

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 Технологічні особливості виплавки алюмінієвих сплавів із вторинної низькоякісної алюмінієвої сировини у роторній печі

Виконав: студент 4 курсу, групи 6.1360-м

Почерняєва Л.М.

(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 Проценко В.М.

(прізвище та ініціали)

(підпис)

Запоріжжя - 2024 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. Белоконь

“ 12 ” 02 2024 року

ЗАВДАННЯ
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ (ПРОЕКТ) СТУДЕНТУ

Почерняєвій Любові Миколаївні

(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема роботи (проекту) «Технологічні особливості виплавки алюмінієвих сплавів із вторинної низькоякісної алюмінієвої сировини у роторній печі»

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

затверджені наказом вищого навчального закладу від “26” грудня 2023 року № 2215-с

2. Строк подання студентом роботи (проекту) 14.06.2024

3. Вихідні дані до роботи (проекту) Алюмінієвий сплав АЛ15В. Вторинна низькоякісна алюмінієва сировина складається з 44 % брухту, 16 % відходів, 25 % стружки, 15 %, шлаків.

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
<i>Загальна частина</i>	<i>Нестеренко Т.М., доцент</i>	
<i>Технологічна частина</i>	<i>Нестеренко Т.М., доцент</i>	
<i>Конструкційна частина</i>	<i>Нестеренко Т.М., доцент</i>	
<i>Охорона праці та техногенна безпека</i>	<i>Нестеренко Т.М., доцент</i>	
<i>Нормоконтроль</i>	<i>Белоконь Ю.О., завідувач кафедри</i>	

7. Дата видачі завдання 12.02.2024 р.

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів дипломного проекту (роботи)	Строк виконання етапів проекту (роботи)	Примітка
1	<i>Вступ</i>	<i>10.06-16.06.2024</i>	
2	<i>Реферат</i>	<i>10.06-16.06.2024</i>	
3	<i>Загальна частина</i>	<i>13.05-19.05.2024</i>	
4	<i>Технологічна частина</i>	<i>20.05-26.05.2024</i>	
5	<i>Конструкційна частина</i>	<i>27.05-02.06.2024</i>	
6	<i>Охорона праці та техногенна безпека</i>	<i>03.06-09.06.2024</i>	
7	<i>Висновки</i>	<i>10.06-16.06.2024</i>	

Студент _____ *Почерняєва Л.М.*
(підпис) (прізвище та ініціали)

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

РЕФЕРАТ

Розрахунково-пояснювальна записка: 65 с., 23 табл., 7 рис., 18 джерел.

**ВТОРИННА НИЗЬКОЯКІСНА АЛЮМІНІЄВА СИРОВИНА,
ПАКУВАННЯ, ПЛАВЛЕННЯ, РОТОРНА ПІЧ, ТИГЕЛЬНА ПІЧ.**

Тема кваліфікаційної роботи бакалавра: Технологічні особливості виплавки алюмінієвих сплавів із вторинної низькоякісної алюмінієвої сировини у роторній печі.

Мета роботи – вивчення особливостей та розробка технології виплавки сплаву АЛ15В із вторинної низькоякісної алюмінієвої сировини.

У розділі «Загальна частина» наведена структура споживання алюмінію, обсяги переробки вторинної низькоякісної алюмінієвої сировини з лакофарбовим покриттям у різних країнах світу. Проаналізована структура вторинної алюмінієвої сировини та надана характеристика вторинної алюмінієвої сировини з лакофарбовим покриттям на поверхні: гнучкого, напівжорсткого та жорсткого пакування. Проаналізовані фізико-хімічні основи плавлення і технологічні особливості переробки вторинної алюмінієвої сировини.

У розділі «Технологічна частина» розроблено технологію виплавки сплаву АЛ15В за дуплекс-процесом, вибрано плавильні печі для плавлення вторинної алюмінієвої сировини. Розраховано склад шихти і складено матеріальний баланс для виплавлення сплаву АЛ15В із вторинної низькоякісної алюмінієвої сировини. Визначено витратні коефіцієнти для сировини і матеріалів.

У розділі «Конструкційна частина» описано конструкцію роторної та індукційної тигельної плавильних печей. Виконано конструктивний розрахунок роторної печі. Складено тепловий баланс виплавки сплаву АЛ15В та визначено питому витрату палива.

У розділі «Охорона праці та техногенна безпека» проведено аналіз шкідливих і небезпечних виробничих чинників виробничого середовища під час виробництва алюмінієвих сплавів із вторинної алюмінієвої сировини.. Розроблено заходи щодо поліпшення умов праці. Виконано розрахунок витрати повітря для повітряної завіси, підібрано вентилятор і калорифер.

ЗМІСТ

Вступ.....	7
1 Загальна частина.....	9
1.1 Переробка вторинної алюмінієвої сировини з лакофарбовим покриттям.....	9
1.2 Класифікація вторинної алюмінієвої сировини. Характеристика вторинної алюмінієвої сировини з лакофарбовим покриттям на поверхні.....	10
1.3 Фізико-хімічні основи плавлення алюмінієвої сировини.....	13
1.4 Особливості технології плавлення низькоякісної алюмінієвої сировини та флюсового рафінування розплавів.....	14
2 Технологічна частина.....	16
2.1 Технологічна схема виробництва сплаву АЛ15В із вторинної низькоякісної алюмінієвої сировини.....	16
2.2 Опис технології виплавки сплаву АЛ15В із вторинної низькоякісної алюмінієвої сировини.....	19
2.3 Розрахунок шихти для виплавки сплаву АЛ15В із вторинної низькоякісної алюмінієвої сировини.....	22
2.4 Складання матеріального балансу плавлення вторинної низькоякісної алюмінієвої сировини для виробництва сплаву АЛ15В.....	32
3 Конструкційна частина.....	37
3.1 Конструкції плавильних печей.....	37
3.2 Матеріальний баланс горіння палива.....	39
3.3 Розрахунок теплового балансу роторної печі.....	41
3.4 Конструктивний розрахунок роторної печі.....	48
4 Охорона праці та техногенна безпека.....	51
4.1 Шкідливі та небезпечні чинники виробничого середовища	

під час виробництва сплавів із вторинної низькоякісної алюмінієвої сировини.....	51
4.2 Заходи щодо усунення шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища.....	53
4.3 Розрахунок повітряно-теплової завіси.....	58
Висновки.....	63
Перелік джерел посилання.....	64

ВСТУП

Потребу різних галузей промисловості в алюмінії і алюмінієвих сплавах все більше задовольняють шляхом їх виробництва з вторинної сировини. Витрата електроенергії на переробку вторинної алюмінієвої сировини складає близько 5 % від витрати електроенергії на виробництво первинного алюмінію електролізом [1].

Важливо відзначити, що у загальному обсягу вторинної алюмінієвої сировини зростає частка алюмінієвих сплавів, що деформуються, а саме вторинної низькоякісної алюмінієвої сировини, поверхня якої покрита шаром фарб, лаку, органічних домішок. До такої вторинної низькоякісної алюмінієвої сировини належать використане пакування багатьох продуктів харчування (соків, йогуртів, консервів, кисломолочних продуктів, в тому числі дитячого харчування, мармеладу, майонезу, плавлених сирів, меду, халви тощо) та використані будівельні конструкції з шаром декоративних лаків та фарб, що вийшли з терміну використання, та ін.

Вторинна алюмінієва сировина з лакофарбовим покриттям є складним для рециклювання матеріалом. З одного боку, короткий «життєвий цикл» її, відносно висока вартість амортизаційного брухту пакування, достатньо хороша однорідність хімічного складу металевої частини, велика енергоємність матеріалу роблять привабливим процес її збирання і переробки. Проте, з іншого боку, виключно мала товщина метала, невеликі розміри і маса одиничного використаного пакувального виробу, наявність у його складі до 10 % неметалевих речовин, істотно ускладнюють процес утилізації [1,2].

Збільшення частки вторинної сировини у виробництві алюмінієвих сплавах, залучення до переробки не використовуваних раніше видів алюмінієвих брухту і відходів, застосування застарілого устаткування і застарілих технологій, загострення конкуренції на ринку, що скорочується,

зміна структури скрапу, що переробляють, визначають необхідність подальшого розвитку та вдосконалення способів і технологій металургійної переробки цієї сировини.

Метою кваліфікаційної роботи бакалавра є вивчення особливостей та розробка технології виплавки сплаву АЛ15В із вторинної низькоякісної алюмінієвої сировини.

Завдання кваліфікаційної роботи бакалавра:

1. Проаналізувати обсяги переробки вторинної низькоякісної алюмінієвої сировини з лакофарбовим покриттям.
2. Проаналізувати технологічні особливості та розробити технологію виплавлення сплаву АЛ15В із вторинної алюмінієвої сировини.
3. Описати конструкцію плавильних печей для виплавки сплаву АЛ15В із вторинної алюмінієвої сировини. Розрахувати роторну плавильну піч.
4. Розрахувати склад шихти і скласти матеріальний баланс процесу виплавки сплаву АЛ15В із вторинної алюмінієвої сировини.
5. Розрахувати тепловий баланс процесу плавлення в роторній печі.
6. Виявити шкідливі і небезпечні чинники виробничого середовища під час виробництва сплавів із вторинної алюмінієвої сировини.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1 Переробка вторинної алюмінієвої сировини з лакофарбовим покриттям

Сьогодні найважливішу роль у розвитку алюмінієвої промисловості займає виробництво вторинного алюмінію. Головними перевагами повторного використання алюмінію порівняно з виробництвом первинного металу є економія рудних і енергетичних ресурсів, істотне зниження шкідливого впливу на екологію та утилізація відходів споживання.

Аналіз сучасних тенденцій у розвитку виробництва і застосування алюмінію і його сплавів показує, що алюміній, який рециклують, стає важливим матеріалом нового сторіччя. Поступово стираються відмінності між первинним і вторинним металом і знімається питання про походження сировини для отримання алюмінієвих сплавів: електролізний алюміній або вторинний алюміній. По оцінках фахівців до 2030 р. споживання алюмінію в світі зростатиме до 50 млн. т, серед яких частка вторинного металу становитиме 22–24 млн. т [2,3].

Алюміній широко застосовується для виготовлення банок для прохолодних напоїв, консервних банок, аерозольних балонів, обгорткового фольги, блистерного пакування, баків тощо. Пакування споживає близько 21 % загальної кількості алюмінію, і ця цифра залишається порівняно постійною. У США частка пакування становить 28 % (рис. 1.1). В останні роки світове споживання алюмінієвих напівфабрикатів, в тому числі виливки, знаходиться в середньому на рівні 22 млн. т [4]. Отже, на пакування витрачається близько 4,5–4,7 млн. т алюмінію.

Згідно даних Європейської асоціації виробників алюмінію, в середньому за рік європейці використовують 42 алюмінієві банки, причому в Західній Європі цей показник збільшується, на відміну від центрально- і

східноєвропейських країн. За останні два роки зростання показників рециклінга алюмінієвої тари склало 5,4 %.

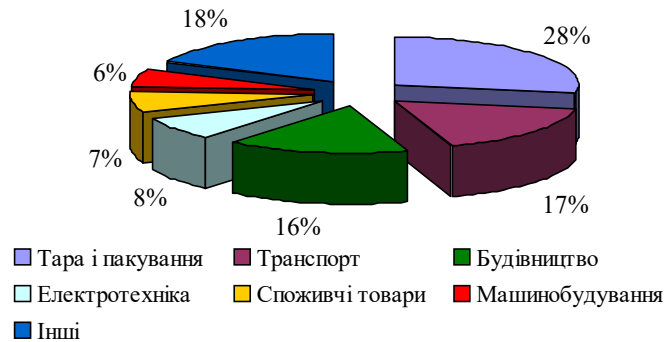


Рисунок 1.1 – Структура споживання алюмінію

Німеччина переробляє 96 % алюмінієвого пакування, промислові галузі якої з року в рік стають виробниками алюмінієвого брухту (табл. 1.1). У країні використовується високоефективна технологія Green Dot. Румунія і Болгарія рециклують по 34 % алюмінієвого брухту, замикають список із 26 європейських переробників алюмінію.

Таблиця 1.1 – Утворення алюмінієвих відходів промисловими галузями

Промислова галузь	Термін використання виробів, роки	Коефіцієнт утворення відходів, %
Транспорт	10	75
Машинобудування	10	60
Електротехніка	15	80
Будівництво	30	40
Обладнання	10	60
Тара, пакування	2	50
Товари побутового споживання	15	30

1.2 Класифікація вторинної алюмінієвої сировини. Характеристика вторинної алюмінієвої сировини з лакофарбовим покриттям на поверхні

Вторинна алюмінієва сировина дуже різноманітна, включає 76 видів найменувань за всіма видами класифікації брухту і відходів. 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. Джерелами утворення вторинної алюмінієвої сировини можуть бути брухт деталей машин, літаків, автомобільних і авіаційних двигунів, різних приладів, побутових та електротехнічних виробів та ін. [5]. До алюмінієвого вторинної сировини належать також шлаки і відходи ливарного виробництва, що містять від 20 % до 80 % Al.

Переробка алюмінієвого вторинної сировини в даний час проводиться повсюдно шляхом його переплавлення переважно на сплави певного складу.

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 (соків, молока, йогуртів, консервів, кисломолочних продуктів, в тому числі дитячого харчування, мармеладу, майонезу, плавлених сирів, меду, халви тощо);

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

Джерелом такого будівельного брухту є амортизаційний брухт алюмінієвих будівельних конструкцій з покриттями, що містять термомости, спейси та інші деталі з пластмаси. Вміст неметалевих включень в брухті може досягати 10 %.

Використання алюмінію як пакувального матеріалу обумовлено низкою переваг: герметичність пакування; корозійна стійкість, хімічна нейтральність до багатьох речовин і неабсорбентність пакування; теплостійкість і теплопровідність, що перевершують інші пакувальні матеріали; стійкість при низьких температурах; висока питома міцність; висока технологічність при формоутворенні пакування; відмінні декоративні

можливості, здібність до фарбування та інших покриттів, нанесення текстів тисненням; екологічність використання пакування (порівняна дешевизна його рециркулювання та утилізації) [6–9].

Алюміній є одним із найбільш універсальних матеріалів для пакування практично всіх можливих видів продукції. Для пакування використовується кожна п'ята тонна виробленого у світі алюмінію.

З алюмінію виготовляють такі види пакування:

1) гнучке (пакування для чаю, кави, цукерок, ліків, соків, молока, йогуртів та інше);

2) напівжорстке (контейнери та кришки для блистерного пакування ліків, одноразова тара для готових страв, пакування для запасів крові та ін.);

3) жорстке (туби для парфюмерних, косметичних та харчових товарів, накладні пробки пляшок, банки для напоїв і консервів, аерозольні балони та ін.).

Широке вживання знаходить гнучке пакування на основі алюмінієвої фольги, в тому числі ламінат (багатошарові композиції на основі фольги з використанням картону, паперу, пластмас та ін.). Для пакування фольгу виготовляють в основному з чистого алюмінію марок 1050, 1060, 1100, 1200 і 1201 [10].

Найзначнішу частину в жорсткому пакуванні займають алюмінієві банки для напоїв ємністю 0,33 і 0,5 л, що виготовляються штампуванням зі стрічки завтовшки 0,259–0,295 мм зі сплавів алюмінію з магнієм і марганцем – 3004 і 3104 (для корпусу банки) і 5182 (для кришки банки) [11].

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.

1.3 Фізико-хімічні основи плавлення алюмінієвої сировини

Незважаючи на те, що алюмінієві сплави є багатокомпонентними системами, під час плавлення вторинної алюмінієвої сировини, яка складається з багатьох марок алюмінієвих сплавів, відбуваються процеси, що визначаються переважно теплофізичними і фізико-хімічними властивостями алюмінію.

Алюміній має порівняно високу приховану теплоту плавлення (389,7 Дж/г) і вищу, ніж у багатьох інших металів, теплоємність, що за температури плавлення дорівнює 1,143 Дж/(г·°C) і зменшується до 1,088 Дж/(г·°C) при розплавленні металу [1,12].

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

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.

Таблиця 1.2 – Джерела втрат металу під час плавлення вторинної алюмінієвої сировини

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

Механічні втрати металу обумовлені заплутуванням рідкого металу в шлаку через поверхневі і в'язкісні явища та 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; по друге, підвищувати рідкоплинність шлаків застосуванням достатньої кількості флюсів і створити температурні умови, які сприяють виділенню крапель металу від шлаку.

1.4 Особливості технології плавлення низькоякісної алюмінієвої сировини та флюсового рафінування розплавів

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.

Підприємства використовують плавильні печі різних конструкцій, кожна з яких пристосована для плавлення певного виду вторинної алюмінієвої сировини [14-18]. 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. 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.

Перед виплавленням алюмінієвих сплавів із вторинної алюмінієвої сировини складають шихту, яка містить брухт, відходи та ін. Шихтування складається з двох етапів. Спочатку виконують попередній розрахунок на підставі даних про хімічний склад сировини. Після розплавлення шихти беруть пробу розплаву для експрес-аналізу, за результатами якого виконують перерахунок шихти для коректування хімічного складу розплаву додаванням розшихтувальних або легуючих матеріалів.

Технологічна послідовність плавки (черговість завантаження печі) – це визначення виду і кількості шихтових матеріалів для утворення рідкої ванни і металу, що проплавляється в рідкій ванні. Сировиною для утворення рідкої ванни є кусковий брухт, пакетований брухт, крупний шлак (розміром більше 100 мм), підготовчі сплави і брак в чушках. Кількість металу, потрібного для утворення рідкої ванни, складає 30–40 % від місткості печі [12-14].

У наплавленій рідкій ванні переплавляють некомпактну, легковагу сировину (стружку, дрібні обрізки, дрібний шлак, відходи пакування та іншу дрібну сировину). Перед завантаженням у піч такої сировини ванна металу повинна мати температуру 750–850 °С і бути покрита тонким шаром розплавленого флюсу. Одночасне завантаження некомпактної сировини складає близько 25 % маси рідкої ванни. Для уникнення швидкого окислення завантаженої некомпактної сировини негайно змішують в рідкий метал. Витрата флюсу залежить від окисленості сировини [3,11,14].

Під час металургійної переробки сировини з лакофарбовим покриттям утворюються розплави з підвищеним вмістом неметалевих включень (оксидів, нітридів, водня, включеннями шлаку та ін.). Тому для видалення оксидних включень та дегазації розплавів використовують рафінування.

2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

2.1 Технологічна схема виробництва сплаву АЛ15В із вторинної низькоякісної алюмінієвої сировини

Принципова технологічна схема переробки вторинної алюмінієвої сировини для виробництва сплаву АЛ15В показана на рисунку 2.1.

В основу створення технологічної схеми переробки брухту і відходів покладений 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.

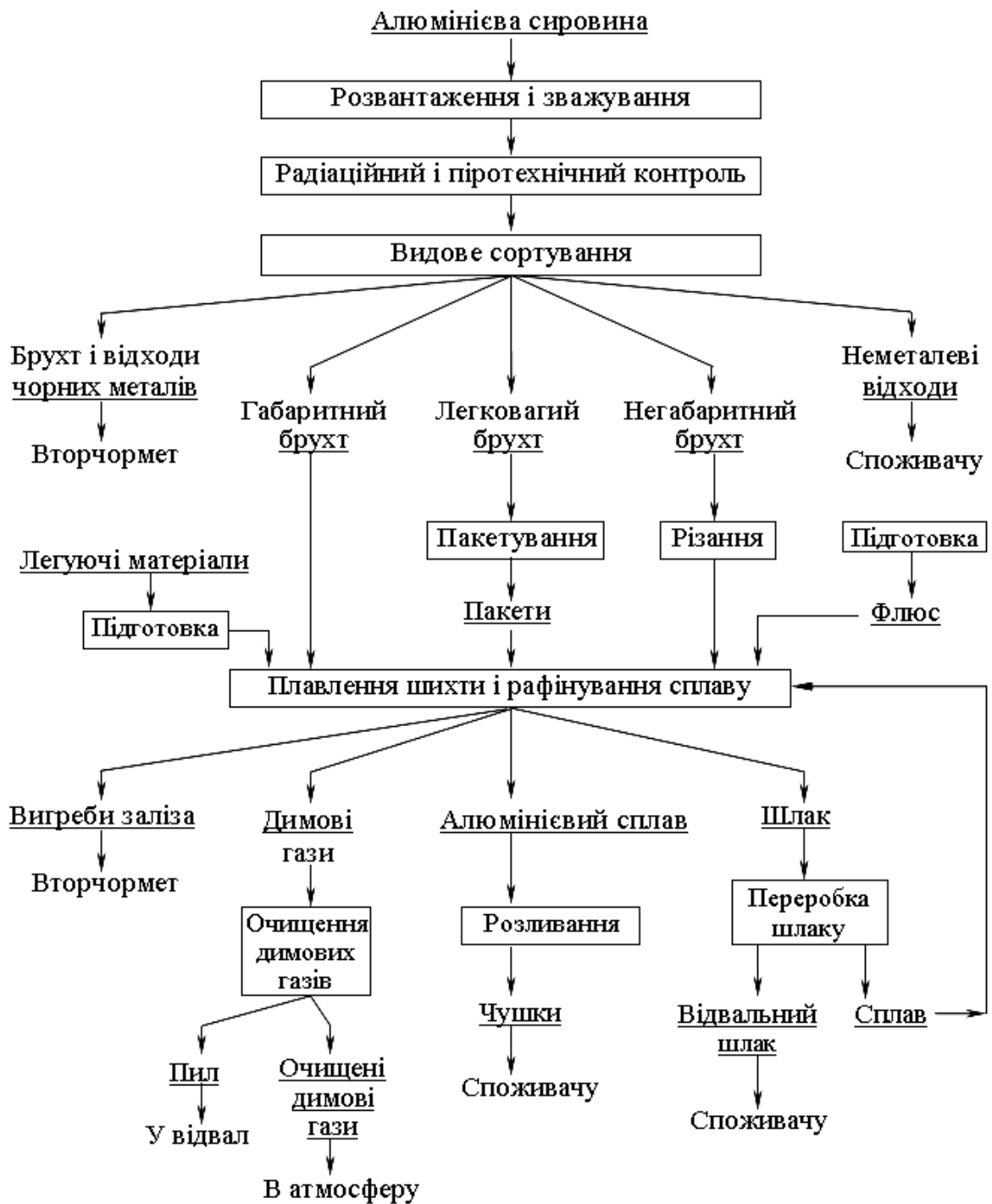


Рисунок 2.1 – Технологічна схема виробництва сплаву АЛ15В

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) [5-9,11].

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.

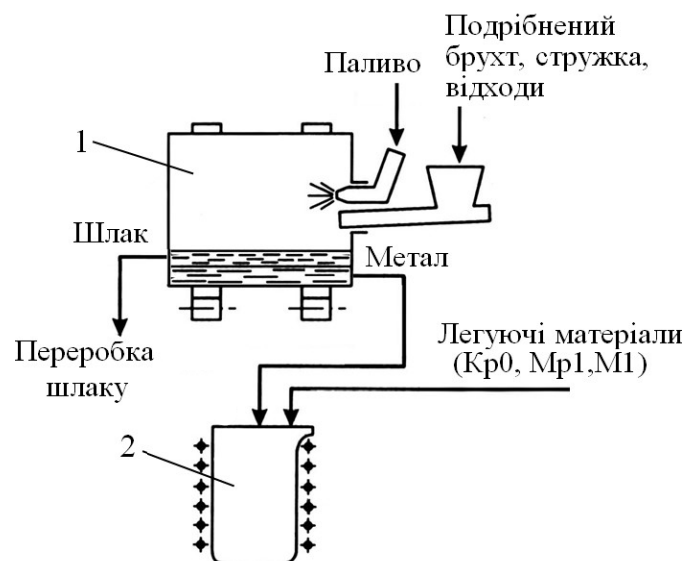
Металургійна переробка підготовленої сировини включає підготовку шихти; плавлення шихти; рафінування сплавів; розливання сплавів у чушки або злитки з наступним укладанням у пакети; зважування, маркування і складування готової продукції.

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

2.2 Опис технології виплавки сплаву АЛ15В із вторинної низькоякісної алюмінієвої сировини

Для виплавки алюмінієвого сплаву АЛ15В із вторинної сировини вибрано принцип комбінування двох плавильних агрегатів, який дає можливість компенсувати недоліки одного типу плавильних печей перевагами іншої печі. 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 ділянки плавлення

Завантаження сировини у роторну піч (рис. 2.2) проводиться у два прийоми. Спочатку завантажуються 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 завантажуються решта сировини. Після закінчення завантаження лотковий живильник відводиться в вихідну позицію, зачинається поворотна кришка з вбудованим топковим пристроєм і запалюється факел [10-12].

Під час завантаження і до повного розплавлення шихти для поліпшення перемішування брукхту 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 брукхту і 10 т флюсу), а під час плавлення окислених зйомів співвідношення сировина:флюс змінюється до 1:1.

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. Виникаючи 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 [4-6,9]. 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 АЛ15В з вторинної низькоякісної алюмінієвої сировини

Розраховуємо склад шихти для виплавки алюмінієвого сплаву АЛ15В за методикою, наданої в роботі [13], хімічний склад якого надано в табл. 2.1.

Таблиця 2.1 – Хімічний склад сплаву АЛ15 В, % [14]

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

Співвідношення між складовими компонентами шихти:

- брухт та відходи – 60 % (серед них $\frac{3}{4}$ брухту та $\frac{1}{4}$ відходів), в тому числі:
 - брухту 1 сорту – 20 %,
 - брухту 2 сорту – 80 %,
 - відходів 1 сорту – 25 %,
 - відходів 2 сорту – 75%;
- стружка – 25 %, в тому числі:
 - стружки 1 сорту – 50 %,
 - стружки 2 сорту – 20 %,
 - стружки 4 сорту – 30 %;
- шлаки власного виробництва – 15 % в тому числі: 1 сорту – 100 %.

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

- брухт та відходи – 60 кг (серед них 44 кг брухту та 16 кг відходів), в тому числі:
 - брухту 1 сорту – $44,00 \cdot 0,2 = 8,80$ кг,
 - брухту 2 сорту – $44,00 \cdot 0,8 = 35,20$ кг,
 - відходів 1 сорту – $16,00 \cdot 0,25 = 4,00$ кг,
 - відходів 2 сорту – $16,00 \cdot 0,75 = 12,00$ кг;
- стружка – 25 кг, в тому числі:
 - стружки 1 сорту – $25,00 \cdot 0,5 = 12,50$ кг,
 - стружки 2 сорту – $25,00 \cdot 0,2 = 5,00$ кг,

стружки 4 сорту – $25,00 \cdot 0,3 = 7,50$ кг;

- власні шлаки – 15 кг, в тому числі 1 сорту – $15,00 \cdot 1,0 = 15,00$ кг.

За складом сплаву АЛ15В 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 [13,15]. Склад шлаків власного виробництва відповідає середньому складу сплаву АЛ15В.

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.	8,80	96	0,8	0,7	4,8	0,3	0,7
Брухт 2 с.	35,20	90	0,8	0,7	4,8	0,3	0,7

Визначаємо середній металургійний вихід

$$(8,8 \cdot 0,96 + 35,2 \cdot 0,9) : 44 = 0,912$$

та засміченість алюмінієвого брухту

$$(8,8 \cdot 4 + 35,2 \cdot 10) : 44 = 8,80 \%$$

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	0,321	0,281	1,926	0,121	0,281	3,872	37,198	44,00

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.	4,00	96	0,8	8,0	6,0	0,6	1,6
Відходи 2с.	12,00	93	0,8	8,0	6,0	0,6	1,6

Визначаємо середній металургійний вихід

$$(4 \cdot 0,96 + 12 \cdot 0,93) : 16 = 0,9375$$

та засміченість алюмінієвих відходів

$$(4 \cdot 4 + 12 \cdot 7) : 16 = 6,25 \%$$

Металева частина відходів складає

$$16,00 - 1,00 = 15,00 \text{ кг.}$$

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, %	0,75	7,5	5,625	0,563	1,5	6,25	77,812	100,0
Кількість, кг	0,12	1,20	0,90	0,09	0,24	1,00	12,450	16,00

Характеристика стружки приведена в таблиці 2.6.

Таблиця 2.6 – Характеристика алюмінієвої стружки

Компонент шихти	Маса, кг	Металургійний вихід, %	Вміст, %				
			Mg	Si	Cu	Zn	Fe
Стружка 1с.	12,50	90	-	0,5	0,05	0,1	0,5
Стружка 2с.	5,00	75	-	0,5	0,05	0,1	0,5
Стружка 4с.	7,50	85	-	0,5	0,05	0,1	0,5

Визначаємо середній металургійний вихід

$$(12,5 \cdot 0,90 + 5,0 \cdot 0,75 + 7,5 \cdot 0,85) : 25 = 0,855$$

та засміченість алюмінієвої стружки

$$(12,5 \cdot 10 + 5,0 \cdot 25 + 7,5 \cdot 15) : 25 = 14,5 \%$$

Металева частина стружки складає

$$25,00 - 3,63 = 21,37 \text{ кг.}$$

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	0,0427	0,086	0,428	14,5	84.515	100,0
Кількість, кг	-	0,107	0,011	0,022	0,107	3,625	21.129	25.00

Склад шлаків визначається середнім складом сплаву (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.	15,00	80	0,5	4	4,25	0,4	2,0	1,3

Визначаємо середній металургійний вихід

$$(15 \cdot 0,8)/15 = 0,80$$

та засміченість шлаків

$$(15 \cdot 20)/15 = 20 \%$$

Металева частина шлаків складає

$$15,00 - 3,00 = 12,00 \text{ кг.}$$

Результати розрахунків складу шлаків зводимо у табл. 2.9.

Таблиця 2.9 – Склад алюмінієвих шлаків

Елемент	Mg	Si	Cu	Mn	Zn	Fe	Засміче ність	Al	Сума
Вміст, %	0,40	3,2	3,40	0,32	1,6	1,04	20	70,04	100
Кількість, кг	0,06	0,48	0,51	0,048	0,24	0,156	3,00	10,506	15

Складаємо перший розрахунковий склад шихти (табл. 2.10).

Таблиця 2.10 – Перший розрахунковий склад шихти

Компоне нт шихти	Mg	Si	Cu	Mn	Zn	Fe	Засміче ність	Al	Су ма	Сума метал у
Брухт	0,321	0,281	1,926	-	0,121	0,281	3,872	37,198	44	
Відходи	0,12	1,2	0,9	-	0,09	0,24	1,00	12,450	16	
Стружка	-	0,107	0,011	-	0,022	0,107	3,625	21,129	25	
Зйоми	0,06	0,48	0,51	0,048	0,24	0,156	3,0	10,506	15	
Сума, кг	0,501	2,068	3,347	0,048	0,473	0,784	11,497	81,283	100	88,503
Сума, %	0,566	2,337	3,783	0,054	0,534	0,886	-	91,84	-	100

З першого розрахункового складу шихти видно, що для одержання потрібного складу сплаву необхідно зменшити кількість магнію до вмісту його в продукті не більше 0,5 %. Як легуючий матеріал використовуємо технічний алюміній марки А8 (99,80 % Al; 0,12 % Fe; 0,02 % Cu; 0,02 % Mg; 0,02 % Mn).

Кількість розшихтовки на 100 кг металеві частини кінцевого продукту визначаємо з рівняння матеріального балансу по магнію:

$$0,02 \cdot x + 0,566(1 - x) = 0,50,$$

де x – частка розшихтовки у кінцевому продукті;

0,02; 0,566; 0,50 – вміст магнію відповідно у складі розшихтовки, першому розрахунковому складі шихти, кінцевому продукті, %.

Звідки $x = 0,1208$.

Таким чином, для отримання 100 кг металевої частини кінцевого продукту необхідно 12,08 кг розшихтовки марки А8 та 87,92 кг металевої частини першого розрахункового складу шихти.

Складаємо другий розрахунковий склад шихти після розшихтування магнію технічним алюмінієм (табл. 2.11).

Таблиця 2.11 – Другий розрахунковий склад шихти

Компонент шихти	Частка	Mg	Si	Cu	Mn	Zn	Fe	Al	Сума
Шихта №1	0,8792	0,499	2,055	3,327	0,048	0,469	0,779	80,746	87,92
Розшихтовка	0,1208	–	–	0,02	0,002	–	0,002	12,056	12,08
Всього	1,0	0,499	2,055	3,329	0,05	0,469	0,781	92,802	100,0

З другого розрахункового складу шихти видно, що для одержання потрібного складу сплаву необхідно збільшити кількість кремнію додаванням його до середнього вмісту у кінцевому продукті 4 %. Як легуючий матеріал використовуємо кремній марки Кр0 (99,5 % Si; 0,5 % Fe).

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

$$99,5 \cdot x + 2,055 \cdot (1 - x) = 4,00,$$

де x – частка легуючого компонента у кінцевому продукті;

99,5; 2,055; 4,0 – вміст кремнію відповідно у легуючому компоненті, другому розрахунковому складі шихти, кінцевому продукті, %.

Звідки $x = 0,0200$.

Таким чином, для отримання 100 кг металевої частини кінцевого продукту необхідно 2,00 кг кремнію марки Кр0 та 98,00 кг металевої частини другого розрахункового складу шихти.

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

Таблиця 2.12 – Третій розрахунковий склад шихти

Компонент шихти	Частка	Mg	Si	Cu	Mn	Zn	Fe	Al	Сума
Шихта №2	0,9800	0,498	2,014	3,262	0,049	0,460	0,765	90,946	98,00
Кремній Кр0	0,0200	–	1,986	–	–	–	0,014	–	2,00
Всього	1,0	0,498	4,0	3,262	0,049	0,460	0,779	90,946	100,0

З третього розрахункового складу шихти видно, що для одержання потрібного складу сплаву необхідно збільшити кількість марганцю додаванням його до середнього вмісту у кінцевому продукті 0,4 %. Як легуючий матеріал використовуємо марганець марки Мр1 (96,5 % Mn; 3,5 % Fe).

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

$$96,5 \cdot x + 0,048 (1 - x) = 0,40,$$

де x – частка легуючого компонента у кінцевому продукті;

96,5; 0,048; 0,4 – вміст марганцю відповідно у легуючому компоненті, третього розрахункового складі шихти, кінцевому продукті, %.

Звідки $x = 0,00365$.

Таким чином, для отримання 100 кг металевої частини кінцевого продукту необхідно 0,365 кг марганцю марки Мр1 та 99,635 кг металевої частини третього розрахункового складу шихти.

Складаємо четвертий розрахунковий склад шихти після додавання марганцю (табл. 2.13).

З четвертого розрахункового складу шихти видно, що для одержання потрібного складу сплаву необхідно збільшити кількість міді додаванням її до середнього вмісту у кінцевому продукті 4,25 %. Як легуючий матеріал використовуємо мідь марки М1 (99,9 % Cu; 0,1 % Fe).

Таблиця 2.13 – Четвертий розрахунковий склад шихти

Компонент шихти	Частка	Mg	Si	Cu	Mn	Zn	Fe	Al	Сума
Шихта №3	0,99635	0,498	3,985	3,250	0,0488	0,458	0,776	90,614	99,635
Мр1	0,00365	–	–	–	0,3512	–	0,0138	–	0,365
Всього	1,0	0,498	3,985	3,250	0,4	0,458	0,79	90,614	100,0

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

$$99,9 \cdot x + 3,250 (1 - x) = 4,25,$$

де x – частка легуючого компонента у кінцевому продукті;

99,9; 3,250; 4,25 – вміст міді відповідно у легуючому компоненті, третього розрахунковому складі шихти, кінцевому продукті, %.

$$\text{Звідки } x = 0,01035$$

Таким чином, для отримання 100 кг металевої частини кінцевого продукту необхідно 1,035 кг міді марки М1 та 98,965 кг металевої частини четвертого розрахункового складу шихти.

Складаємо п'ятий розрахунковий склад шихти після додавання міді (табл.2.14).

Таблиця 2.14 – П'ятий розрахунковий склад шихти

Компонент шихти	Частка	Mg	Si	Cu	Mn	Zn	Fe	Al	Сума
Шихта №4	0,98965	0,497	3,944	3,216	0,396	0,453	0,782	89,677	98,965
Мідь М1	0,01035	–	–	1,034	–	–	0,001	–	1,035
Всього	1,0	0,497	3,944	4,250	0,396	0,453	0,783	89,677	100,0

П'ятий розрахунковий склад шихти (табл. 1.14) відповідає вимогам, що забезпечують отримання сплаву заданого складу по всіх компонентах.

Визначаємо масу складових шихти для одержання сплаву:

брухт 1 сорту	$8,8 \cdot 0,8792 \cdot 0,98 \cdot 0,99635 \cdot 0,98965 = 7,476$ кг,
брухт 2 сорту	$35,2 \cdot 0,8792 \cdot 0,98 \cdot 0,99635 \cdot 0,98965 = 29,905$ кг,
відходи 1 сорту	$4 \cdot 0,8792 \cdot 0,98 \cdot 0,99635 \cdot 0,98965 = 3,398$ кг,
відходи 2 сорту	$12 \cdot 0,8792 \cdot 0,98 \cdot 0,99635 \cdot 0,98965 = 10,195$ кг,
стружка 1 сорту	$12,5 \cdot 0,8792 \cdot 0,98 \cdot 0,99635 \cdot 0,98965 = 10,62$ кг,
стружка 2 сорту	$5 \cdot 0,8792 \cdot 0,98 \cdot 0,99635 \cdot 0,98965 = 4,248$ кг,
стружка 4 сорту	$7,5 \cdot 0,8792 \cdot 0,98 \cdot 0,99635 \cdot 0,98965 = 6,372$ кг,
зйоми 1 сорту	$15 \cdot 0,8792 \cdot 0,98 \cdot 0,99635 \cdot 0,98965 = 12,744$ кг,
розшихтовка А8	$12,08 \cdot 0,98 \cdot 0,99635 \cdot 0,98965 = 11,673$ кг,
кремній Кр0	$2,0 \cdot 0,99635 \cdot 0,98965 = 1,972$ кг,
марганець Мр1	$0,365 \cdot 0,98965 = 0,362$ кг
мідь М1	1,035 кг
Всього	100,00 кг.

Результати розрахунків складу шихти по компонентах зводимо у таблицю 2.15.

Визначаємо масу металевої частини шихти, враховуючи засміченість її складових (табл.2.16).

Таблиця 2.16 – Кількість та склад металевої частини шихти

Компонент	Кількість, кг	Вміст, %
Брухт	$7,476 \cdot 0,96 + 29,905 \cdot 0,9 = 34,092$	37,78
Відходи	$3,398 \cdot 0,96 + 10,195 \cdot 0,93 = 12,743$	14,12
Стружка	$10,62 \cdot 0,90 + 4,248 \cdot 0,75 + 6,372 \cdot 0,85 = 18,16$	20,13
Шлаки	$12,744 \cdot 0,8 = 10,195$	11,30
Розшихтовка А8	11,673	12,94
Кремній Кр0	1,972	2,19
Марганець Мр1	0,362	0,40
Мідь М1	1,035	1,15
Всього	90,23	100,00

Таблиця 2.15 – 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.	7,476	7,177	0,8	0,057	0,7	0,050	4,8	0,344	-	-	0,3	0,022	0,7	0,050	92,7	6,653
Брухт 2 с.	29,905	26,915	0,8	0,215	0,7	0,188	4,8	1,292	-	-	0,3	0,081	0,7	0,188	92,7	24,95
Відходи1с.	3,398	3,262	0,8	0,026	8,0	0,261	6,0	0,196	-	-	0,6	0,020	1,6	0,052	83	2,707
Відходи2с.	10,195	9,481	0,8	0,076	8,0	0,758	6,0	0,569	-	-	0,6	0,057	1,6	0,152	83	7,869
Стружка1с.	10,62	9,558	-	-	0,5	0,048	0,05	0,005	-	-	0,1	0,001	0,5	0,048	98,85	9,448
Стружка2с.	4,248	3,186	-	-	0,5	0,016	0,05	0,002	-	-	0,1	0,003	0,5	0,016	98,85	3,149
Стружка4с.	6,372	5,416	-	-	0,5	0,027	0,05	0,003	-	-	0,1	0,005	0,5	0,028	98,85	5,354
Шлаки 1с.	12,744	10,195	0,5	0,005	4	0,408	4,25	0,433	0,4	0,041	2,0	0,204	1,3	0,133	87,75	8,946
Розшихтовк А8	11,673	11,673	-	-	-	-	0,02	0,002	0,002	-	-	-	0,12	0,014	99,80	11,650
Кремній Кр0	1,972	1,972	-	-	99,59	1,964	-	-	-	-	-	-	0,5	0,01	-	-
МарганецьМр1	0,362	0,362	-	-	-	-	-	-	96,5	0,349	-	-	2,0	-	-	-
Мідь М1	1,035	1,035	-	-	-	-	99,9	1,034	-	-	-	-	-	-	-	-
Всього	100,00	90,232	0,42	0,379	4,12	3,72	4,30	3,88	0,432	0,390	0,436	0,393	0,77	0,691	89,46	80,726

Визначаємо спільну засміченість шихти:

брухт	$8,8 \cdot 44 \cdot 0,8792 \cdot 0,98 \cdot 0,9964 \cdot 0,9897 / 100 = 3,29 \%$,
відходи	$6,25 \cdot 16 \cdot 0,8792 \cdot 0,98 \cdot 0,9964 \cdot 0,9897 / 100 = 0,85 \%$.
стружка	$14,5 \cdot 25 \cdot 0,8792 \cdot 0,98 \cdot 0,9964 \cdot 0,9897 / 100 = 3,08 \%$,
шлаки	$20,0 \cdot 15 \cdot 0,8792 \cdot 0,98 \cdot 0,9964 \cdot 0,9897 / 100 = 2,55 \%$.
<hr/>	
Всього	9,77 %.

Таким чином спільна засміченість шихти складає 9,77 %. Якщо таку шихту направити на плавку, то витяг металу у сплав АЛ15В досягне 92,29 %, витрата флюсу – 315,23 кг на 1 т шихти. 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 низькоякісної алюмінієвої сировини для виробництва сплаву АЛ15В

Вилучення металу під час плавлення підготовленої шихти з врахуванням втрат становить

$$100 - 5,21 = 94,79 \%,$$

де 100 – спільний вміст металу у шихті, %;

5,21 – механічні втрати металу зі шлаком (додаток А [13]), %.

Угар шихти під час плавлення розраховуємо за формулою [13]:

$$Y = 10^{-2} \cdot \sum_{i=1}^n (Y_i \cdot C_i), \quad (2.1)$$

де Y_i – угар і-того елемента сплаву, %;

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

n – кількість елементів у складі сплаву.

За формулою (2.1) знаходимо угар шихти:

$$U = (0,42 \cdot 6,5 + 1,75 \cdot 4,12 + 2,5 \cdot 4,3 + 2,5 \cdot 0,432 + 4 \cdot 0,436 + \\ + 0,75 \cdot 0,77 + 2,5 \cdot 89,46) / 100 = 2,48 \%$$

Тоді спільний витяг металу з урахуванням угару шихти складає:

$$94,79 - 2,48 = 92,31 \%$$

Для отримання 1000 кг сплаву необхідно мати у шихті металу

$$1000 / 0,9231 = 1083,31 \text{ кг,}$$

в тому числі:

брухту $1083,31 \cdot 0,3778 = 409,27 \text{ кг,}$

відходів $1083,31 \cdot 0,1412 = 152,96 \text{ кг,}$

стружки $1083,31 \cdot 0,2013 = 218,07 \text{ кг,}$

шлаків $1083,31 \cdot 0,1130 = 122,41 \text{ кг,}$

розшихтовки $1083,31 \cdot 0,1294 = 140,18 \text{ кг,}$

кремнію $1083,31 \cdot 0,0219 = 23,72 \text{ кг,}$

марганцю $1083,31 \cdot 0,004 = 4,33 \text{ кг,}$

міді $1083,31 \cdot 0,0115 = 12,46 \text{ кг.}$

Визначаємо скільки кожного компонента необхідно зашихтувати з урахуванням засміченості та ін.

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

брухту $409,27 / 0,912 = 448,76 \text{ кг,}$

відходів $152,96 / 0,9375 = 163,16 \text{ кг,}$

стружки $218,07 / 0,855 = 255,05 \text{ кг,}$

шлаків $122,41 / 0,8 = 153,01 \text{ кг,}$

розшихтовки $140,18 \text{ кг,}$

кремнію $23,72 \text{ кг,}$

марганцю	4,33 кг,
міді	12,46 кг.
Всього	1200,67 кг.

Визначаємо кількість вологи та мастила, що потрапить на плавку зі стружкою

$$255,05 - 218,07 = 36,98 \text{ кг.}$$

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

Кількість вологи у стружці становить

$$36,98 \cdot 20 / 100 = 7,4 \text{ кг.}$$

У стружці знаходиться мастила

$$36,98 \cdot 15 / 100 = 5,55 \text{ кг.}$$

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

$$5,55 \cdot 85 / 100 = 4,72 \text{ кг вуглецю}$$

та $5,55 \cdot 15 / 100 = 0,83 \text{ кг водню.}$

При згоранні 4,718 кг вуглецю витрачається

$$4,72 \cdot 32 / 12 = 12,59 \text{ кг кисню}$$

та утворюється $4,72 \cdot 44 / 12 = 17,31 \text{ кг CO}_2$.

При згоранні 0,83 кг водню витрачається

$$0,83 \cdot 16 / 2 = 6,64 \text{ кг кисню}$$

та утворюється $0,83 \cdot 18 / 2 = 7,47 \text{ кг H}_2\text{O}.$

Для визначення кількості кисню, що витрачається на окислення металу шихти знайдемо масу окисленого алюмінію

$$1083,31 \cdot 2,05 / 100 = 22,21 \text{ кг.}$$

Тоді потрібно кисню

$$22,21 \cdot 96 / 108 = 19,74 \text{ кг.}$$

Таким чином, необхідна для плавки кількість кисню становить

$$12,59 + 6,64 + 21,96 = 41,204 \text{ кг}$$

або витрачається

$$41,204 / 0,21 = 196,21 \text{ кг повітря.}$$

При плавці утворюється

$$17,30 + 7,4 + 7,497 + (196,21 - 41,204) = 187,203 \text{ кг димових газів.}$$

Разом з 1200,67 кг шихти в піч надходить

$$1200,67 - 1083,31 = 117,36 \text{ кг засміченості.}$$

З цієї кількості засміченості у шлак переходить

$$117,36 - (5,55 + 7,4) = 104,41 \text{ кг оксидів.}$$

Для плавлення 1 т шихти з засміченістю 9,77 % потрібно 315,23 кг флюсу ($NaCl : KCl$). Перерахуємо кількість флюсу для плавлення 1200,67 кг шихти:

$$1200,67 \cdot 315,23 / 1000 = 378,49 \text{ кг.}$$

Визначаємо кількість хлориду натрію у даній суміші

$$58,5 \text{ NaCl міститься у } 133 \text{ (NaCl + KCl)}$$

$$x \text{ кг NaCl міститься у } 378,49 \text{ кг (NaCl + KCl)}$$

Звідки $x = 166,48 \text{ кг.}$

Кількість хлориду калію у даній суміші дорівнює

$$378,49 - 166,48 = 212,01 \text{ кг.}$$

Загальна кількість матеріалів, що надходять у роторну піч, дорівнює

$$1200,67 + 196,21 + 378,49 = 1775,37 \text{ кг.}$$

Під час плавлення до сплаву переходить 1000 кг металу. До шлаку перейде $5,21 + 2,48 - 2,28 = 5,41$ % металу шихти або

$$1083,31 \cdot 5,41/100 = 58,61 \text{ кг.}$$

Загальна кількість оксидів, що перейде до шлаку, становить

$$117,36 - (5,55 + 7,4) + (24,7 + 21,96) = 151,07 \text{ кг.}$$

Отже загальна кількість шлаку, що утвориться під час плавлення шихти, становить $58,61 + 151,07 + 378,49 = 588,17 \text{ кг.}$

Результати розрахунку матеріального балансу зводимо у табл. 2.16.

Таблиця 2.16 – Матеріальний баланс виплавки сплаву АЛ15В

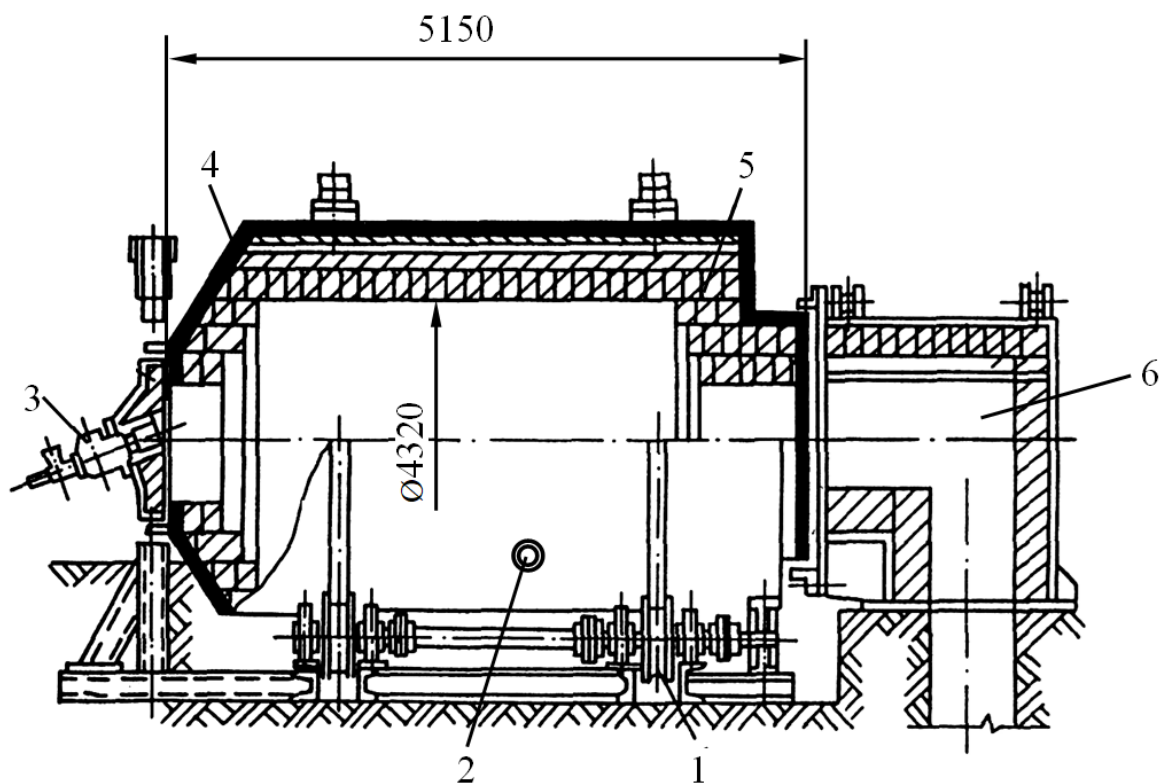
Надходження			Витрачання		
Речовина	Кількість		Речовина	Кількість	
	кг	%		кг	%
Шихта, в тому числі:	1200,67	67,63	Сплав	1000,00	56,33
брухт	448,76	25,28	Шлак, в тому числі:	588,17	33,13
відходи	163,16	9,19	метал	58,61	3,30
стружка	255,05	14,37	MeO	151,07	8,51
шлак	153,01	8,62	солі, в тому числі:	378,49	21,32
алюміній	140,18	0,57	NaCl	147,55	8,31
силіцій	23,72	1,34	KCl	193,09	10,88
мідь	12,46	0,70	Na ₃ AlF ₆	37,85	2,13
марганець	4,33	0,24	Димові гази, в тому	187,20	10,54
Повітря, в тому числі:	196,21	11,05	числі:		
O ₂	41,20	2,32	CO ₂	17,30	0,97
N ₂	155,01	8,73	H ₂ O	14,89	0,84
Флюс, в тому числі:	378,49	21,32	N ₂	155,01	8,73
NaCl	147,55	8,31			
KCl	193,09	10,88			
Na ₃ AlF ₆	37,85	2,13			
Всього	1775,37	100,00	Всього	1775,37	100,00

3 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА

3.1 Конструкції плавильних печей

Для виплавки алюмінієвого сплаву АЛ15В 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 АЛ15В відбувається в роторній печі (рис.3.1). Піч являє собою циліндр футерований вогнетривким матеріалом, що обертається навколо горизонтальної вісі.



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

Рисунок 3.1 – 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.[5,10]

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.

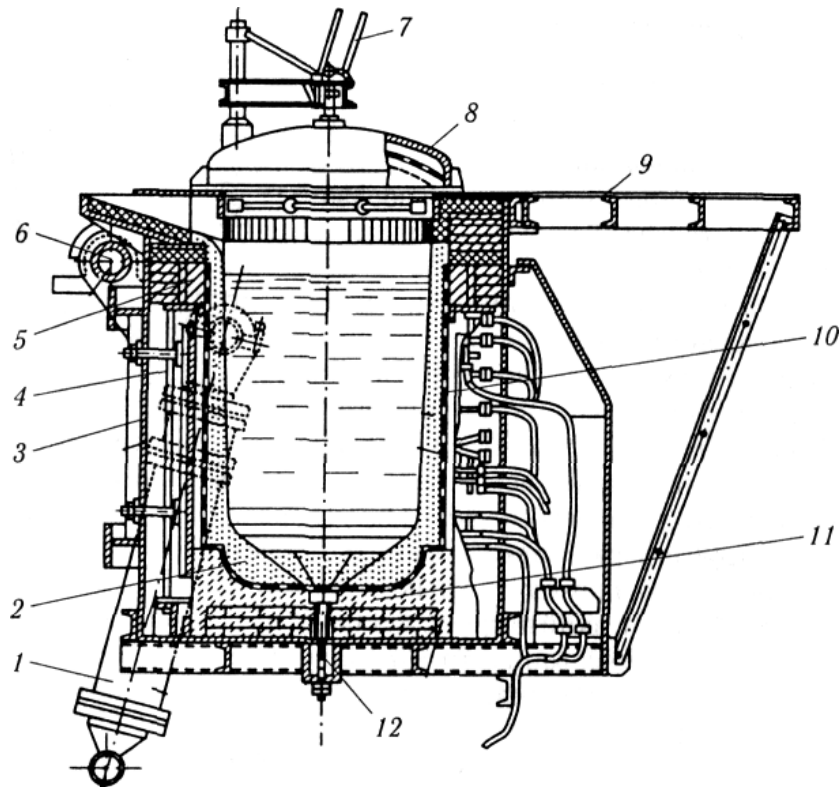
Якщо в нерухомій печі метал нагрівається лише внаслідок обігрівання поверхні садки, то в роторній печі, що обертається, метал нагрівається і зверху, і знизу. У таких печах склепіння і черинь постійно обмінюються місцями, тому внутрішня кладка печей, яка нагрівається в верхньому положенні, віддає тепло,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

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.

Первинною обмоткою повітряного трансформатора є індуктор, усередині 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 – черинь; 12 – електрод сигналізації

Рисунок 3.2 – Індукційна тигельна піч

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

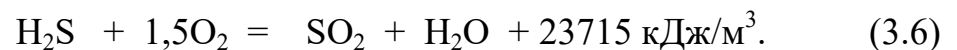
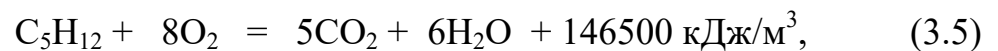
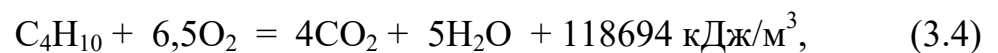
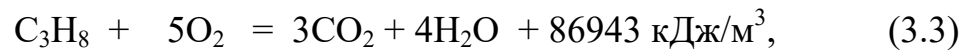
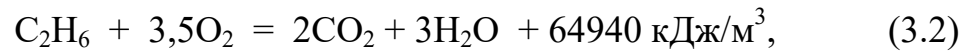
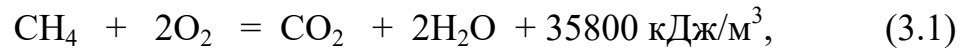
3.2 Матеріальний баланс горіння палива

Визначаємо витрату повітря, кількість та склад продуктів згорання палива, нижчу теплоту згорання палива при спалюванні в роторній печі природного газу Шебелінського родовища (склад, %: 85,0 CH_4 ; 4,4 C_2H_6 ; 2,4 C_3H_8 ; 1,8 C_4H_{10} ; 1,3 C_5H_{12} ; 0,10 CO_2 ; 5,0 H_2S). Розрахунок провести при $\alpha = 1,0$

та $\alpha=1,1$. Приймаємо, що газ сухий (0 % H_2O) та при розрахунках речовини реагують у стехіометричних відношеннях.

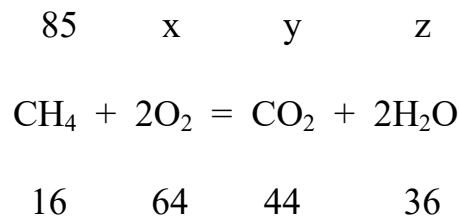
Розрахунок проводимо на 100 м^3 сухого газу [16].

Горіння елементів палива відбувається за реакціями:



Складові природного газу CO_2 та N_2 переходять у димові газу.

Для проходження реакції (3.1)



потрібно $x=340,00 \text{ м}^3 \text{ O}_2$ і утворюється $y=233,75 \text{ м}^3 \text{ CO}_2$, $z=191,25 \text{ м}^3 \text{ H}_2\text{O}$.

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

В результаті розрахунку одержано:

- при $\alpha=1,0$ потрібно $340,00 + 16,43 + 8,73 + 6,46 + 4,62 + 7,06 = 383,3 \text{ м}^3 \text{ O}_2$, або теоретична витрата повітря на 100 м^3 природного газу дорівнює $383,3 : 0,21 = 1825,24 \text{ м}^3$;
- при $\alpha=1,1$ практична витрата повітря на 100 м^3 палива дорівнює $V_n^{1,1} = 2007,76 \text{ м}^3$, об'єм димових газів складає $2107,76 \text{ м}^3$.

Таблиця 3.1 – Розрахунок витрати повітря та кількості димових газів

Компоненти, що беруть участь у горінні				Продукти згоряння, димові гази, м ³								
компо- нент	паливо		№ реакції горіння	повітря, м ³			CO ₂	H ₂ O	N ₂	O ₂	SO ₂	всього
	%	м ³		O ₂	N ₂	всього						
CH ₄	85,0	85,0	(3.1)	340,00	1279,05	1619,05	233,75	191,25	1279,05	–	–	1704,05
C ₂ H ₆	4,4	4,4	(3.2)	16,43	61,81	78,24	12,91	7,92	61,81	–	–	82,64
C ₃ H ₈	2,4	2,4	(3.3)	8,73	32,84	41,57	7,20	3,93	32,84	–	–	43,97
C ₄ H ₁₀	1,8	1,8	(3.4)	6,45	24,26	30,71	5,46	2,79	24,26	–	–	32,51
C ₅ H ₁₂	1,3	1,3	(3.5)	4,62	17,38	22,00	3,97	1,95	17,38	–	–	23,30
CO ₂	0,1	0,1	–	–	–	–	0,10	–	–	–	–	0,10
H ₂ S	5,0	5,0	(2.7)	7,06	26,56	33,62	–	2,65	26,56	–	9,41	38,62
Всього, α=1,0	100	100		383,29	1441,90	1825,19	263,39	210,49	1441,90	–	9,41	1925,19
Всього, α=1,1	100	100		421,62	1586,09	2007,71	263,39	210,49	1586,0	38,33	9,41	2107,71

Визначаємо нижчу теплоту згоряння природного газу:

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

де q_i – тепловий ефект реакції горіння і-ого елемента палива, кДж/м³;

c_i – вміст і-того елемента у складі палива, частка;

n – кількість елементів у складі палива.

$$Q_n^p = 35800 \cdot 0,85 + 64940 \cdot 0,044 + 86943 \cdot 0,024 + 118694 \cdot 0,018 + \\ + 146500 \cdot 0,013 + 23715 \cdot 0,05 = 40600,734 \text{ кДж/м}^3.$$

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

3.3 Розрахунок теплового балансу роторної печі

Складаємо тепловий баланс роторної печі і визначаємо витрату природного газу для виплавлення алюмінієвого сплаву марки АЛ15В у ро-

Таблиця 3.2 – Матеріальний баланс горіння палива

Надходження			Витрачання		
стаття	кількість		стаття	кількість	
	%	м ³		%	м ³
Природний газ, в т.ч	4,74	100,00	Димові гази, в	100,00	2107,71
CH ₄	4,03	85,00	тому числі:		
C ₂ H ₆	0,21	4,40	CO ₂	12,50	263,39
C ₃ H ₈	0,11	2,40	H ₂ O	9,99	210,49
C ₄ H ₁₀	0,085	1,80	N ₂	75,25	1586,09
C ₅ H ₁₂	0,062	1,30	O ₂ изб	1,82	38,33
CO ₂	0,005	0,10	SO ₂	0,44	9,41
N ₂	–	–			
H ₂ S	0,24	5,00			
Повітря, в тому	95,26	2007,71			
числі: O ₂	20,004	421,62			
N ₂	75,25	1586,09			
Всього	100,00	2107,71	Всього	100,00	2107,71

торній печі продуктивністю 3,75 т/год. Хімічний склад шихти наведено в табл. 2.15. Температура шихти, що завантажується, становить 18 °С. Температура шлаків, що зливаються, становить 800 °С. Температура підігрівання повітря становить 300 °С. Температура газів на виході з печі становить 1000 °С.

Надходження теплоти

1. Теплота від згоряння палива:

$$Q_T = Q_n^p \cdot B,$$

де Q_n^p – нижча теплота згоряння природного газу, кДж/м³;

B – витрата палива, м³/год.

$$Q_T = 40600,734 \cdot B \text{ кДж/год.}$$

2. Фізична теплота, що вноситься підігрітим повітрям:

$$Q_n = B \cdot V_n^{1,1} \cdot C_n \cdot t_n,$$

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

C_n – середня теплоємність повітря при t_n (табл. А.8), $\text{кДж}/(\text{м}^3 \cdot ^\circ\text{C})$;

t_n – температура підігрівання повітря, $^\circ\text{C}$.

$$Q_n = B \cdot \frac{2007,76}{100} \cdot 1,3139 \cdot 250 = 6594,989 \cdot B \text{ кДж/год.}$$

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, $\text{кДж}/\text{кг}$;

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

q_i – тепловий ефект реакції окислення і-ого елемента шихти (табл. А.9 [16]), $\text{кДж}/\text{кг}$:

$$q = 10^{-2} \cdot (0,19 \cdot 25470 + 6,51 \cdot 30670 + 0,53 \cdot 2468 + 0,07 \cdot 7084 + 10,38 \cdot 5523 + 0,81 \cdot 7306 + 81,53 \cdot 30523) = 27580,917 \text{ кДж/кг};$$

G – годинна продуктивність печі, $\text{кг}/\text{год.}$;

a – кількість металу, що окислився (частка від маси шихти), 0,026.

$$Q_{екз} = 27580,917 \cdot 2300 \cdot 0,026 = 1649338,84 \text{ кДж/год.}$$

4. Загальне надходження теплоти:

$$Q_{пр} = Q_T + Q_n + Q_{екз} .$$

$$Q_{пр} = 47195,734 \cdot B + 1649338,843 \text{ кДж/год.}$$

Витрачання теплоти

1. Витрата теплоти на нагрівання та розплавлення металу:

$$Q_n = G \cdot [C_1 \cdot (t_{nl} - t_n) + i + C_2 \cdot (t_p - t_{nl})],$$

де C_1 – середня теплоємність алюмінію при нагріванні від t_n до t_{nl} (табл. А.10 [16]), кДж/(кг·°С):

$$C_1 = (C_{t_n} + C_{t_{nl}}) : 2 = (0,8889 + 1,255) : 2 = 1,0717 \text{ кДж/(кг·°С)};$$

C_2 – середня теплоємність алюмінію при нагріванні від t_{nl} до t_p (табл. А.10 [16]), кДж/(кг·°С):

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

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

t_{nl} – температура плавлення металу, 660 °С;

t_n – температура шихти, що завантажується, 20 °С;

t_p – робоча температура у печі, 850 °С.

$$\begin{aligned} Q_n &= 2300 \cdot [1,0717 \cdot (660 - 18) + 389,7 + 1,2155 \cdot (850 - 660)] = \\ &= 3009955,72 \text{ кДж/год.} \end{aligned}$$

2. Теплота, що виноситься шлаками:

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

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

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

$$C_{шл} = (C_{NaCl} + C_{KCl}) / 2 = (0,9724 + 0,755) / 2 = 0,8637 \text{ кДж/(кг·°С)};$$

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

$$Q_{шл} = 767 \cdot 0,8637 \cdot 780 = 516717,16 \text{ кДж/год.}$$

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 $V_{\partial z}^{1,1}$ – об'єм димових газів на одиницю спалюваного палива при $\alpha=1,1$ (табл. 3.2), $\text{м}^3/\text{м}^3$;

$$C_{\partial z} = \sum_{i=1}^n V_i \cdot C_i - \text{середня теплоємність димових газів при } t_{\partial z}, \text{ кДж}/(\text{м}^3 \cdot \text{°C});$$

C_i – середня теплоємність i -ого продукту згоряння при $t_{\partial z}$ (табл. А.8), $\text{кДж}/(\text{м}^3 \cdot \text{°C})$;

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

$$C_{\partial z} = 0,1250 \cdot 2,2266 + 0,0994 \cdot 1,7133 + 0,7530 \cdot 1,3938 + \\ + 0,0182 \cdot 1,4801 = 1,5260 \text{ кДж}/(\text{м}^3 \cdot \text{°C});$$

$t_{\partial z}$ – температура димових газів на виході з печі, °C .

$$Q_{\partial z} = B \cdot \frac{2107,76}{100} \cdot 1,5260 \cdot 900 = 28947,976 \cdot B \text{ кДж}/\text{год.}$$

4. Витрати теплоти в результаті хімічної неповноти згоряння палива:

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

де k_1 – кількість палива, що не догоряє (для газоподібного палива 0,01–0,02), приймаємо $k_1=0,02$.

$$Q_{хим} = 12100 \cdot B \cdot \frac{2107,76}{100} \cdot 0,02 = 5100,78 \cdot B \text{ кДж}/\text{год.}$$

5. Втрати теплоти з механічним недогоранням:

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

де k_2 – кількість втраченого палива (для газоподібного палива 0,02–0,03), приймаємо $k_2=0,03$.

$$Q_{мех} = B \cdot 40600,73 \cdot 0,03 = 1218,022 \cdot B \text{ кДж}/\text{год.}$$

6. Втрати теплоти в навколишнє середовище:

$$Q_{нав} = k_3 \cdot G,$$

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

$$Q_{нав} = 167,5 \cdot 2300 = 385250 \text{ кДж/год.}$$

7. Невраховані втрати теплоти:

$$Q_{нп} = 0,1 \cdot Q_T,$$

$$Q_{нп} = 0,1 \cdot 40600,73 \cdot B = 4060,073 \cdot B \text{ кДж/год.}$$

8. Загальні витрати теплоти:

$$Q_в = Q_n + Q_{шл} + Q_{ог} + Q_{хим} + Q_{мех} + Q_{нав} + Q_{нп},$$

$$Q_в = 39326,85 \cdot B + 3911922,88 \text{ кДж/год.}$$

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

$$Q_{пр} = Q_в.$$

$$47195,734 \cdot B + 1649338,843 = 39326,85 \cdot B + 3911922,88 \quad B = 287,5 \text{ м}^3/\text{год.}$$

$$\text{Питома витрата палива } B_T = 2,87,5 / 2,3 = 125 \text{ м}^3/\text{т.}$$

Після підстановки витрати палива одержуємо:

$$Q_T = 11674335,05 \text{ кДж/год.}, \quad Q_{хим} = 866542361 \text{ кДж/год.},$$

$$Q_n = 854373,375 \text{ кДж/год.}, \quad Q_{мех} = 250203 \text{ кДж/год.},$$

$$Q_{ог} = 8252543,1 \text{ кДж/год.}, \quad Q_{нп} = 11674335,05 \text{ кДж/год.}$$

Результати розрахунків зводимо в табл. 3.3.

Таблиця 3.3 – Тепловий баланс роторної печі

Надходження теплоти			Витрачання теплоти		
Стаття	Кількість		Стаття	Кількість	
	%	$\frac{МДж}{год.}$		%	$\frac{МДж}{год.}$
1. Теплота від згоряння палива	86,50	85437	1. Теплота на нагрівання і розплавлення металу	3,06	3010
2. Фізична теплота, що внесена підігрітим повітрям	11,82	11674	2. Теплота, що виноситься шлаками	0,52	516
3. Теплота екзотермічних реакцій	1,67	1649	3. Втрати теплоти з димов.газами	83,55	82525
4. Нев'язка	0,01	10	4. Втрати теплоти від хімічної неповноти згоряння палива	8,77	8665
			5. Втрати теплоти з механічним недогоранням	2,53	2502
			6. Втрати теплоти в навкол. серед.	0,39	385
			7. Невраховані втрати теплоти	1,18	1167
Всього	100,00	98770	Всього	100,00	98770

3.4 Конструктивний розрахунок роторної печі

Визначаємо розміри роторної печі для виплавки 30 т алюмінієвого сплаву АЛ15В, яка опалюється природним газом, за методикою приведеною в роботі [16].

Внутрішній діаметр печі може бути знайдений за формулою:

$$D_{\text{вн}} = \sqrt{\frac{4 \cdot V_{\text{дг}}}{\pi \cdot \omega_t}}, \quad (3.8)$$

де $V_{\text{дг}}$ – секундний об'єм димових газів, що утворюються в печі при її середній температурі, м³/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 (3.4), прийнявши за практичними даними $\omega_t = 1,15$ м/с:

$$D_{\text{вн}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 2107,76 \cdot 287,5}{3,14 \cdot 1,15 \cdot 3600 \cdot 100}} = 4,32 \text{ м.}$$

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.

Площу перерізу розплаву S_p визначаємо за формулою:

$$S_p = S_{\text{сект}}^{AOB} - S_{\text{тр}}^{AOB}, \quad (2.9)$$

де $S_{\text{сект}}^{AOB} = \frac{\pi \cdot R_{\text{вн}}^2}{360} \cdot \alpha$ – площа сектора АОВ (рис. 2.1), м²;

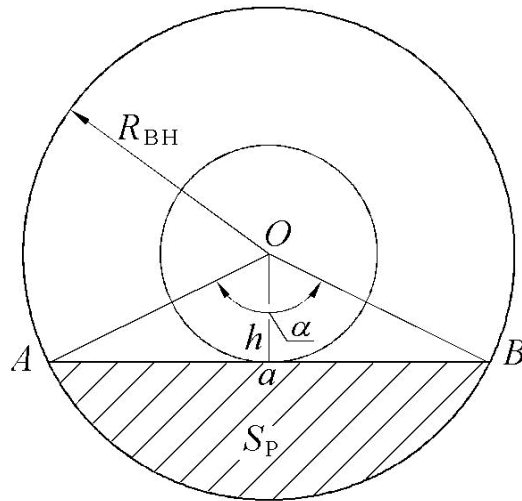


Рисунок 3.3 – Схема до розрахунку роторної печі

$$S_{mp}^{AOB} = \frac{|AB| \cdot h}{2} \text{ – площа трикутника AOB (рис. 3.3), м}^2;$$

α – кут при вершині сектора AOB, градуси;

h – радіус вантажного вікна (для короткобарабанных печей h складає 15–20 % від внутрішнього діаметра печі), приймаємо $h = 0,685$ м.

З розгляду прямокутного трикутника OaB (рис. 3.3) 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 AB):

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

Тоді одержимо:

$$\cos \frac{\alpha}{2} = \frac{2,16^2 + 0,685^2 - (3,87/2)^2}{2 \cdot 2,16 \cdot 0,685} = 0,4696,$$

тобто $\alpha = 124^\circ$.

Підставляючи значення довжини хорди АВ та кута α в формулу (3.8), одержимо:

$$S_p = \frac{\pi \cdot R_{\text{ен}}^2 \cdot \alpha}{360} - \frac{|AB| \cdot h}{2} = \frac{3,14 \cdot 2,16^2 \cdot 124}{360} - \frac{3,87 \cdot 0,685}{2} = 3,72 \text{ м}^2.$$

Коефіцієнт заповнення перерізу печі матеріалом φ знаходимо за формулою:

$$\varphi = S_p / S_{\text{заг}}, \quad (3.10)$$

де $S_{\text{заг}} = \pi \cdot R_{\text{ен}}^2$ – загальна площа перерізу печі, м².

Коефіцієнт заповнення печі дорівнює

$$\varphi = 3,72/10,63 = 0,35,$$

тобто піч заповнюється на 1/3 об'єму.

Об'єм, що зайнятий розплавом при завантаженні 30 т алюмінієвого сплаву (густина 2,37 т/м³) та 10 т флюсів (густина 1,54 т/м³), дорівнює

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

Довжину печі визначаємо за формулою:

$$L = V_p / S_p, \quad (3.11)$$

де $V_p = V_{Al} + V_{\text{ф}}$ – об'єм, що зайнятий розплавом при завантаженні алюмінієвого сплаву та флюсів, м³;

S_p – площа ефективного перерізу печі (площа перерізу розплаву), м².

Тоді довжина короткобарабанної печі за формулою (3.11) дорівнює

$$L = 19,15/3,72 = 5,15 \text{ м}.$$

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1 Шкідливі та небезпечні чинники виробничого середовища під час виробництва сплавів із вторинної низькоякісної алюмінієвої сировини

Основними шкідливими чинниками під час виплавки алюмінієвих сплавів із вторинної алюмінієвої сировини є тепло- і газовиділення, 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. 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 низькоякісної 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.

Перелік шкідливих речовин, що використовуються при виплавленні алюмінієвих сплавів із вторинної низькоякісної алюмінієвої сировини наведено в таблиці 4.1 [17,18].

Таблиця 4.1 – Перелік шкідливих речовин

Наіменування шкідливої речовини, формула	Характеристика дії на організм людини	Шляхи проникнення в організм людини	Засоби захисту і засоби попередження
Хлорид натрію	Викликає подразнення слизових оболонок верхніх дихальних шляхів і шкіри	Дихальні шляхи, шкіряні та слизові покрови	Засоби індивідуального захисту, правила гігієни, працювати під витяжною шафою
Кріоліт	Токсичний, викликає порушення діяльності центральної нервової системи, хвороби кісних тканин, очей і шкіряних покривів	Дихальні шляхи, шкіряні та слизові покрови	Засоби індивідуального захисту, правила гігієни, працювати під витяжною шафою, не допускати потрапляння кріоліту всередину організму
Хлорид калію	При попаданні на шкіряні рани ускладнюють загоєння	Шкіряні покрови	Засоби індивідуального захисту, не допускати потрапляння на рани

Чистий хлорид натрію (NaCl) має вигляд безбарвних кристалів, але з різними домішками його колір може приймати блакитний, фіолетовий, рожевий, жовтий або сірий відтінок. білі кубічні кристали або білий кристалічний порошок солоного смаку, без запаху [18]. Хлорид натрію помірно розчиняється у воді, мало розчинимий в етанолі, температури плавлення і кипіння дорівнюють 800,8 та 1465 °С відповідно. ГДК у робочій зоні становить 1 мг/м³ [17].

Кріоліт (3NaF·AlF₃) – безколірна або біла речовина, інколи димчастосірого до майже чорного, червонувато-коричневого кольору. За зовнішнім виглядом кріоліт є дрібнокристалічним порошком, який при комкуванні добре грудкується. Щільність (виміряна) його рівна 2,96-2,98 г/см³, крихкий. Температура плавлення чистого кріоліту дорівнює 977 °С. На вугіллі після тривалого прожарення кульки розплавленого кріоліту розкладаються, залишається Al₂O₃ і при цьому відчувається запах фтору. Кріоліт помітно розчиняється у воді, повністю – в концентрованій сірчаній кислоті з

виділенням HF, легко розчиняється також в HCl, важче – в щавлевій кислоті. При потраплянні в організм людини погіршує склад крові, при систематичному потраплянні може викликати захворювання кісток та зубів. ГДК у робочій зоні близько $0,03 \text{ мг/м}^3$, клас небезпеки другий – високо небезпечні [18].

Перелік небезпечних і шкідливих виробничих чинників, які супроводжують виробництво алюмінієвих сплавів під час обробки вторинної низькоякісної алюмінієвої сировини приведено в табл. 4.2.

Таблиця 4.2 – Перелік небезпечних і шкідливих виробничих чинників

Наіменування шкідливого виробничого фактора	Параметр (норма)	Значення параметра на робочому місці	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	Діелектричні 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).

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.

Засоби індивідуального захисту від поразки електричним струмом поділяють на основні й додаткові. 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 ізовольованими 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 пожежонебезпечності 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.

Усі роботи з виявлення і знищення вибухонебезпечних предметів (речовин) необхідно проводити відповідно до вимог ДНАОП 0.00-1.17 і ДНАОП 1.2.00-5.01 [17].

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.

Вивантаження і перевірку на вибухобезпечність брухту і відходів кольорових металів та сплавів, що надійшли на підприємство, а також видалення з них вибухонебезпечних предметів (крім незнешкоджених боєприпасів) потрібно проводити під керівництвом піротехніка або контролера алюмінієвих брухту і відходів, які пройшли спеціальне навчання і мають відповідне посвідчення.

Перед початком роботи з видалення вибухонебезпечних предметів робітники повинні бути проінструктовані у встановленому порядку про запобіжні заходи під час проведення цих робіт. Роботу виконують після оформлення наряду-допуску на проведення робіт.

Під час передачі шихти (з алюмінієвих брухту і відходів та їх сплавів) на металургійну переробку контролер повинен робити позначку щодо вибухобезпечності шихти у документах на кожну партію.

Алюмінієві брухт і відходи та знешкоджені предмети повинні відповідати таким вимогам [7]:

1) вибухові пристрої та засоби підривання повинні бути в розібраному виді і не повинні мати зарядів, запальників, детонаторів, порохової набивки й інших вибухонебезпечних предметів (речовин);

2) артилерійські гільзи і гільзи стрілецького озброєння повинні бути без капсульних і гальваноударних втулок і не повинні мати непрострілених капсулів і залишків пороху;

3) літаковий брухт і брухт військової техніки повинні бути звільнені від пально-мастильних матеріалів, рідин, боєприпасів, порожніх предметів, вибухонебезпечних агрегатів, вузлів і деталей, амортизаторів тощо;

4) ракетні двигуни, порохові газогенератори і порохові акумулятори тиску повинні бути звільнені від піропатронів, порохових зарядів, пальників та інших вибухонебезпечних елементів;

5) металеві масиви і козли, що піддавалися дробленню вибухом, не повинні мати шпурів. Усі шпури повинні бути розірвані і пропалені або пробиті наскрізь;

б) місткості всіх типів і розмірів (балони, бочки тощо) повинні бути очищені від вмісту (у тому числі від атмосферних осадів) і доступні для огляду внутрішньої поверхні.

Горловини балонів повинні бути відкриті, а на їхньому корпусі має бути прорізано другий отвір. Кришки і днища бочок та інших місткостей повинні бути розкриті;

7) банки, цистерни і резервуари з-під кислот і палих речовин повинні бути промиті водою або спеціальними лужними розчинами.

Для захисту від дії шкідливих хімічних речовин при плавленні 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 використані засоби індивідуального захисту (бавовняний костюм, наруківники, 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.

Для запобігання вибухові заборонено користуватися відкритим полум'ям для пошуку місць витікання газу. Якщо в приміщенні 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 приміщенні, 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.

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.

4.3 Розрахунок повітряно-теплової завіси

Небезпекою для здоров'я людини є потоки холодного повітря, що потрапляє у плавильну ділянку при відкриванні воріт будівлі.

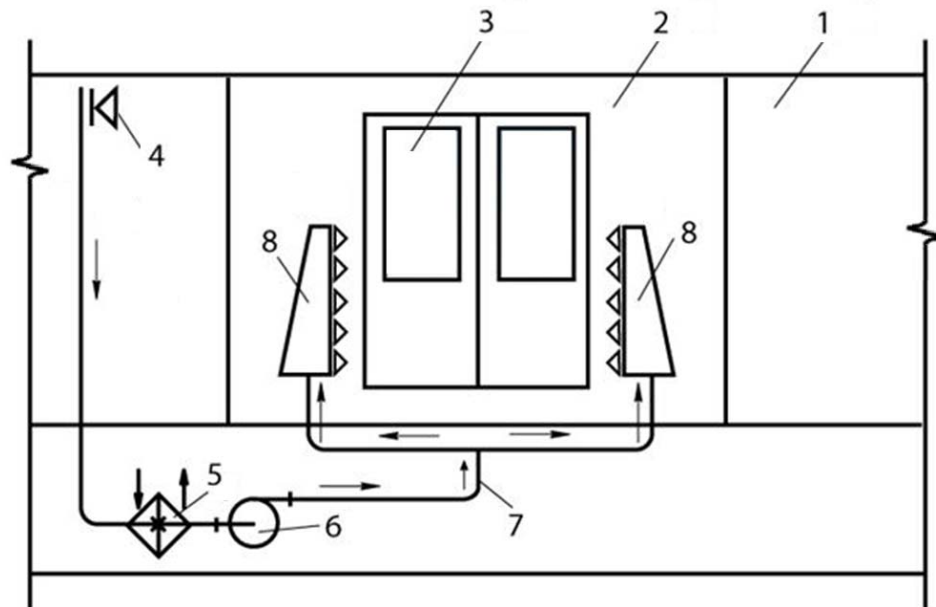
Заходами захисту приміщення від проникнення холодного зовнішнього повітря є: тамбури, шлюзи, двері, що обертаються, у тих випадках, коли названі способи по різних причинах неприйнятні, слід встановлювати повітряні завіси (рис. 4.1).

Повітряні або повітряно-теплові завіси влаштовують:

а) у воріт, що відкриваються частіше 5 раз або не менше, ніж на 40 хв у зміну, розташованих у районах з розрахунковою температурою зовнішнього повітря для холодного періоду року -15°C и нижче, якщо виключена можливість обладнання тамбурів або шлюзів;

б) у воріт або технологічних прорізів при будь-яких зовнішніх температурах і будь-якої тривалості відкриття при відповідному обґрунтуванні;

в) у тамбурах і шлюзах у входних дверей суспільних і виробничих будинків, обладнаних системами кондиціювання повітря.



- 1 - вестибюль; 2 - тамбур; 3 - входні двері;
 4 - повітрязаборний канал; 5 - калорифер;
 6 - вентилятор; 7 - приточний повітрехід;
 8 - повітророзподільний пристрій

Рисунок 4.1 – Принципова схема повітряної завіси

Завіси повинні забезпечити під час відкриття воріт у приміщеннях температуру на робочих місцях не нижче 14 °С при легкій роботі, 12 °С - при середній і 8 °С - при важкій роботі.

Температуру повітря завіси, як правило, встановлюють не вище 50 °С, швидкість виходу повітря з обладнання завіси не більш 25 м/с (у виробничих будинках).

Повітряна завіса – результат взаємодії двох потоків: повітряного струменя та горизонтального потоку повітря, що й набігає на неї. Повітряний струмінь, не перешкоджаючи руху людей і транспорту, як правило, суттєво

зменшує кількість проникаючого в приміщення зовнішнього повітря [17,18]. Повітряні завіси влаштовуються з подачею повітряної струменя: знизу нагору; зверху вниз; збоку воріт. За режимом роботи завіси поділяють на періодично і постійно діючі.

Залежно від місцевих умов влаштовуються повітряні завіси з подачею повітря через горизонтальну щілину, розташованого внизу прорізу; з подачею повітря через горизонтальну щілину, розташованого вгорі прорізу; як правило, з бічною подачею повітря через вертикальні щілини по обидва боки прорізу.

При обладнанні завіси з бічною подачею повітря слід забезпечити посилену подачу повітря в нижню частину прорізу. Для цього нижню частину щілини слід робити ширше ніж верхня. По ефекту дії кращими є двосторонні бічні завіси.

Розрахунок повітряної завіси. Розрахунок проводимо для повітряно-теплової завіси, встановленої у воріт будівлі плавильної ділянки та виконаної за схемою із забором внутрішнього повітря та подачею його в завісу.

Розміри воріт: ширина $B = 4,5$ м, висота $H = 6$ м. Розрахункові температури зовнішнього $t_n = -20$ °С и внутрішнього повітря $t_b = 15$ °С.

Знаходимо максимальну швидкість у підлоги, враховуючи висоту розташування нейтральної зони $z = 4$ м за формулою [18]:

$$V_{\max} = 0,26 * \sqrt{\Delta t z} = 0,26 * \sqrt{15 - (-20) * 4} = 2,96 \text{ м/с}.$$

Обчислюємо витрати зовнішнього повітря через ворота при бездіяльності завіси:

$$L_b = 3600 \cdot V_{\max} \cdot B \cdot H = 3600 \cdot 2,96 \cdot 4,5 \cdot 6 = 287712 \text{ м}^3/\text{год}.$$

Приймаємо, що завіса має такі геометричними розміри: ширина щілини $b = 0,1$ м; кут нахилу струменя до площини воріт $\beta = 300$; коефіцієнт турбулентності структури $\alpha = 0,2$.

При $\alpha = 0,2$ і $\beta = 300$, якщо подача повітря через щілину завіси проводиться збоку тоді $\varphi = 0,41$.

При призначенні кута початкового нахилу струменя до площини воріт слід мати на увазі, що при кутах нахилу 500 і більше струмінь налипає на землю й при цьому губиться зміст завіси.

Визначаємо характеристики завіси:

$$R = \varphi * \sqrt{H/b} + 1 = 0,41 * \sqrt{6/0,1} + 1 = 11,04$$

Якщо прийняти, що К.К.Д завіси $\eta = 0,6$, знаходимо витрату повітря на завісу:

$$L_0 = \frac{\eta}{R} * L_{\text{в}} = \frac{0,6}{11,04} * 287712 = 15636,5 \text{ м}^3/\text{год.}$$

Визначаємо початкову швидкість струменя:

$$V_0 = \frac{L_0}{3600 * B * \epsilon} = \frac{15636,5}{3600 * 4,5 * 0,1} = 9,65 \text{ м/с.}$$

Знайдемо кількість вхідного в приміщення зовнішнього повітря:

$$L_{\text{н}} = (1 - \eta) \cdot L_0 = (1 - 0,6) \cdot 15636,5 = 6254,6 \text{ м}^3/\text{год.}$$

Визначимо температуру суміші, якщо повітря завіси не підігрівається:

$$t_{\text{см}} = \frac{L_0 * t_0 + L_{\text{н}} t_{\text{н}}}{L_0 + L_{\text{н}}} = \frac{15636,5 * 15 + 115084,8 * (-20)}{15636,5 + 115084,8} = 1,5 \text{ } ^\circ\text{C.}$$

Оскільки підвищити температуру завіси можна двома способами: а) підігріти повітря завіси; б) збільшити витрати повітря завіси. Підвищимо температуру завіси, наприклад, до $t_{\text{см}} = 9 \text{ } ^\circ\text{C}$.

Визначимо початкову температуру повітря шляхом підігріву повітря завіси:

$$t_0 = t_{\text{см}} + (t_{\text{см}} - t_{\text{н}}) \cdot \frac{L_{\text{н}}}{L_0} = 9 + (9 - (-20)) * \frac{115084,8}{15636,5} = 37,86 \text{ } ^\circ\text{C.}$$

Витрата теплоти на підігрів повітря калориферами в цьому випадку складе:

$$Q = C \cdot L(t_0 - t_{\text{в}}) = 0,31 \cdot 115636,5 \cdot (37,86 - 15) = 81946,9 \text{ кДж/год.}$$

Визначимо витрату повітря, якщо $t_{\text{см}} = 9 \text{ } ^\circ\text{C}$:

$$L_0 = \frac{L_n}{R + \frac{t_0 - t_{cm}}{t_{cm} - t_n}} = \frac{287712}{11,04 + \frac{15 - 9}{9 - (-20)}} = 25574 \text{ м}^3/\text{ГОД.}$$

Знайдемо початкову швидкість струменя завіси:

$$V_0 = \frac{255574}{3600 * 4,5 * 0,1} = 15,79 \text{ м/с.}$$

Знайдемо К.К.Д. завіси при нових умовах:

$$L_0 = \frac{\eta * L_n}{R} \quad 25574 = \frac{\eta * 287712}{11,04},$$

тоді $\eta = 0,98$.

За витратою повітря вибираємо вентилятор і калорифер. Беремо відцентровий вентилятор марки Ц 4-70 з електродвигуном 4А 180 Мб та калорифер марки ДО ЗВП.

ВИСНОВКИ

1. Проаналізована структура споживання алюмінію. Алюміній є одним із найбільш універсальних матеріалів для пакування практично всіх можливих видів продукції. У світі для пакування використовується кожна п'ята тонна виробленого алюмінію. Проаналізовані обсяги переробки вторинної низькоякісної алюмінієвої сировини з лакофарбовим покриттям у різних країнах світу.

2. Проаналізована структура вторинної алюмінієвої сировини та надана характеристика вторинної алюмінієвої сировини з лакофарбовим покриттям на поверхні: гнучкого, напівжорсткого та жорсткого пакування.

3. Проаналізовані фізико-хімічні основи плавлення і технологічні особливості переробки вторинної алюмінієвої сировини.

4. Для виплавки сплаву АЛ15В вибрано компонування роторної печі з індукційною тигельною піччю. Розроблено технологію виплавки сплаву АЛ15В із вторинної алюмінієвої сировини за дуплекс-процесом плавлення. Така схема дуплекс-процесу забезпечує високу якість розплаву та дає змогу максимально використовувати високу продуктивність індукційної печі.

5. Розраховано склад шихти і складено матеріальний баланс виплавлення сплаву АЛ15В, визначено витратні коефіцієнти.

6. Описано конструкцію плавильних печей для виплавки сплаву АЛ15В із вторинної алюмінієвої сировини. Виконано конструктивний розрахунок роторної печі. Складено тепловий баланс виплавки сплаву АЛ15В та визначено питому витрату палива.

7. Проведено аналіз шкідливих і небезпечних виробничих чинників виробничого середовища під час виробництва алюмінієвих сплавів із вторинної алюмінієвої сировини. Розроблено заходи щодо поліпшення умов праці. Виконано розрахунок витрати повітря для повітряної завіси, підібрано вентилятор і калорифер.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Ecomelt furnaces considerably reduce energy consumption. *Heat process*. 2012. Vol. 10. № 2. P. 64.
2. Hall C. Norton Aluminium choose tilt rotary furnace over reverbatory. *Aluminium International Today*. 2008. Vol. 20, № 2. P. 26.
3. Kircher G. Aluminium scrap as vital source of aluminium supply. *Erzmetall*. 2011. Vol. 64, № 4. P. 210–212.
4. Timm H. Modern Lightweight Design At Audi. *Aluminium International Today*. 2018. October. Issue 24. P. 27.
5. 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.
6. Нестеренко Т. М., Пилипко М. С. Рафінування флюсами алюмінієвих розплавів, отриманих із вторинної алюмінієвої сировини з лаковим і фарбовим покриттям. *Научный взгляд в будущее*. Т. 2, Вип. 6. Одесса : КУПРИЕНКО СВ, 2017. С. 4–9. DOI: 10.21893/2415-7538.2017-06-2-044.
7. 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.
8. 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.
9. Nikolay A. Belov, Dmitry G. Eskin and Andrey A. Aksenov. *Multicomponent Phase Diagrams : Application for Commercial Aluminum Alloys*. Elsevier, 2005. 413 p.
10. Нестеренко Т. М., Воденнікова О. С. Конструкції технологічних агрегатів кольорової металургії : конспект лекцій. Запоріжжя : ЗДІА, 2017. 100 с.

11. Діденко Л. М., Нестеренко Т. М. Особливості технологічного контролю домішок при виробництві силумінів із вторинної сировини. *Молода наука-2023* : зб. наук. праць студентів, аспірантів, докторантів і молодих вчених. Запоріжжя : ЗНУ, 2023. С. 276–278

12. Діденко Л. М., Нестеренко Т. М. Дослідження очищення розплавів кольорових металів і сплавів від домішок. *Молода академія 2021* : збірка тез доповідей Всеукр. науково-техн. конф. студентів і молодих учених, м. Дніпро, 20-21 травня 2021. Дніпро : НметАУ, 2021. Т. С.21.

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

14. ДСТУ 2839-94 (ГОСТ 1583-93). Сплави алюмінієві ливарні. Технічні умови. [Чинний від 1994-10-31]. Вид. офіц. Київ : Держстандарт України, 1995. 54 с.

15. 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.

16. Нестеренко Т. М. Виробництво алюмінієвих сплавів із рудної та вторинної сировини : метод. вказівки до практичних занять. Запоріжжя : ЗДІА, 2006. 40 с.

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

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