металу

Рисунок 3.1 – Барабанна роторна піч

Плавлення шихти здійснюється у барабані роторної печі, охопленому кожухом, виготовленим з листової сталі товщиною 16 мм. На кожух

насаджені два сталеві бандажі, якими барабан спирається на дві пари сталевих опорних роликів. Упорні катки обмежують осьове переміщення барабана. Всередині барабан футеровано шамотною цеглою та шаром азбесту або спеціальною набивною масою. Обертання роторної печі здійснюється від електродвигуна через редуктор і зубчаті муфти. Швидкість обертання роторної печі складає 1–8 об./хв [11,16].

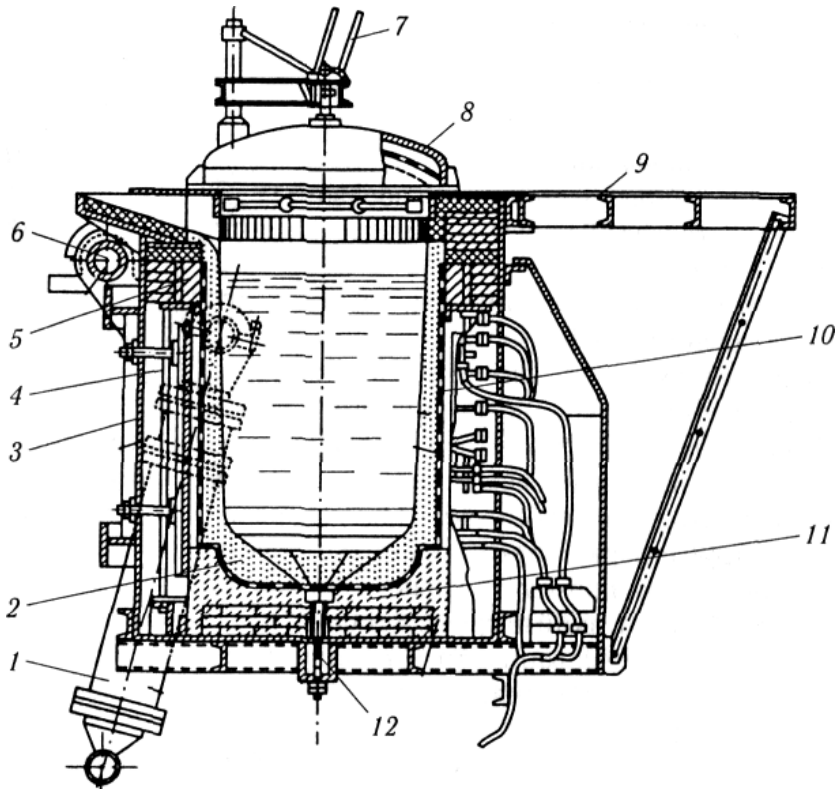
В роторних печах можна переплавляти алюмінієвий скрап будь-якого виду. Проте особливості роботи роторних печей дозволяють застосовувати їх для переплавляння дрібного матеріалу та забрудненої стружки.

Якщо в нерухомій печі метал нагрівається лише внаслідок обігрівання поверхні садки, то в роторній печі, що обертається, метал нагрівається і зверху, і знизу. У таких печах склепіння і черінь постійно обмінюються місцями, тому внутрішня кладка печей, яка нагрівається в верхньому положенні, віддає тепло, коли переходить в нижнє положення. Крім того, метал постійно перемішується в результаті обертання печей, що сприяє теплопередачі [15,16].

Індукційна тигельна піч (рис. 3.2) являє собою тигель 2 з вогнетривкого матеріалу, встановлений на черені 11, закріпленому у металевому каркасі 3, і оточений індуктором 10 з магнітопроводами 4.

Піч повертається навколо осі за допомогою двох гідравлічних циліндрів 1, розміщених з боків печі. Циліндричний кожух з листової сталі, що зварений з рамою та робочою площадкою, утворює каркас 3 печі. В основу роботи індукційної тигельної печі покладено трансформаторний принцип передачі електричної енергії індукцією від первинного ланцюга до вторинного [11,12].

Первинною обмоткою повітряного трансформатора є індуктор, у середині якого знаходиться вогнетривкий тигель з металом. Розплавлений метал є вторинною обмоткою.



1 – гідравлічний циліндр; 2 – тигель; 3 – каркас; 4 – магнітопровід; 5 – металеве кільце; 6 – вісь повертання печі; 7 – димохід; 8 – футерована кришка; 9 – робоча площадка; 10 – індуктор; 11 − черінь; 12 – електрод сигналізації

Рисунок 3.2 – Індукційна тигельна піч [11]

Електропіч зверху закривають зварною, футерованою вогнетривким бетоном кришкою, обладнаною гідравлічним механізмом підіймання і нахилу.

3.2 Матеріальний баланс горіння палива

Визначаємо витрату повітря, кількість та склад продуктів згоряння палива, нижчу теплоту згоряння палива при спалюванні в роторній печі природного газу, що містить: %: 92,4 CH_4; 0,6 C_2H_6; 1,2 C_4H_{10}; 0,3 C_5H_{12}; 0,10 CO_2; 5,4 N_2). Розрахунок провести при α=1,0 та α=1,1. Приймаємо, що газ

сухий (0 % H_2O) та при розрахунках речовини реагують у стехіометричних відношеннях.

Розрахунок проводимо на 100 м^3 сухого газу за методикою [20].

Горіння елементів палива відбувається за реакціями:

$$CH_4 + 2O_2 = CO_2 + 2H_2O + 35800 \text{ кДж/м}^3, \quad (3.1)$$

$$C_2H_6 + 3{,}5O_2 = 2CO_2 + 3H_2O + 64940 \text{ кДж/м}^3, \quad (3.2)$$

$$C_4H_{10} + 6{,}5O_2 = 4CO_2 + 5H_2O + 118694 \text{ кДж/м}^3, \quad (3.3)$$

$$C_5H_{12} + 8O_2 = 5CO_2 + 6H_2O + 146500 \text{ кДж/м}^3, \quad (3.4)$$

Складові природного газу CO_2 та N_2 переходять у димові гази.

Для проходження реакції (3.1)

$$\begin{array}{ccccccc} 92{,}4 & & x & & y & & z \\ CH_4 & + & 2O_2 & = & CO_2 & + & 2H_2O \\ 16 & & 64 & & 44 & & 36 \end{array}$$

потрібно x= 369,6 м^3 O_2 і утворюється y=254,1 м^3 CO_2, z=27,9 м^3 H_2O.

Аналогічно розраховуємо витрату кисню для спалювання решти компонентів газу і результати записуємо в табл. 3.1.

У результаті розрахунку дістанемо:

– при α=1,0 потрібно 369,6 + 2,24 + 4,3 + 1,1 = 377,24 м^3 O_2, або теоретична витрата повітря на 100 м^3 природного газу дорівнює 77,24 : 0,21 = 1792,1 м^3;

– при α=1,1 практична витрата повітря на 100 м^3 палива становить $V_n^{1,1}$=1971,3 м^3, об’єм димових газів – 2071 м^3.

Визначаємо нижчу теплоту згоряння природного газу:

$$Q_н^p = \sum_{i=1}^{n} q_i \cdot c_i ,$$

де q_i – тепловий ефект реакції горіння і-ого елемента палива, кДж/м^3;

Таблиця 3.1 – Розрахунок витрати повітря та кількості димових газів

Компоненти, що беруть участь у горінні							Продукти згоряння, димові гази, м^3				
Паливо			Повітря, м^3								
Компонент	Кількість		Номер реакції	O_2	N_2	Усього	CO_2	H_2O	N_2	O_2	Усього
	%	м^3									
CH_4	92,4	92,4	(1)	369,6	1390,4	1760	254,1	207,9	1390,4	–	1852,4
C_2H_6	0,6	0,6	(2)	2,24	8,43	10,67	1,76	1,08	8,43	–	11,27
C_4H_{10}	1,2	1,2	(3)	4,3	2,71	16,18	3,64	2,23	2,71	–	8,58
C_5H_{12}	0,3	0,3	(4)	1,1	4,14	5,24	0,95	0,47	4,14	–	5,56
CO_2	0,1	0,1	-	–	–	–	0,1	–	–	–	0,1
N_2	5,4	5,4	–	–	–	–	–	–	5,4	–	5,4
Усього, α=1,0	100	100	–	377,24	1405,68	1792,1	260,55	211,68	1411,08	–	1883,31
Усього, α=1,1	100	100		414,96	1546,25	1971,3	260,55	211,68	1552,19	37,72	2071,64

c_i – вміст *i*-го елемента у складі палива, частка;

n – кількість елементів у складі палива.

$$Q_н^p = 35800 \cdot 0{,}924 + 64940 \cdot 0{,}006 + 118694 \cdot 0{,}012 +$$
$$+ 146500 \cdot 0{,}003 = 35332{,}67 \text{ кДж/м}^3.$$

На підставі розрахунку горіння палива складаємо матеріальний баланс горіння палива (табл. 3.2).

3.3 Розрахунок теплового балансу барабанної роторної печі

Складаємо тепловий баланс роторної печі і визначаємо витрату природного газу для виплавлення алюмінієвого сплаву марки АК7М2 у барабанній роторній печі продуктивністю 3,75 т/год. Склад шихти, який відповідає середньому хімічному складу сплаву АК7М2, наведено в табл. 2.13. Температура шихти, що завантажується, становить 20 °С. Температура шлаків, що зливаються, становить 800 °С. Температура підігрівання повітря становить 300 °С. Температура газів на виході з печі становить 1000 °С.

Таблиця 3.2 – Матеріальний баланс горіння палива

Надходження			Витрачання		
Речовина	Кількість		Речовина	Кількість	
	%	$м^3$		%	$м^3$
Природний газ, у тому числі:	4,83	100,00	Димові гази, в тому числі:	100,00	2071,64
CH_4	4,46	92,4	CO_2	12,58	260,55
C_2H_6	0,028	0,6	H_2O	10,22	211,68
			N_2	74,93	1552,19
C_4H_{10}	0,058	1,2	$O_{2\ надл}$	1,82	37,72
C_5H_{12}	0,015	0,3			
CO_2	0,005	0,1			
N_2	0,045	5,4			
Повітря, у тому числі:	95,16	1971,3			
O_2	20,03	414,96			
N_2	75,64	1546,25			
Усього	100,00	2071,64	Усього	100,00	20719,64

Надходження теплоти

1. Теплота від згоряння палива:

$$Q_T = Q_н^p \cdot B,$$

де $Q_н^p$ – нижча теплота згоряння природного газу, кДж/$м^3$;

B – витрата палива, $м^3$/год.

$$Q_T = 35332{,}67 \cdot B \text{ кДж/год.}$$

2. Фізична теплота, що вноситься підігрітим повітрям:

$$Q_п = B \cdot V_п^{1,1} \cdot C_п \cdot t_п,$$

де $V_п^{1,1}$ – практична витрата повітря на одиницю палива при α=1,1 (табл. 3.2), $м^3/м^3$;

C_n – середня теплоємність повітря при t_n (табл. А.5, [20]), кДж/(м^3·°С);

t_n – температура підігрівання повітря, °С.

$$Q_n = B \cdot \frac{1971,3}{100} \cdot 1,3181 \cdot 300 = 7795,11 \cdot B \text{ кДж/год.}$$

3. Теплота екзотермічних реакцій при окисленні шихти, що нагрівається:

$$Q_{екз} = q \cdot G \cdot a ,$$

де $q = 10^{-2} \cdot \sum_{i=1}^{n} q_i \cdot C_i$ – тепловий ефект реакції окислення шихти заданого складу, що нагрівається, кДж/кг;

C_i – вміст і-ого елемента у складі шихти, %;

q_i – тепловий ефект реакції окислення і-ого елемента шихти (табл. А.6 [20]), кДж/кг:

$$q = 10^{-2} \cdot (0,35 \cdot 25470 + 5,5 \cdot 30670 + 7 \cdot 2468 + 0,5 \cdot 7084 + 0,6 \cdot 5523 +$$
$$+ 1,2 \cdot 7306 + 84,35 \cdot 30523 + 0,5 \cdot 4166) = 27871,97 \text{ кДж/кг;}$$

G – годинна продуктивність печі, кг/год.;

a – кількість металу, що окислився (частка від маси шихти), 0,0246.

$$Q_{екз} = 27871,97 \cdot 5500 \cdot 0,0246 = 3771077,54 \text{ кДж/год.}$$

4. Загальне надходження теплоти:

$$Q_{пр} = Q_T + Q_n + Q_{екз} .$$

$$Q_{пр} = 43127,78 \cdot B + 3771077,54 \text{ кДж/год.}$$

Витрачання теплоти

1. Витрата теплоти на нагрівання та розплавлення металу:

$$Q_н = G \cdot \left[C_1 \cdot (t_{пл} - t_н) + i + C_2 \cdot (t_р - t_{пл}) \right],$$

де C_1 – середня теплоємність алюмінію при нагріванні від $t_н$ до $t_{пл}$ (табл. А.7

[20]), кДж/(кг·°С):

$$C_1 = \left(C_{t_н} + C_{t_{ПЛ}}\right) : 2 = \left(0{,}890 + 1{,}255\right) : 2 = 1{,}0725 \text{ кДж/(кг·°С);}$$

C_2 – середня теплоємність алюмінію при нагріванні від $t_{пл}$ до $t_р$ (табл. А.7 [20]), кДж/(кг·°С):

$$C_2 = \left(C_{t_{ПЛ}} + C_{t_Р}\right) : 2 = \left(1{,}255 + 1{,}176\right) : 2 = 1{,}2155 \text{ кДж/(кг·°С);}$$

i – прихована теплота плавлення алюмінію, i = 389,7 кДж/кг;

$t_{пл}$ – температура плавлення металу, $t_{пл}$ = 660 °С;

$t_н$ – температура шихти, що завантажується, $t_н$ = 20 °С;

$t_р$ – робоча температура у печі, $t_р$ = 850 °С.

$$Q_н = 5500 \cdot [1{,}0725 \cdot (660 – 20) + 389{,}7 + 1{,}2155 \cdot (850 – 660)] =.$$

$$= 7188775 \text{ кДж/год.}$$

2. Теплота, що виноситься шлаками:

$$Q_{шл} = G_{шл} \cdot C_{шл} \cdot t_{шл},$$

де $G_{шл}$ – годинний вихід шлаків, $G_{шл}$ = 1250 кг/год.;

$C_{шл}$ – середня теплоємність шлаків при $t_{шл}$, кДж/(кг·°С):

$$C_{шл} = \left(C_{NaCl} + C_{KCl}\right)/2 = \left(0{,}976 + 0{,}755\right)/2 = 0{,}8655 \text{ кДж/(кг·°С);}$$

$t_{шл}$ – температура зливання шлаку, °С.

$$Q_{шл} = 1250 \cdot 0{,}8655 \cdot 800 = 866000 \text{ кДж/год.}$$

3. Втрати теплоти з димовими газами, що виходять з робочого простору печі:

$$Q_{дг} = B \cdot V_{дг}^{1,1} \cdot C_{дг} \cdot t_{дг},$$

де $V_{дг}^{1,1}$ – об'єм димових газів на одиницю спалюваного палива при α=1,1 (табл. 3.2), м^3/ м^3;

$C_{дг} = \sum_{i=1}^{n} V_i \cdot C_i$ – середня теплоємність димових газів при $t_{дг}$, кДж/(м^3·°С);

C_i – середня теплоємність і-ого продукту згоряння при $t_{дг}$ (табл. А.5 [20]),), кДж/(м^3·°С);

V_i – об'ємна частка і–того продукту згоряння в димових газах (табл. 3.2);

$$C_{дг} = 0{,}1258 \cdot 2{,}2266 + 0{,}1022 \cdot 1{,}7133 + 0{,}7493 \cdot 1{,}3938 +$$

$$+ 0{,}0182 \cdot 1{,}4801 = 1{,}5265 \text{ кДж/(м}^3\text{·°С)};$$

$t_{дг}$ – температура димових газів на виході з печі, °С.

$$Q_{дг} = B \cdot \frac{2071{,}64}{100} \cdot 1{,}5265 \cdot 1000 = 31623{,}585 \cdot B \text{ кДж/год.}$$

4. Витрати теплоти в результаті хімічної неповноти згоряння палива:

$$Q_{хим} = 12100 \cdot B \cdot V_{дг}^{1,1} \cdot k_1,$$

де k_1 – кількість палива, що не догоряє, приймаємо k_1=0,02.

$$Q_{хим} = 12100 \cdot B \cdot \frac{2071{,}64}{100} \cdot 0{,}02 = 5013{,}37 \cdot B \text{ кДж/год.}$$

5. Втрати теплоти з механічним недогорянням:

$$Q_{мех} = B \cdot Q_н^p \cdot k_2,$$

де k_2 – кількість втраченого палива, приймаємо k_2 =0,03.

$$Q_{мех} = B \cdot 35332{,}67 \cdot 0{,}03 = 1059{,}98 \cdot B \text{ кДж/год.}$$

6. Втрати теплоти в навколишнє середовище:

$$Q_{нав} = k_3 \cdot G,$$

де k_3 – питомі втрати теплоти, 84–167,5 кДж/кг. Оскільки в печі висока температура, то приймаємо верхню межу, тобто 167,5 кДж/кг.

$$Q_{нав} = 167{,}5 \cdot 5500 = 921250 \text{ кДж/год.}$$

7. Невраховані втрати теплоти:

$$Q_{нп} = 0{,}1 \cdot Q_T ,$$

$$Q_{нп} = 0{,}1 \cdot 35332{,}67 \cdot B = 3533{,}267 \cdot B \text{ кДж/год.}$$

8. Загальні витрати теплоти:

$$Q_в = Q_н + Q_{шл} + Q_{дг} + Q_{хим} + Q_{мех} + Q_{нав} + Q_{нп},$$

$$Q_в = 41230{,}202 \cdot B + 8976025 \text{ кДж/год.}$$

Визначаємо витрату палива B із рівності статей надходження та витрати теплоти:

$$Q_{пр} = Q_в .$$

$$43127{,}78 \cdot B + 3771077{,}54 = 41230{,}22 \cdot B + 8976025,$$

$$B = 2743 \text{ м}^3\text{/год.}$$

Питома витрата палива $B_T = 2743 / 5{,}5 = 498{,}7$ м^3/т.

Після підстановки витрати палива одержуємо:

$$Q_T = 96917513{,}8 \text{ кДж/год,}$$

$$Q_п = 21381986{,}7 \text{ кДж/год,}$$

$$Q_{дг} = 86743493{,}7 \text{ кДж/год,}$$

$$Q_{хим} = 13751673{,}9 \text{ кДж/год,}$$

$$Q_{мех} = 2907525{,}14 \text{ кДж/год,}$$

$$Q_{нп} = 9691751{,}38 \text{ кДж/год.}$$

Результати розрахунків зводимо в табл. 3.3.

Таблиця 3.3 – Тепловий баланс роторної печі

Надходження теплоти			Витрачання теплоти		
Стаття	Кількість		Стаття	Кількість	
	%	МДж/год		%	МДж/год
1. Теплота від згоряння палива	79,394	96917,5	1. Теплота на нагрівання і розплавлення металу	5,889	7188,775
2. Фізична теплота, що внесена підігрітим повітрям	17,516	21381,9	2. Теплота, що виноситься шлаками	0,709	866
3. Теплота екзотермічних реакцій	3.089	3771	3. Втрати теплоти з димовими газами	71,060	86743,5
			4. Втрати теплоти від хімічної неповноти згоряння палива	11,265	13751,7
			5. Втрати теплоти з механічним недогорянням	2,381	2907,5
			6. Втрати теплоти в навколишнє середовище	0,754	921,25
			7. Невраховані втрати теплоти	7,939	9691,7
			8. Нев’язка	0,001	1,0
Усього	100,00	122070,4	Усього	100,00	122070,4

3.4 Конструктивний розрахунок барабанної роторної печі

Визначаємо розміри барабанної роторної печі для виплавки 30 т алюмінієвого сплаву АК7М2, яка опалюється природним газом, за методикою приведеною в роботі [20].

Внутрішній діаметр печі знаходимо за формулою [20]:

$$D_{вн} = \sqrt{\frac{4 \cdot V_{дг}}{\pi \cdot \omega_t}}, \qquad (3.5)$$

де $V_{дг}$ – секундний об'єм димових газів, що утворюються в печі при її середній температурі, м^3/с;

ω_t – допустима швидкість руху газів в печі при її середній температурі (для більшості печей знаходиться в межах 0,5−2,0 м/с), м/с.

Знаходимо внутрішній діаметр печі за формулою (3.5), прийнявши за практичними даними ω_t=1,15 м/с:

$$D_{вн} = \sqrt{\frac{4 \cdot 2071{,}64 \cdot 1971{,}3}{3{,}14 \cdot 1{,}15 \cdot 3600 \cdot 100}} = 3{,}54 \text{ м.}$$

Для визначення довжини печі та коефіцієнта заповнення робочого простору виходимо з таких умов:

– піч у поперечному перерізі має форму циліндра без ребер і конічних частин;

– піч заповнюється розплавом до рівня вантажного вікна.

Схема до розрахунку печі надана на рис. 3.3.

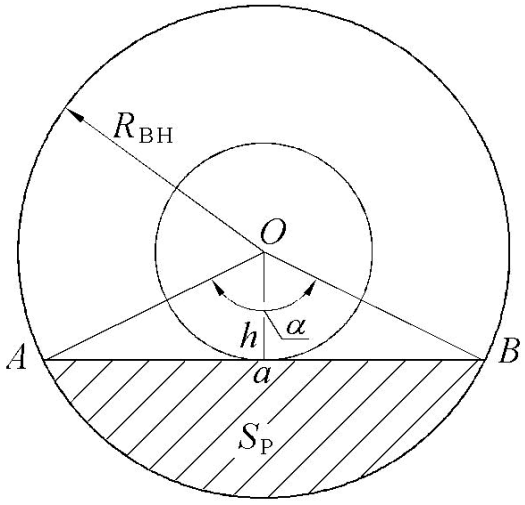


Рисунок 3.3 – Схема до розрахунку роторної печі

Площу перерізу розплаву S_p визначаємо за формулою:

$$S_p = S_{сект}^{AOB} - S_{тр}^{AOB}, \qquad (3.6)$$

де $S_{сект}^{AOB} = \dfrac{\pi \cdot R_{вн}^2}{360} \cdot \alpha$ – площа сектора АОВ (рис. 3.1), м^2;

$S_{тр}^{AOB} = \dfrac{|AB| \cdot h}{2}$ – площа трикутника АОВ (рис. 3.1), м^2;

α – кут при вершині сектора АОВ, град.;

h – радіус вантажного вікна (для роторних печей h складає 15−20 % від внутрішнього діаметра печі), приймаємо h =0,602 м.

З розгляду прямокутного трикутника ОаВ (рис. 3.1) знаходимо величину кута α по теоремі косинусів:

$$\cos\frac{\alpha}{2} = \frac{|OB|^2 + |Oa|^2 - |aB|^2}{2 \cdot |OB| \cdot |Oa|} = \frac{R_{вн}^2 + h^2 - (|AB|/2)^2}{2 \cdot R_{вн} \cdot h}$$

та довжину ванни металу в перерізі (хорду АВ):

$$|AB| = 2 \cdot \sqrt{|OB|^2 - |Oa|^2} = 2 \cdot \sqrt{R_{вн}^2 - h^2} = 2 \cdot \sqrt{2{,}16^2 - 0{,}685^2} = 3{,}87 \text{ м.}$$

Тоді одержимо:

$$\cos\frac{\alpha}{2} = \frac{1{,}77^2 + 0{,}602^2 - (3{,}33/2)^2}{2 \cdot 1{,}77 \cdot 0{,}602} = 0{,}339,$$

тобто α =140 °.

Підставляючи значення довжини хорди АВ та кута α в формулу (3.6), одержимо:

$$S_p = \frac{\pi \cdot R_{вн}^2 \cdot \alpha}{360} - \frac{|AB| \cdot h}{2} = \frac{3{,}14 \cdot 1{,}77^2 \cdot 140}{360} - \frac{3{,}33 \cdot 0{,}602}{2} = 2{,}82 \text{ м}^2.$$

Коефіцієнт заповнення перерізу печі матеріалом φ знаходимо за формулою:

$$\varphi = S_p / S_{заг}, \qquad (3.7)$$

де $S_{заг} = \pi \cdot R_{вн}^2$ – загальна площа перерізу печі, м^2.

Коефіцієнт заповнення печі дорівнює

$$\varphi = 2{,}82/9{,}83 = 0{,}29,$$

тобто піч заповнюється на 1/3 об’єму.

Об’єм, що зайнято розплавом, при завантаженні 30 т алюмінієвого сплаву (густина 2,37 т/м^3) та 10 т флюсів (густина 1,54 т/м^3) дорівнює

$$V_p = 30/2{,}37 + 10/1{,}54 = 19{,}15 \text{ м}^2.$$

Довжину печі визначаємо за формулою:

$$L = V_p / S_p , \tag{3.8}$$

де $V_p = V_{Al} + V_ф$ – об’єм, що зайнятий розплавом при завантаженні алюмінієвого сплаву та флюсів, м^3;

S_p – площа ефективного перерізу печі (площа перерізу розплаву), м^2.

Тоді довжина барабанної роторної печі за формулою (3.8) дорівнює

$$L = 19{,}15/2{,}82 = 6{,}79 \text{ м}.$$

Діаметр і довжина барабанної роторної печі продуктивністю 3,75 т/год дорівнюють 3,54 та 6,79 м відповідно.

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1 Шкідливі та небезпечні чинники виробничого середовища щодо виробництва сплавів із первинної і вторинної алюмінієвої сировини

Сучасна техніка є потенційним джерелом високої небезпеки для життя та здоров'я працівників металургійного виробництва, які її використовують, та навколишнього середовища. Збереження здоров'я плавильників, які виготовляють алюмінієві сплави, підтримання ефективності та надійності їх праці на належному рівні є одним з аспектів застосування організаційні та технічних засобів і заходів з охорони праці.

Основними шкідливими чинниками під час виплавки алюмінієвих сплавів із вторинної алюмінієвої сировини є тепло- і газовиділяння, а також неіонізуюче випромінювання. Найбільша кількість теплоти виділяється під час плавлення брухту, приготування і розливання алюмінієвих сплавів, менша кількість тепловиділень – під час випалювання, термічного сушіння алюмінієвої стружки та твердіння зливків.

Джерелом інтенсивних тепловиділень є плавильні печі: роторні і індукційні тигельні печі. Під час плавлення вторинної сировини і рафінування алюмінієвого розплаву температура у печах не більше 1000 °С, але за рахунок вогнетривкої кладки і кожуху печі температура поверхні печі складає близько 30 °С [21]. Основна кількість теплоти виділяється при виливання алюмінієвого розплаву з печей, тому таку операцію слід проводити з використанням допоміжних щипців у спеціальних захисних рукавицях, а також теплота виділяється під час тверднення алюмінієвого сплаву.

Під час первинної обробки вторинної алюмінієвої сировини та її металургійної переробки для отримання алюмінієвих сплавів, робота, що проводиться, пов'язана з використанням і виділенням шкідливих речовин, наявністю і використанням електричного струму, експлуатацією обладнання

з підвищеною температурою. Невиконання правил безпеки може привести до отруєння шкідливими газами, травмам, ураженню електричним струмом, термічним і хімічним опікам.

До шкідливих речовин, що використовуються при виплавленні алюмінієвих сплавів із вторинної алюмінієвої сировини, належать хлорид натрію, кріоліт, хлорид калію [21,22]. Так хлорид натрію викликає подразнення слизових оболонок верхніх дихальних шляхів і шкіри, хлорид калію при попаданні на шкіряні рани ускладнює загоєння.

Перелік небезпечних і шкідливих виробничих чинників, які супроводжують виробництво алюмінієвих сплавів під час обробки вторинної алюмінієвої сировини приведено в табл. 4.1.

Таблиця 4.1 – Перелік небезпечних і шкідливих виробничих чинників

Наіменування шкідливого виробничого фактора	Пара-метр (норма)	Значення параметра на робочому місті	Характер дії на організм людини	Засоби захисту
Електричний струм	0,01А	Опір заземлення має бути не більше 10 Ом, опір ізоляції по паспорту на устаткування	Електрошок, електро-травма, електроудар, термічні опіки тіла, зупинка роботи серця і дихання	Діелект-ричні рукавиці

Для захисту від дії шкідливих речовин передбачено механічну вентиляцію та природну аерацію. На роботах із шкідливими умовами праці, а також в особливих температурних умовах повинні бути засоби індивідуального захисту (халат, рукавиці гумові, рукавиці бавовняні) [23-25].

4.2 Заходи щодо усунення шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища

Для поліпшення умов праці і захисту працюючих від теплової дії та виділення пічних газів передбачено наступні заходи: теплоізоляція, механічна вентиляція, природна аерація, спецодяг і засоби індивідуального

захисту плавильників.

Для того, щоб уникнути випадкового дотику до струмопровідної частини індукційних тигельних і роторних плавильних печей, вона захищається металевими ґратами. Трансформатори індукційних печей ізольовані в трансформаторних камерах, входити в трансформаторну камеру дозволяється лише електрику для переводу трансформатора печі на інший ступінь напруги).

Для захисту людини при дотику до будь-яких металевих частин печі застосовують захисне заземлення електропечі. Після ремонту або тривалого простою печі заземлення перевіряється в присутності начальника зміни, старшого електрика й заступника начальника цеху з устаткування. Норма захисного заземлення 4 Ом [22].

Засоби індивідуального захисту від поразки електричним струмом поділяють на основні й додаткові [22,23].. До основних засобів відносять засоби, ізоляція яких може надійно витримувати робочу напругу плавильного агрегату і такі, за допомогою яких можна торкатися струмоведучих елементів печі під напругою, а саме: діелектричні рукавички; інструмент із ізольованими рукоятками (викрутки, молотки з дерев'яними рукоятками, пасатижі тощо); покажчики напруги. До додаткових відносять засоби, що ізолюють та які самі не можуть забезпечити безпеку від поразки електричним струмом, але у свою чергу призначені для посилення дії основних засобів, а саме: діелектричні гумові килимки; дерев’яні містки.

Виробничі приміщення і місця зберігання вибухонебезпечних і пожежонебезпечних речовин повинні відповідати вимогам пожежної безпеки згідно з ГОСТ 12.1.004, вибухобезпечності згідно з ГОСТ 12.1.010 і повинні бути обладнані знаками пожежонебезпеки згідно з ГОСТ 12.4.026, засобами пожежогасіння згідно з ГОСТ 12.4.009 і пожежною сигналізацією [4,16].

Виробничі приміщення в місцях утворення шкідливих речовин, вибухонебезпечного пилу і пожежонебезпечних речовин повинні бути

обладнані вентиляцією відповідно до ГОСТ 12.4.021, відокремлені від джерел загоряння, вибуху і відкритого вогню таким чином, щоб забезпечити:

а) виконання санітарно-гігієнічних вимог щодо повітря робочої зони відповідно до ГОСТ 12.1.005;

б) герметизацію апаратури і комунікацій.

Повітропроводи для видалення пилу повинні мати гладкі внутрішні поверхні без карманів і поглиблень.

Для зняття статичної електрики пилоприймальники і повітропроводи вентиляційних установок повинні мати заземлення, виконане і позначене відповідно до ГОСТ 12.2.007.0— ГОСТ 12.2.007.14 і ГОСТ 21130.

Не допускають наявності сторонніх вибухонебезпечних предметів (сторонніх вибухонебезпечних речовин) у металобрухті. Підприємства й організації, що заготовляють, переробляють і переплавляють брухт та відходи кольорових металів і сплавів, а також які відвантажують або перевантажують металобрухт у портах та інших пунктах, повинні [4]: а) перевіряти весь брухт і відходи кольорових металів і сплавів на вибухобезпечність; б) видаляти з брухту і відходів усі предмети, що містять вибухонебезпечні, пальні і легкозаймисті речовини.

Контроль за вибухобезпечністю брухту і відходів кольорових металів та сплавів здійснюють під час відвантаження; розкриття вагонів, контейнерів, оглядання брухту і відходів, що постачають будь-яким видом транспорту; сортування на лініях, столах, майданчиках; пакетування; завантаження устаткування, що перероблює брухт; вогневого і механічного розбирання.

Для захисту від дії шкідливих хімічних речовин при плавлення передбачена механічна вентиляція (зонти над завантажувальними вікнами і вікном для видалення шлаків) та природна аерація. На роботах зі шкідливими умовами праці, а також в особливих температурних умовах повинні бути використаними засоби індивідуального захисту (бавовняний костюм, нарукавники, рукавиці гумові, рукавиці бавовняні, захисні платмасові щитки).

Для запобігання пожежі площу навколо роторної і тигельних плавильних печей необхідно очистити від легкозаймистих предметів і речовин. Щит з пожежним інвентарем, пісок для пожежогасіння і пожежний кран розмістити на відстані щонайбільше 50 м від печі [22].

Для запобігання вибухові заборонено користуватися відкритим полум'ям для пошуку місць витікання газу. Якщо в приміщені чути сильний запах газу, заборонено запалювати вогонь, а також вмикати та вимикати електрообладнання. Для запобігання вибухові перед розпалюванням печі необхідно протягом 5 хв провентилювати камеру печі повітрям, яке подавати в піч від дуттьового вентилятора крізь пальники.

Якщо під час розпалювання пальників газоповітряна суміш не запалюється або, коли гаснуть обидва пальники, необхідно перекрити надходження газу в піч і ще раз провентилювати камеру повітрям протягом 5 хв. Відтак виставити параметри газу і повітря, необхідні для розпалювання, і повторити процес розпалювання. У приміщені, де розташовані печі, має бути організована загальна вентиляція (природна та аварійна) для запобігання отруєнню оксидом вуглецю.

Щоб запобігти розбризкуванню розплаву, перед випусканням розплавленого металу треба обов'язково прогрівати жолоб спеціальним атмосферним пальником.

Регулярно перевіряти умови виробничої санітарії на робочому місці: освітлення і температуру повітря, ефективність вентиляції, чистоту [21].

Перед початком роботи слід оглянути зовні роторні та індукційні тигельні плавильні печі, газо- і повітропроводи, прилади та щит контрольно-вимірювальних приладів і апаратури, пересвідчитися в тому, що вони не мають зовнішніх пошкоджень. Пересвідчитися також, що запірно-регулюючі органи знаходяться в належному стані, тобто, ті крани, заслінки та засувки, які мають бути закриті є дійсно закритими, а ті, що мають бути відкритими є дійсно відкритими.

ВИСНОВКИ

1. Проаналізована класифікація алюмінієвих сплавів, надана характеристика складу та властивостей сплаву АК7М2.

2. Проаналізована структура вторинної алюмінієвої сировини та надана характеристика вторинної алюмінієвої сировини.

3. Проаналізовані фізико-хімічні основи плавлення і технологічні особливості переробки вторинної алюмінієвої сировини. Розроблена технологія виробництва сплаву АК7М2 із первинної і вторинної алюмінієвої сировини.

4. Для виплавки сплаву АК7М2 вибрано компонування роторної печі з індукційною тигельною піччю. Розроблено технологію виплавлення сплаву АК7М2 із вторинної алюмінієвої сировини за дуплекс-процесом. Така схема дуплекс-процесу забезпечує високу якість отриманого розплаву та дає змогу максимально використовувати високу продуктивність індукційної печі.

5. Розраховано склад шихти і складено матеріальний баланс виплавлення сплаву АК7М2, визначено витратні коефіцієнти.

6. Описано конструкцію плавильних печей для виплавки сплаву АК7М2 із первинної і вторинної алюмінієвої сировини. Виконано конструктивний розрахунок барабанної роторної печі. Складено тепловий баланс барабанної роторної печі для виплавки сплаву АК7М2, визначено питому витрату палива.

7. Проведено аналіз шкідливих і небезпечних виробничих чинників виробничого середовища щодо виробництва алюмінієвого сплаву АК7М2 із первинної і вторинної сировини. Розроблено заходи щодо поліпшення умов праці.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Boychenko S. V, Ivanchenko O. V, Yakovleva A. V. Recycling and Disposal of Aircraft: Global Trends and Features of Implementation. *Science-intensive technologies*. 2017. No. 2(34). P. 140–149

2. Bayliss C. The Aluminium Story. 2019 *Light Metals Keynote Session: Aluminum Industry*: Vision for the Next Decade. San Antonio, Texas. March 10-14, 2019. 41 p.

3. Гнатуш В. А. Світові тенденції ринку вторинної переробки відходів та брухту алюмінієвих сплавів. *Процеси лиття*. 2020. Т.141. №3. С.56-69.

4. Passarini, F., Ciacci L., Nuss P., Manfredi S. Material Flow Analysis of Aluminium, Copper, and Iron in the EU-28, EUR 29220 EN. Publications Office of the European Union: Luxembourg, 2018. 104 p.

5. Kevorkjjan V. The recycling of standard quality wrought aluminum alloys from low-grade contamined scrap. *J. Miner., Metals and Mater. Soc*. 2010. Vol. 62. № 8. P. 37–42.

6. The Age of Aluminium. *Aluminium International Today*. 2021. February. Issue 2-3. P.17.

7. ДСТУ 3211:2009 / ГОСТ 1639:2009. Брухт і відходи кольорових металів. Загальні технічні умови. [Чинний від 2009-10-05]. Вид. офіц. Київ : Держспоживстандарт України, 2011. 76 с.

8. Ливарні властивості металів і сплавів для прецизійного литва : підручник / В. О. Богуслаєв та ін., під ред.. С.І. Реп’яха та В.Г. Могилатенка. Запоріжжя : АТ «Мотор Січ», 2016. 474 с.

9. ДСТУ 2839 (ГОСТ 1583). Сплави алюмінієві ливарні. Технічні умови. [Чинний від 1994-10-31]. Вид. офіц. Київ : Держстандарт України, 1995. 54 с.

10. Belov N. A., Eskin D. G., Aksenov A.A. Multicomponent Phase Diagrams : Application for Commercial Aluminum Alloys. Elsevier. 2005. 413 p.

11. Нестеренко Т. М., Нестеренко О. М., Колобов Г. О., Грицай В. П. Виробництво алюмінієвих сплавів з рудної та вторинної сировини : навч. посіб. Київ : Вища школа, 2007. 207 с.

12. Верховлюк А. М., Нарівський А. В., Могилатенко 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

13. Ecomelt furnaces considerably reduce energy consumption. *Heat process*. 2012. Vol. 10. № 2. P. 64.

14. Bredikhin V., Shevelev A., Mirovich I. Intensification of Non-FerrousTurnings Preparation for Metallurgical Processing XXII International Mineral Processing Congress. Cape Town. : South Africa, 2003. P. 450−452.

15. Металургія кольорових металів. Ч.7. Вторинна металургія кольорових металів: підручник / В. М. Бредихін та ін. за заг. ред. І. Ф. Червоного. Запоріжжя : ЗДІА, 2009. 454 с.

16. 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.

17. Kircher G. Aluminium scrap as vital source of aluminium supply. *Erzmetall*. 2019. Vol. 64. № 4. P. 210-212.

18. Recycling Industry Yearbook 2019. Institute of Scrap Recycling Industries. USA. 2019. 80 p.

19. Сологуб М. А. Технологія конструкційних матеріалів. Київ : Вища школа, 2002. 374 с.

20. Нестеренко Т. М. Металургія легких металів : метод. вказівки до виконання курсової роботи. Запоріжжя : ЗДІА, 2004. 48 с

21. Гандзюк М. П., Желібо Е. П., Халимовський М. О. Основи охорони праці : підручник. Київ : Каравела, 2005. 393 с.

22. Жидецький В. Ц. Основи охорони праці : підручник. Львів : Афіша, 2002. 318 с

23. Одяг захисний. Загальні вимоги. ДСТУ ISO 13688:2001. Київ : Держстандарт України, 2002. 6 с.

24. Засоби індивідуального захисту рук. Спеціальні рукавички для захисту від хімічних речовин і мікроорганізмів. ДСТУ EN 374-2:2005. [Чинний від 2002-06-01]. Вид. офіц. Київ : Держстандарт України, 2001. 38 с.

25. ДСТУ EN 136:2003. Засоби індивідуального захисту органів дихання. Маски. Вимоги, випробовування, маркування. [Чинний від 2004-06-01]. Вид. офіц. Київ : Держстандарт України, 2004. 48 с.