

Міністерство освіти і науки України  
Запорізька державна інженерна академія

---



**Т.М. Нестеренко**

**ВИРОБНИЦТВО АЛЮМІНІЄВИХ СПЛАВІВ  
ІЗ РУДНОЇ ТА ВТОРИННОЇ СИРОВИНИ**

**Методичні вказівки до практичних занять**

*для студентів ЗДІА  
спеціальності 7.090402 “Металургія кольорових металів”*

**Запоріжжя  
2006**

Міністерство освіти і науки України  
Запорізька державна інженерна академія

**ВИРОБНИЦТВО АЛЮМІНІЄВИХ СПЛАВІВ  
ІЗ РУДНОЇ ТА ВТОРИННОЇ СИРОВИНИ**

**Методичні вказівки до практичних занять**

*для студентів ЗДІА*

*спеціальності 7.090402 “Металургія кольорових металів”*

*Рекомендовано до видання  
на засіданні кафедри МКМ,  
протокол № 13 від 13.02.06 р.*

**Виробництво алюмінієвих сплавів із рудної та вторинної сировини.**  
Методичні вказівки до практичних занять для студентів ЗДІА спеціальності 7.090402 “Металургія кольорових металів” /Укл. Т.М. Нестеренко. – Запоріжжя, 2006. – 40 с.

Методичні вказівки призначені для студентів спеціальності “Металургія кольорових металів”, які виконують практичні завдання з дисципліни “Виробництво алюмінієвих сплавів із рудної та вторинної сировини”. Вказівки містять теоретичні відомості та приклади технологічних розрахунків щодо виробництва алюмінієвих сплавів електротермічним способом і способом сплавлення з рудної і вторинної сировини, розрахунки устаткування та теплового балансу плавки, довідкові матеріали та індивідуальні завдання до виконання розрахунків.

Укладач: *Т.М. Нестеренко, доцент*

Відповідальний за випуск : *зав. кафедрою МКМ*  
*професор І.Ф. Червоний*

## 1 СПОСІБ СПЛАВЛЕННЯ

Алюмінієві ливарні сплави та сплави, що деформуються, виготовляють методом сплавлення на ливарних ділянках металургійних і машинобудівних заводів та у плавильних цехах металургійних заводів, що переплавляють вторинну алюмінієву сировину.

Технологічний процес виробництва алюмінієво-кремнієвих сплавів сплавленням рідкого електролітичного алюмінію та кристалічного кремнію включає такі основні стадії: підготовка шихтових матеріалів; вибір и підготовка плавильних агрегатів; плавка (приготування сплаву); рафінування; модифікування; розливання сплаву в чушки (рис. 1.1).

Основними плавильними агрегатами, які застосовують для виготовлення чушкових алюмінієво-кремнієвих сплавів в умовах алюмінієвих заводів, є поворотна відбивна електропіч опору САН, індукційна тигельна піч ІАТ, тигельна піч опору САТ. Поворотна відбивна електропіч опору САН використовується як міксер-накопичувач при розливанні алюмінію на чушки або для сплавлення кристалічного кремнію з електролітичним алюмінієм та легуючими матеріалами. Індукційну тигельну піч використовують як плавильний агрегат, із якого готовий сплав переливають у встановлені на ливарних ділянках роздавальні електричні печі типу САТ, необхідні для витримки сплаву у вузьких інтервалах технологічних температур, рафінування і модифікування.

До шихтових матеріалів відносяться всі матеріали, необхідні для одержання сплавів певного хімічного складу:

- алюміній-сирець рідкий або твердий марок А7, А6, А5, А0 (табл. А.1);
- кристалічний кремній марок Кр1, Кр2 і Кр3 (табл. А.4);
- алюміній-сирець з підвищеним вмістом кремнію, одержаний при переплавленні зйомів виробництва силуміну;
- легуючі матеріали, необхідні для готування сплавів різних марок (табл. А.2, табл. А.3, табл. А.4, табл. А.6);
- лігатури (табл. А.5) або проміжні сплави;
- відходи виробництва (браковані деталі, випори, ливники, стружка, обрізь та ін.).

Для розрахунку шихти необхідні наступні дані: хімічний склад заданого алюмінієвого сплаву і вихідних шихтових матеріалів, угар окремих компонентів сплаву в процесі плавки. При розрахунку необхідно врахувати також компактність шихти, тип плавильної печі і склад атмосфери в плавильній камері, тривалість плавки й інші фактори. Угар металу, що виникає в процесі плавки, є безповоротною втратою. При розрахунку шихти втрати на угар приймаються, виходячи з практичних даних (табл. А.7).

В залежності від призначення сплаву за розрахунковий склад може бути прийнятий або середній, або оптимальний склад сплаву. Якщо прийнято середній склад, то вміст окремих елементів у сплаві вказують у

деяких межах. Для одержання оптимального складу приймають оптимальний вміст компонентів у сплаві.

При використанні вторинної алюмінієвої сировини різноманітність її хімічного складу створює труднощі при наборі компонентів шихти на плавку. Тому для розрахунку шихти беруть типові комбінації, використання яких забезпечує сприятливі умови для раціональної витрати алюмінієвої сировини. Для одержання сплаву заданого хімічного складу шихту розраховують так, щоб використовувати мінімум первинних металів (міді, алюмінію, кремнію й ін.) і дотримуватись економічних вимог.

Після розплавлення завантажених у піч матеріалів, видалення шлаку, перемішування відбирають пробу розплаву на попередній експрес-аналіз, який рідко повністю відповідає марці сплаву, що виготовляється. Причина цієї невідповідності – неточність відомостей, зазначених у сертифікатах постачальників сировини, помилки при зважуванні, втрати на угар і ін.

Розрахунок ведуть так, щоб у печі залишався простір для довантаження матеріалів, якими коректують хімічний склад розплаву. За даними попереднього хімічного аналізу коректують склад розплаву – вводять компоненти, кількості яких не вистачає, або розбавляють надлишкові. Вміст компонентів-домішок зменшують додаванням у шихту первинного алюмінію або відходів чистого алюмінію. При необхідності легуючі компоненти (кремній, мідь і т.д.) доцільно вводити не чистими металами, а у вигляді брухту або відходів цих металів. На виробництві не завжди можна реалізувати такий підхід. Тому після розплавлення легуючих матеріалів або матеріалів для розшихтування відбирають пробу для остаточного хімічного аналізу, потім розливають метал на чушки.

**Приклад 1.1.** Розрахувати шихту для виплавки сплаву АЛ5 у тигельній печі. Домішками, що містяться у вихідному матеріалі і готовому сплаві, при розрахунку знехтувати. Шихта компактна.

#### Розв'язання

Відповідно до ГОСТ 2685–75 сплав АЛ5 містить, %: 5,0 *Si*, 0,4 *Mg*, 1,25 *Cu*, інше *Al* (табл. А.11).

Як шихтові матеріали вибираємо:

- чушковий первинний алюміній А0;
- чушковий силумін СИЛ–0 (табл. А.6), %: 87 *Al*, 13 *Si*;
- лігатура алюміній-магній (табл. А.5), %: 90 *Al*, 10 *Mg*;
- лігатура алюміній-мідь (табл. А.5), %: 50 *Al*, 50 *Cu*.

Угар елементів для компактної шихти складає, %: 1,0 *Al*, 1,0 *Si*, 1,0 *Cu*, 3,0 *Mg* (табл. А.7).

Шихта розраховується на 100 кг сплаву.

Для врахування втрат окремих елементів на угар маса шихтових матеріалів повинна бути збільшена:

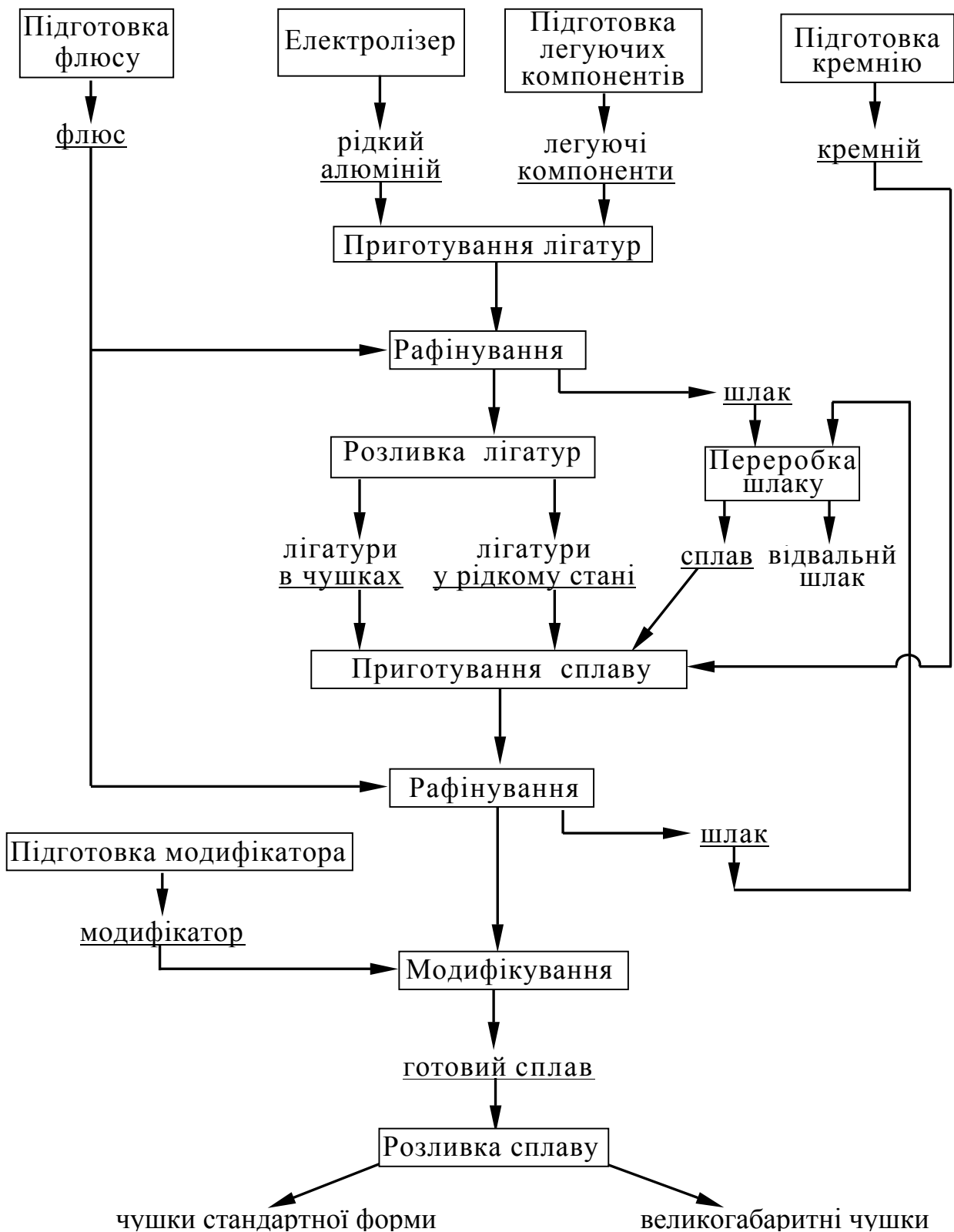


Рисунок 1.1 – Технологічна схема виробництва алюмінієвих сплавів методом сплавлення

- кремнію на  $5,00 \cdot 1,0 / 100,00 = 0,050$  кг;
- магнію на  $0,40 \cdot 3,0 / 100,00 = 0,012$  кг;
- міді на  $1,25 \cdot 1,0 / 100,00 = 0,012$  кг;
- алюмінію на  $93,35 \cdot 1,0 / 100,00 = 0,933$  кг.

Розрахунковий склад шихти представлений у таблиці 1.1.

Таблиця 1.1 – Склад шихти для виплавки сплаву АЛ5

Найменування	Компонент				Всього
	<i>Si</i>	<i>Mg</i>	<i>Cu</i>	<i>Al</i>	
Середній хімічний склад, %	5,00	0,40	1,25	93,35	100,00
Маса компонента на 100 кг шихти, кг	5,00	0,40	1,25	93,35	100,00
Угар, %	1,0	3,0	1,0	1,0	–
Угар, кг	0,050	0,012	0,012	0,933	1,007
Розрахунковий склад шихти, кг	5,050	0,412	1,262	94,283	101,007

Далі визначаємо кількість чушкового силуміну та лігатур.

У шихту необхідно внести:

- силуміну  $5,050 \cdot 100,00 / 13,00 = 38,846$  кг,  
вміст *Al* у силуміні  $38,846 - 5,050 = 33,796$  кг;
- лігатури *Al–Mg*  $0,412 \cdot 100,00 / 10,00 = 4,120$  кг,  
вміст *Al* у лігатурі  $4,12 - 0,412 = 3,708$  кг;
- лігатури *Al–Cu*  $1,262 \cdot 100,00 / 50,00 = 2,524$  кг,  
вміст *Al* у лігатурі  $2,524 \cdot 50,0 / 100,00 = 1,262$  кг.

Маса чушкового алюмінію складає:

$$94,283 - (33,796 + 3,708 + 1,262) = 55,517 \text{ кг.}$$

Отже, для виплавки 100 кг сплаву АЛ5 потрібна така кількість шихтових матеріалів:

чушкового алюмінію А0	55,517 кг,
силуміну СИЛ–0	38,846 кг,
лігатури <i>Al–Mg</i>	4,120 кг,
лігатури <i>Al–Cu</i>	2,524 кг

Всього 101,007 кг.

Для відливки відповідального призначення слід перевірити кількість шкідливих домішок, внесених вихідними матеріалами.

Виконаємо перевірку маси заліза, що міститься в сплаві АЛ5, одержаному із шихти, склад якої розрахований вище.

Вміст заліза в компонентах шихти, %:

- у чушковому алюмінії А0 0,50;
- у силуміні СИЛ–0 0,35;
- у лігатурі *Al–Mg* 0,30;
- у лігатурі *Al–Cu* 0,20.

У сплав вноситься заліза, кг:

– чушковим алюмінієм А0	$55,517 \cdot 0,0050 = 0,2776$ кг,
– силуміном СИЛ–0	$38,846 \cdot 0,0035 = 0,1360$ кг,
– лігатурою Al–Mg	$4,120 \cdot 0,0030 = 0,0124$ кг,
– лігатурою Al–Cu	$2,524 \cdot 0,0020 = 0,0050$ кг
Всього	0,4310 кг.

Таким чином, у сплавi АЛ5 міститься 0,4310 кг заліза або близько 0,43% заліза, що не перевищує норми, передбаченої стандартом.

**Приклад 1.2.** Розрахувати шихту на одне завантаження печі і скласти баланс металів при виплавці сплаву АК9Ц6 у відбивній печі місткістю 20 т із вторинної алюмінієвої сировини. Склад сировини взяти за практичними даними.

#### Розв'язання

З наявної на складі сировини вибираємо брухт цинковистого силуміну, ливарний брухт сплаву АЛ11, відходи ливарних сплавів, зйоми, кременисту стружку. Дані про хімічний склад і засміченість складових шихти (волога, мастило, пил, оксиди, залізо) беремо із сертифікатів на сировину. Приймаємо такий склад шихти, %: 15,0 брухт силуміну; 15,5 ливарний брухт; 7,8 відходи; 7,8 зйоми; 53,9 стружка. Хімічний склад компонентів шихти зводимо в табл. 1.2.

Визначаємо хімічний склад сплаву, що має бути одержаний після розплавлення всієї завантаженої в піч шихти. Результати розрахунку зводимо в табл. 1.2.

Для коректування хімічного складу сплаву вводимо компоненти, кількості яких не вистачає: магній – у вигляді магнієвого брукту (45 кг), цинк – у вигляді цинкового брукту (685 кг), кремній – у вигляді відходів виробництва електротермічного силуміну (270 кг). Результати остаточного аналізу розплаву, одержаного після розплавлення легуючих матеріалів, показують, що кінцевий склад сплаву відповідає заданій марці.

Під час плавки 21070 кг шихти одержано 4000 кг шлаків, з яких витягають 400 кг металу. При розливанні розплаву на чушки одержано 17000 кг сплаву і 200 кг зйомів, що містять 70% металу (140 кг). Таким чином, при виплавці сплаву утвориться  $400 + 140 = 540$  кг оборотних відходів. Результати розрахунків балансу металів зводимо в табл. 1.3.

### Завдання для самостійної роботи

**1.1.** Розрахувати шихту для виплавки алюмінієвого сплаву заданої марки (домішками у вихідній сировині та кінцевому сплаві знехтувати). Склад і ступінь підготовки шихти, тип плавильної печі надані у табл. Б.1.

**1.2.** Виконати розрахунки шихт лігатур та силуміну, які входять до складу шихти для виплавки алюмінієвого сплаву заданої марки (завдання 1.1). Скласти розрахунок загальної шихти для виплавки заданого сплаву



за умовою, що потрібні лігатури та силумін виготовляють у тигельній печі.

Таблиця 1.2 – Розрахунок шихти сплаву АК9Ц6

Складові шихти	Брутто, кг	Нетто, кг	Основні компоненти										Домішки*	
			Cu		Zn		Si		Mn		Mg		Fe	
			%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг
Брухт з Zn	2880	2700	2,0	54	2,0	54	6,0	162	0,4	10,8	0,5	13,5	0,9	24,3
Брухт АЛ11	2980	2800	–	–	10,0	280	7,0	196	0,5	14,0	0,3	8,4	1,1	30,8
Відходи	1475	1400	3,0	42	2,5	35	6,0	84	0,4	5,6	0,5	7,0	1,5	21,0
Зйоми	1585	1400	3,0	42	4,0	56	6,0	84	0,4	5,6	0,5	7,0	1,5	21,0
Стружка	11150	9700	0,5	45,5	2,0	194	9,0	873	0,4	39,0	0,2	19,4	0,5	48,5
<i>За розрахунком та за результатами попереднього аналізу</i>														
Всього	20070	18000	1,0	183,5	3,4	619	7,8	1399	0,4	75,0	0,3	55,3	0,8	145,6
<i>Коректування хімічного складу</i>														
Магнієвий лом	45	45	–	–	–	–	–	–	–	–	100	45,0	–	–
Відходи електротермічного силуміну	270	270	–	–	–	–	50	135	–	–	–	–	–	–
Цинковий брухт	685	685	–	–	100	685	–	–	–	–	–	–	–	–
<i>За результатами кінцевого аналізу</i>														
Всього	21070	19000	1,0	183,5	6,9	1304	8,1	1534	0,4	75,0	0,5	100,3	0,77	145,6

Таблиця 1.3 – Баланс металів під час виплавки сплаву АК9Ц6

Складові шихти	Надходження					Витрачання	
	Нетто, кг	волога, мастило	оксид, пил, кг	залізо, кг	Брутто, кг	Кінцеві продукти та відходи	Брутто, кг
Лом з Zn	2700	80	10	90	2880	Чушки	17000
Лом АЛ11	2800	90	10	80	2980	Зворотні відходи, в тому числі:	540
Відходи	1400	50	5	20	1475	зйоми (200 кг)	140
Зйоми	1400	45	135	5	1585	шлак (4000 кг)	400
Стружка	9700	100	1200	150	11150	Безповоротні відходи, в тому числі:	3530
Магнієвий брухт	45	–	–	–	45	волога, мастило,	
Відходи електротермічного силуміну	270	–	–	–	270	оксиди, залізо	2070
Цинковий лом	685	–	–	–	685	угар	1460
Всього	19000	365	1360	345	21070	Всього	21070

## 2 ЕЛЕКТРОТЕРМІЧНИЙ СПОСІБ

Електротермічний спосіб дозволяє одержати алюмінієво-кремнієві сплави прямим відновленням природних алюмосилікатів вуглецем у потужних руднотермічних електропечах. Одержаний первинний алюмінієво-кремнієвий сплав (силікоалюміній), що містить близько 35–40% кремнію (рис. 2.1), розбавляють потім електролітичним або вторинним алюмінієм до складу, що відповідає різним маркам конструкційних алюмінієвих сплавів (ливарних і сплавів, що деформуються), рафінують від домішок і розливають у чушки (рис. 2.2).

Такий спосіб виробництва дозволяє повністю використовувати кремній первинного алюмінієво-кремнієвого сплаву й одночасно скоротити витрату електролітичного алюмінію. Крім того, при виготовленні сплаву не потрібно спеціального додавання заліза, тому що воно міститься в необхідних кількостях у первинному сплаві.

Сировиною для виплавки сплавів (силікоалюмінію) є руди, що містять одночасно глинозем  $Al_2O_3$  і кремнезем  $SiO_2$ : каоліни ( $Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$ ), кіаніти ( $Al_2O_3 \cdot SiO_2$ ), дистенсиліманіти ( $Al_2O_3 \cdot SiO_2$ ), низькозалізні боксити, різні алюмосилікати.

Шихта складається з природних алюмосилікатів, вуглецевого відновника і в'язучого для одержання брикетів. Вимоги до сировини різні в залежності від призначення одержуваного сплаву. Найважливіша домішка, на яку слід звертати увагу – залізо. Вміст заліза повинен бути мінімальним, якщо сплав надалі йде на приготування конструкційного сплаву. Значна кількість заліза припустима, якщо сплав призначений для розкислення. Як відновник при електротермічному виробництві алюмінієво-кремнієвих сплавів застосовуються різні види вуглецевих матеріалів з великою реакційною здатністю і досить високим електричним опором: деревне вугілля, торф'яний або нафтовий кокс, а також малозольні вугілля.

Для успішного проведення процесу відновлення необхідно тісне змішування основних компонентів шихти, що досягається подрібненням вихідних матеріалів до крупності приблизно 0,1 мм і брикетуванням шихти. Для одержання досить міцних брикетів застосовують в'язуче (сульфітно-спиртову барду, лігносульфонат та ін.). Кількість в'язучого залежить від пластичності вихідних сировинних матеріалів: при використанні каолінів – приблизно 4% від маси вихідної сировини, при переробці кіанітів – приблизно 6%.

Для розрахунку шихти приймають звичайно наступні умови:

- витрата вуглецю, необхідна на відновлення оксидів алюмінію, кремнію, заліза, титана, кальцію і магнію до металів (враховується вміст оксидів не тільки у вихідній сировині, але й у золі відновника);
- відновник – тільки нелетучий вуглець. В залежності від виду відновника вводять коефіцієнт, що або дещо збільшує кількість відновника (для деревного вугілля – 1,03) або зменшує його (для кам'яного вугілля – 0,94).

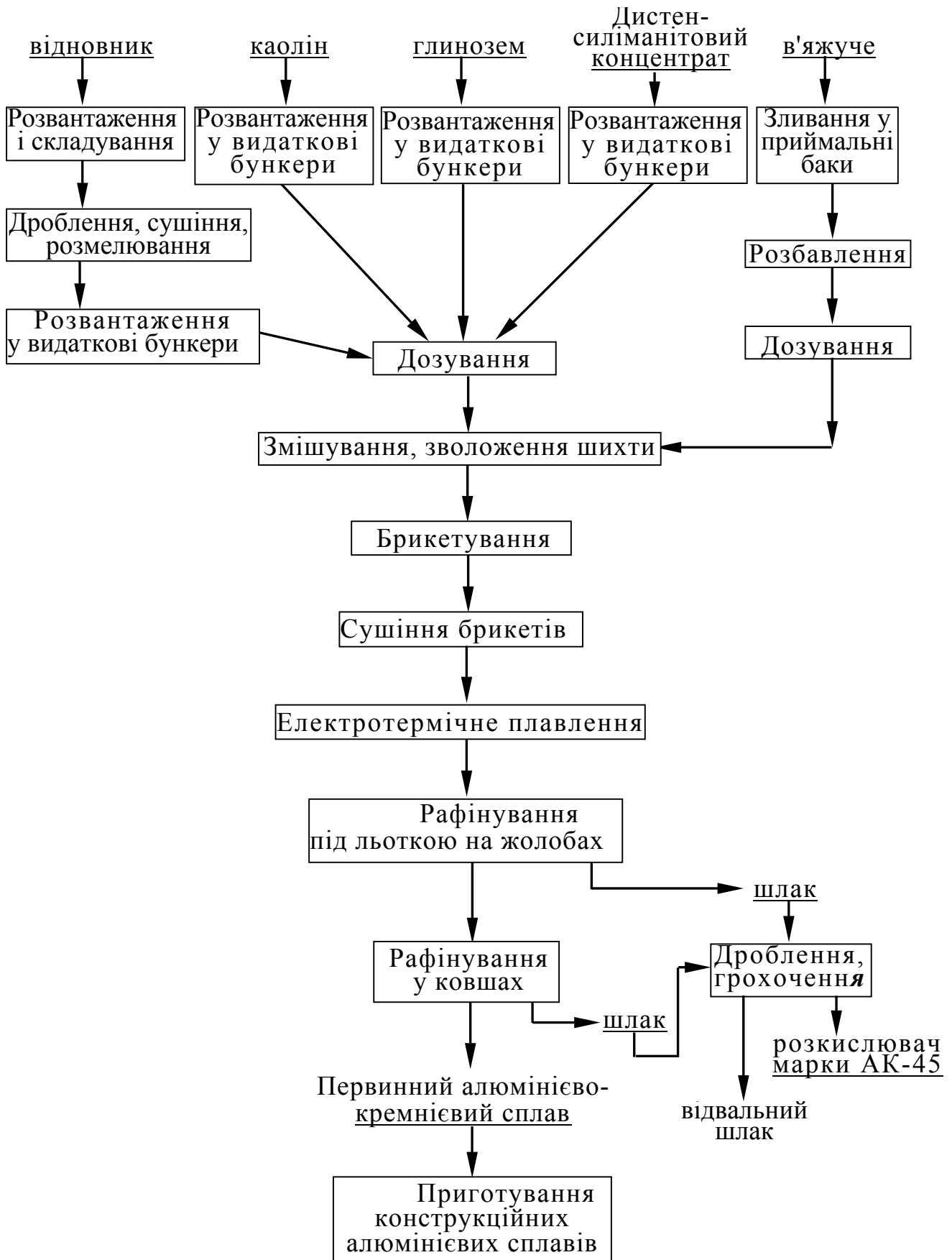


Рисунок 2.1 – Технологічна схема виробництва первинного алюмінієво-кремнієвого сплаву

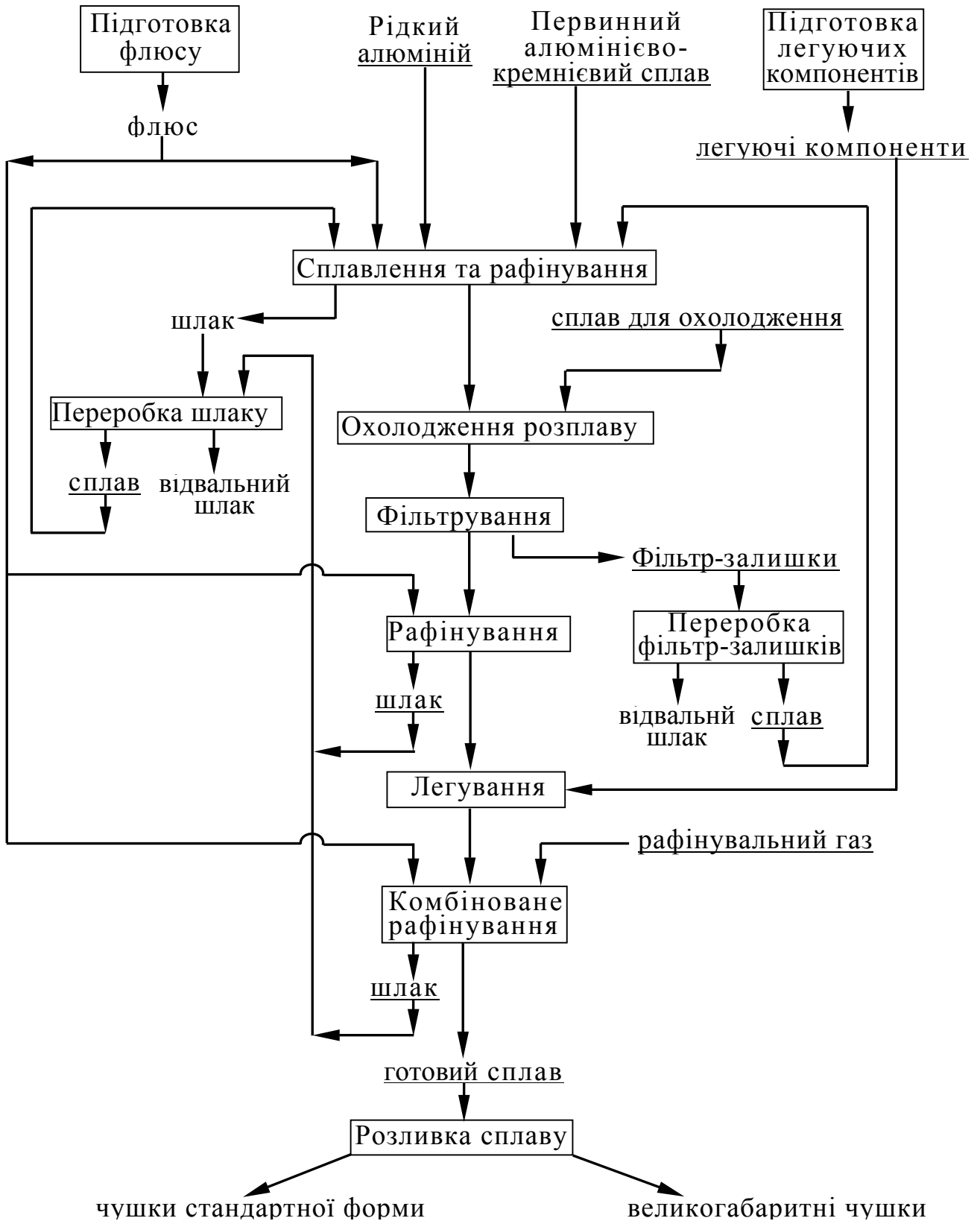


Рисунок 2.2 – Технологічна схема переробки первинного алюмінієво-кремнієвого сплаву на марочні ливарні сплави

Дозування компонентів шихти ведуть у залежності від заданого складу одержуваного сплаву, причому вважається, що процес безшлаковий. Якщо у вихідній сировині є дефіцит оксиду алюмінію, то в шихту вводять розрахункову кількість глинозему або іншої глиноземвмісної сировини.

**Приклад 2.1.** Розрахувати шихту для виплавки первинного алюмінієво-кремнієвого сплаву. При розрахунку прийняти, що відновлення всіх оксидів шихти відбувається за рахунок твердого вуглецю. Видобування алюмінію із шихти (каоліну і глинозему) дорівнює 80%; видобування кремнію із шихти (каоліну) дорівнює 75%.

Вихідні дані для розрахунку:

- розрахунковий вміст алюмінію в сплаві із шихти складає 60,7%;
- дозування вуглецю (від теоретично необхідної кількості для відновлення оксидів шихти) дорівнює 94 %;
- склад відновників за твердим вуглецем  $C_{ТВ}$ : 68% газового вугілля і 32% нафтового коксу;
- добавка сульфідного лугу складає 5,5% від маси сухих компонентів шихти;
- вологість шихти дорівнює 15%.

Склад шихтових матеріалів:

1) відновники:

- газове вугілля містить, %: 3,98 золи; 33,4 летучих; 78,8 загального вуглецю; 1,2 інші;
- нафтовий кокс містить, %: 0,35 золи; 8,0 летучих; 94,9 загального вуглецю; 13,5 в.п.п. (втрати при прожарюванні);

2) каолін містить, %: 47,5  $SiO_2$ , 37,5  $Al_2O_3$ ;

3) глинозем містить, %: 98,8  $Al_2O_3$ ; 1,2 інші.

Розв'язання

Розрахунок складаємо на 100 кг каоліну.

1. Розраховуємо склад первинного алюмінієво-кремнієвого сплаву.

До складу сплаву 100 кг каоліну внесуть:

а) алюмінію при його відновленні за реакцією:



Звідки  $x_{Al} = 37,5 \cdot 2 \cdot 27 / 102 = 19,85$  кг або з врахуванням видобування алюмінію  $19,85 \cdot 0,80 = 15,88$  кг.

б) кремнію при його відновленні за реакцією:



Звідки  $x_{Si} = 47,5 \cdot 28 / 60 = 22,17$  кг.

З врахуванням видобування у сплав перейде  $22,17 \cdot 0,75 = 16,63$  кг кремнію.

Відношення алюмінію до кремнію, внесених каоліном у сплав, складає  $15,88:16,63 = 0,95$ .

Задане в металі відношення алюмінію до кремнію повинне бути  $60,7/36,0 = 1,69$ . Відсутня у сплаві кількість алюмінію буде внесена глиноземом. Тоді з глиноземом надходить:

$$16,63 \cdot 1,69 / 0,95 = 29,58 \text{ кг алюмінію.}$$

Буде потрібно  $29,58:0,988 = 29,94$  кг глинозему.

2. Розраховуємо витрату відновника.

Вміст твердого вуглецю у відновниках визначаємо за формулою:

$$C_{\text{ТВ}} = 100 - 1,3 \cdot A^{\text{C}} - V^{\text{Г}},$$

де 1,3 – коефіцієнт, що враховує витрату нелетучого вуглецю на відновлення оксидів золи;

$A^{\text{C}}$  – вміст золи в вугіллі, %;

$V^{\text{Г}}$  – вихід летучих на суху масу, %.

Тоді вміст твердого вуглецю в газовому вугіллі складає

$$C_{\text{ТВ}}^{\text{Г}} = 100 - 1,3 \cdot 3,98 - 33,40 = 61,43 \text{ \%}.$$

Вміст твердого вуглецю в нафтовому коксі складає:

$$C_{\text{ТВ}}^{\text{НК}} = 100 - 1,3 \cdot 0,35 - 8,00 = 91,55 \text{ \%}.$$

На 100 кг каоліну буде потрібно вуглецю:

а) для відновлення алюмінію за реакцією (2.1):

$$x_1 = 19,85 \cdot 3 \cdot 12 / (2 \cdot 27) = 13,23 \text{ кг};$$

б) для відновлення кремнію за реакцією (2.2):

$$x_2 = 22,17 \cdot 2 \cdot 12 / 28 = 19,00 \text{ кг}.$$

Для відновлення алюмінію з глинозему за реакцією (2.1) потрібно відновника:  $x_3 = 29,58 \cdot 3 \cdot 12 / (2 \cdot 27) = 19,72$  кг.

Всього буде потрібно вуглецю:  $13,23 + 19,00 + 19,72 = 51,95$  кг або  $51,95 \cdot 0,94 = 48,83$  кг нелетучого вуглецю,

в тому числі з газового вугілля  $48,83 \cdot 0,68 = 33,20$  кг,  
з нафтококсу  $48,83 \cdot 0,32 = 15,63$  кг.

Тоді буде потрібно:

газового вугілля  $33,20:0,6143 = 54,04$  кг,

нафтококсу  $15,63:0,9155 = 17,07$  кг.

3. Розраховуємо кількість в'язучого.

Кількість сухого сульфітного лугу складає

$$(100,00 + 29,94 + 54,04 + 17,07) \cdot 5,5 / 100 = 11,06 \text{ кг}.$$

Отже, суха шихта містить 100 кг каоліну, 29,94 кг глинозему, 54,04 кг газового вугілля, 17,07 кг нафтококсу. Загальна маса сухих матеріалів дорівнює  $100,00 + 29,94 + 54,04 + 17,07 + 11,06 = 212,11$  кг.

Кількість вологи в шихті складає  $x_{\text{вл}} = 212,1 \cdot 15 / 85 = 37,43$  кг.

Отже, загальна кількість розчиненого сульфітного лугу складає  $11,06 + 37,43 = 48,49$  кг.

Результати розрахунків складу шихти зводимо у табл. 2.1.

Таблиця 2.1 – Склад шихти для виплавки первинного алюмінієво-кремнієвого сплаву

Компонент	Кількість	
	кг	%
Каолін	100,00	40,07
Глинозем	29,94	12,00
Газове вугілля	54,04	21,66
Нафтовий кокс	17,07	6,84
Сульфідно-спиртова барда	48,49	19,43
Всього	249,54	100,00

### Завдання для самостійної роботи

**2.1.** Розрахувати шихту для виплавки первинного алюмінієво-кремнієвого сплаву, що містить 62% Al. Дозування відновника складає 95% від теоретично необхідного. Газове вугілля містить, %: 3,75 золи, 32,5 летучі, 76,7 загальний вуглець, 1,8 інші. Нафтококс містить, %: 0,50 золи, 9,0 летучі, 95,5 загальний вуглець, 12,5 в.п.п. Видобування алюмінію та кремнію із шихти дорівнює 78% та 72% відповідно. Співвідношення в шихті нелетучого вуглецю з газового вугілля і нафтококсу, склад каоліну, склад глинозему надані в табл. Б.2.

**2.2.** Розрахувати шихту для виплавки алюмінієвого сплаву заданої марки (табл. Б.2) розбавленням первинного алюмінієво-кремнієвого сплаву електролітичним алюмінієм. Первинний сплав містить, %: 62,3 Al; 35,8 Si; 1,3 Fe; 0,6 Ti. Легуючі компоненти марочного сплаву, кількості яких не вистачає, вводити у шихту у вигляді подвійних або потрійних лігатур (табл. А.5), які виготовляють з використанням вторинної сировини.

## 3 ТЕПЛОВИЙ БАЛАНС ТЕХНОЛОГІЧНОГО ПРОЦЕСУ

Тепловий баланс складають на основі матеріального балансу технологічного процесу, здійснюваного в плавильному агрегаті, для установлення витрати енергії на процес у цілому або на окремі його елементи. При проектуванні печей статті теплового балансу знаходять за розрахунком. Для аналізу теплової роботи діючих печей статті балансу визначають як експериментально, так і в результаті розрахунку.

Тепловий баланс складають на одиницю вихідних матеріалів, одиницю часу або на період роботи. Для печей періодичної дії теплові баланси складають стосовно до одного робочого циклу (наприклад, для однієї плавки), для печей безперервної дії – на одиницю часу. Часто буває зручніше теплові баланси відносити до одиниці маси матеріалу – шихти або кінцевого продукту.

Теплові баланси можуть бути складені для робочого простору печі або його частини, для печі в цілому. Крім того, складають теплові баланси окремих елементів плавильного агрегату, наприклад, рекуператора для підігріву повітря, казана-утилізатора і т.д. Для складання теплового балансу повинні бути відомі конструкція печі, її розміри і властивості матеріалів, обраних для її виготовлення, матеріальний баланс матеріалів, що переробляються, вид теплоносія, спосіб теплопередачі й інші теплотехнічні умови роботи печі.

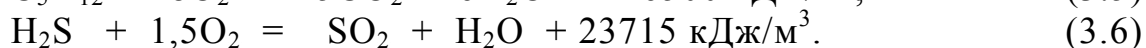
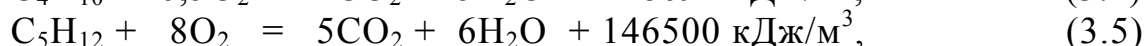
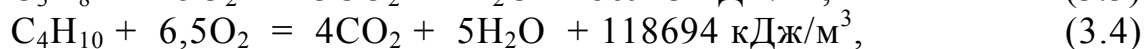
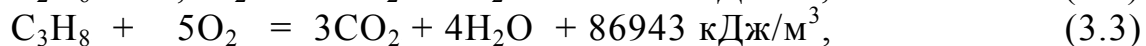
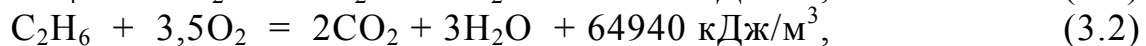
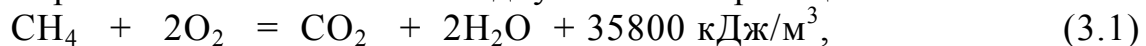
Тепловий баланс являє собою рівняння, що зв'язує на основі закону збереження енергії надходження та витрачання тепла в плавильному агрегаті.

**Приклад 3.1.** Визначити витрату повітря, кількість та склад продуктів згоряння палива, нижчу теплоту згоряння палива при спалюванні в короткобарабанній печі природного газу Краснодарського родовища (склад, %: 94,0 CH<sub>4</sub>; 3,0 C<sub>2</sub>H<sub>6</sub>; 0,8 C<sub>3</sub>H<sub>8</sub>; 0,2 C<sub>4</sub>H<sub>10</sub>; 0,1 C<sub>5</sub>H<sub>12</sub>; 0,9 CO<sub>2</sub>; 1,0 N<sub>2</sub>). Розрахунок провести при  $\alpha=1,0$  та  $\alpha=1,1$ . Прийняти, що газ сухий (0% H<sub>2</sub>O) та при розрахунках речовини реагують у стехіометричних відношеннях.

#### Розв'язання

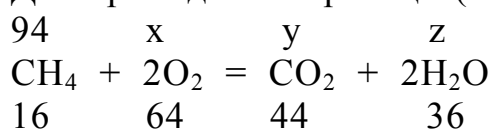
Розрахунок проводимо на 100 м<sup>3</sup> сухого газу.

Горіння елементів палива відбувається за реакціями:



Складові природного газу CO<sub>2</sub> та N<sub>2</sub> переходять у димові газу.

Для проходження реакції (3.1)



потрібно  $x=376,00 \text{ м}^3 \text{ O}_2$  і утворюється  $y=258,50 \text{ м}^3 \text{ CO}_2$ ,  $z=211,50 \text{ м}^3 \text{ H}_2\text{O}$ .

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  $376,00 + 11,20 + 2,91 + 0,72 + 0,36 = 391,19 \text{ м}^3 \text{ O}_2$ , або теоретична витрата повітря на  $100 \text{ м}^3$  природного газу дорівнює  $391,19 : 0,21 = 1862,81 \text{ м}^3$ ;
- при  $\alpha=1,1$  практична витрата повітря на  $100 \text{ м}^3$  палива дорівнює  $V_n^{1,1} = 2049,09 \text{ м}^3$ , об'єм димових газів складає  $2149,09 \text{ м}^3$ .

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  $i$ -того елемента палива, кДж/м<sup>3</sup>;

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

$n$  – кількість елементів у складі палива.

$$Q_n^p = 35800 \cdot 0,94 + 64940 \cdot 0,03 + 86943 \cdot 0,008 + 118694 \cdot 0,002 + 146500 \cdot 0,001 = 36679,632 \text{ кДж/м}^3.$$

Таблиця 3.1 – Розрахунок витрати повітря та кількості димових газів

Компоненти, що беруть участь у горінні				Продукти згорання, димові гази, м <sup>3</sup>							
паливо			повітря, м <sup>3</sup>								
компо- нент	кількість		№ реакції горіння	O <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>	всього	CO <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> O	N <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	всього
	%	м <sup>3</sup>									
CH <sub>4</sub>	94,0	94,0	(1.1)	376,00	1414,48	1790,48	258,50	211,50	1414,48	–	1884,48
C <sub>2</sub> H <sub>6</sub>	3,0	3,0	(1.2)	11,20	42,13	53,33	8,80	5,40	42,13	–	56,33
C <sub>3</sub> H <sub>8</sub>	0,8	0,8	(1.3)	2,91	10,95	13,86	2,40	1,31	10,95	–	14,66
C <sub>4</sub> H <sub>10</sub>	0,2	0,2	(1.4)	0,72	2,71	3,43	0,61	0,31	2,71	–	3,63
C <sub>5</sub> H <sub>12</sub>	0,1	0,1	(1.5)	0,36	1,35	1,71	0,31	0,15	1,35	–	1,81
CO <sub>2</sub>	0,9	0,9	–	–	–	–	0,90	–	–	–	0,90
N <sub>2</sub>	1,0	1,0	–	–	–	–	–	–	1,00	–	1,00
Всього, $\alpha=1,0$	100	100		391,19	1471,62	1862,81	271,52	218,67	1472,62	–	1962,81
Всього, $\alpha=1,1$	100	100		430,31	1618,78	2049,09	271,52	218,67	1619,78	39,12	2149,09

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

Таблиця 3.2 – Матеріальний баланс горіння палива

Надходження			Витрачання		
стаття	кількість		стаття	кількість	
	%	м <sup>3</sup>		%	м <sup>3</sup>
Природний газ, в т.ч	4,65	100,00	Димові гази, в	100,00	2149,09
CH <sub>4</sub>	4,37	94,00	тому числі:		
C <sub>2</sub> H <sub>6</sub>	0,14	3,00	CO <sub>2</sub>	12,63	271,52
C <sub>3</sub> H <sub>8</sub>	0,04	0,80	H <sub>2</sub> O	10,18	218,67
C <sub>4</sub> H <sub>10</sub>	0,01	0,20	N <sub>2</sub>	75,37	1619,78
C <sub>5</sub> H <sub>12</sub>	0,005	0,10	O <sub>2</sub> изб	1,82	39,12
CO <sub>2</sub>	0,04	0,90			
N <sub>2</sub>	0,045	1,00			
Повітря, в тому	95,35	2049,09			
числі: O <sub>2</sub>	20,02	430,31			
N <sub>2</sub>	75,33	1618,78			
Всього	100,00	2149,09	Всього	100,00	2149,09

**Приклад 3.2.** Скласти тепловий баланс печі і визначити витрату природного газу (див. приклад 3.1) для виплавлення алюмінієвих сплавів у короткобарабанній печі продуктивністю 3,75 т/год. Хімічний склад шихти, %: 0,434 Mg; 5,665 Si; 7,399 Cu; 0,062 Mn; 0,403 Zn; 1,152 Fe; 84,885 Al. 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.

Розв'язання

### Надходження теплоти

1. Теплота від згоряння палива:

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

де  $Q_n^p$  – нижча теплота згоряння природного газу, кДж/м<sup>3</sup>;

$B$  – витрата палива, м<sup>3</sup>/год.

$$Q_T = 36679,632 \cdot B \text{ кДж/год.}$$

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), м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>;

$C_n$  – середня теплоємність повітря при  $t_n$  (табл. А.8), кДж/(м<sup>3</sup>·°С);

$t_n$  – температура підігрівання повітря, °С.

$$Q_n = B \cdot \frac{2049,09}{100} \cdot 1,3181 \cdot 300 = 8102,716 \cdot B \text{ кДж/год.}$$

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-того елемента у складі шихти, %;

$q_i$  – тепловий ефект реакції окислення і-того елемента шихти (табл. А.9), кДж/кг:

$$q = 10^{-2} \cdot (0,434 \cdot 25470 + 5,665 \cdot 30670 + 7,399 \cdot 2468 + 0,062 \cdot 7084 + 0,403 \cdot 5523 + 1,152 \cdot 7306 + 84,885 \cdot 30523) = 28050,866 \text{ кДж/кг;}$$

$G$  – годинна продуктивність печі, кг/год.;

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

$$Q_{екз} = 28050,866 \cdot 3750 \cdot 0,0246 = 2588000 \text{ кДж/год.}$$

4. Загальне надходження теплоти:

$$Q_{np} = Q_T + Q_n + Q_{екз}.$$

$$Q_{np} = 44782,348 \cdot B + 2588000 \text{ кДж/год.}$$

### 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), кДж/(кг·°C):

$$C_1 = (C_{t_n} + C_{t_{nl}}) : 2 = (0,890 + 1,255) : 2 = 1,0725 \text{ кДж/(кг·°C)};$$

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

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

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

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

$t_n$  – температура шихти, що завантажується, 20 °C;

$t_p$  – робоча температура у печі, 850 °C.

$$Q_n = 3750 \cdot [1,0725 \cdot (660 - 20) + 389,7 + 1,2155 \cdot (850 - 66)] = \\ = 4901000 \text{ кДж/год.}$$

2. Теплота, що виноситься шлаками:

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

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

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

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

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

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

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  $\alpha = 1,1$  (табл. 3.2), м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>;

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

$C_i$  – середня теплоємність  $i$ -того продукту згоряння при  $t_{дг}$  (табл. А.8), кДж/(м<sup>3</sup>·°C);

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

$$C_{\partial z} = 0,1263 \cdot 2,2266 + 0,1018 \cdot 1,7133 + 0,7537 \cdot 1,3938 + 0,0182 \cdot 1,4801 = 1,5331 \text{ кДж}/(\text{м}^3 \cdot ^\circ\text{C});$$

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

$$Q_{\partial z} = B \cdot \frac{2149,09}{100} \cdot 1,5331 \cdot 1000 = 32947,698 \cdot B \text{ кДж}/\text{год.}$$

4. Витрати теплоти в результаті хімічної неповноти згоряння палива:

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

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

$$Q_{\text{хим}} = 12100 \cdot B \cdot \frac{2149,09}{100} \cdot 0,02 = 5200,78 \cdot B \text{ кДж}/\text{год.}$$

5. Втрати теплоти з механічним недогоранням:

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

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

$$Q_{\text{мех}} = B \cdot 36679,63 \cdot 0,03 = 1100,389 \cdot B \text{ кДж}/\text{год.}$$

6. Втрати теплоти в навколишнє середовище:

$$Q_{\text{нав}} = k_3 \cdot G,$$

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.

$$Q_{\text{нав}} = 167,5 \cdot 3750 = 628000 \text{ кДж}/\text{год.}$$

7. Невраховані втрати теплоти:

$$Q_{\text{нт}} = 0,1 \cdot Q_T,$$

$$Q_{\text{нт}} = 0,1 \cdot 36679,632 \cdot B = 3667,963 \cdot B \text{ кДж}/\text{год.}$$

8. Загальні витрати теплоти:

$$Q_{\text{в}} = Q_n + Q_{\text{ул}} + Q_{\partial z} + Q_{\text{хим}} + Q_{\text{мех}} + Q_{\text{нав}} + Q_{\text{нт}},$$

$$Q_{\text{в}} = 42916,83 \cdot B + 6395000 \text{ кДж}/\text{год.}$$

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

$$Q_{\text{пр}} = Q_{\text{в}}.$$

$$44782,348 \cdot B + 2588000 = 42916,83 \cdot B + 6395000,$$

$$B = 2041 \text{ м}^3/\text{год.} \text{ Питома витрата палива } B_T = 2041/3,75 = 544 \text{ м}^3/\text{т.}$$

Після підстановки витрати палива одержуємо:

$$Q_T = 74863000 \text{ кДж}/\text{год.},$$

$$Q_{\text{хим}} = 10615000 \text{ кДж}/\text{год.},$$

$$Q_n = 16538000 \text{ кДж}/\text{год.},$$

$$Q_{\text{мех}} = 2246000 \text{ кДж}/\text{год.},$$

$$Q_{\partial z} = 67246000 \text{ кДж}/\text{год.},$$

$$Q_{\text{нт}} = 7486000 \text{ кДж}/\text{год.}$$

Результати розрахунків зводимо в табл. 3.3.

Таблиця 3.3 – Тепловий баланс короткобарабанної печі

Надходження теплоти			Витрачання теплоти		
стаття	кількість		стаття	кількість	
	%	$\frac{МДж}{год.}$		%	$\frac{МДж}{год.}$
1. Теплота від згоряння палива	79,651	74863	1. Теплота на нагрівання і розплавлення металу	5,214	4901
2. Фізична теплота, що внесена підігрітим повітрям	17,596	16538	2. Теплота, що виноситься шлаками	0,921	866
3. Теплота екзотермічних реакцій	2,753	2588	3. Втрати теплоти з димов.газами	71,547	67246
			4. Втрати теплоти від хімічної неповноти згоряння палива	11,294	10615
			5. Втрати теплоти з механічним недогоранням	2,390	2246
			6. Втрати теплоти в навкол. серед.	0,668	628
			7. Невраховані втрати теплоти	7,965	7486
			8. Нев'язка	0,001	1
Всього	100,00	93989	Всього	100,00	93989

### Завдання для самостійної роботи

**3.1.** Визначити витрату повітря, кількість та склад продуктів згоряння палива, нижчу теплоту згоряння палива при спалюванні природного газу. Склад природного газу, величина коефіцієнта надлишку повітря  $\alpha$  надані у табл. Б.3. Прийняти, що газ сухий та при розрахунках речовини реагують у стехіометричних відношеннях.

**3.2.** Скласти тепловий баланс печі і визначити витрату природного газу для виплавлення алюмінієвого сплаву заданої марки (табл. Б.3) у короткобарабанній печі продуктивністю 3,75 т/год. Склад шихти для плавки відповідає середньому хімічному складу сплаву заданої марки. Угар шихти під час плавлення дорівнює 2,7%. Температура шихти, що завантажується, становить 18 °С. Температура шлаків, що зливаються,

становить 780 °С. Температура підігрівання повітря становить 250 °С. Температура газів на виході з печі становить 900 °С.

## 4 РОЗРАХУНОК УСТАТКУВАННЯ

### 4.1 Розрахунок сушильного барабана

Довжина сушильного барабана визначається за формулою:

$$L = \frac{M \cdot (w_n - w_k) / 100}{A \cdot S_{бар}} = \frac{M \cdot (w_n - w_k) / 100}{A \cdot \pi \cdot D^2 / 4}, \quad (4.1)$$

де  $M$  – продуктивність сушильного барабана, кг/год.;

$w_n, w_k$  – вміст вологи в стружці до і після сушіння, %;

$S_{бар}$  – площа поперечного перерізу барабана ( $m^2$ ) визначається за формулою:

$$S_{бар} = \frac{V_{г}}{(1 - \varphi) \cdot \omega_{г}}, \quad (4.2)$$

$V_{г}$  – дійсна кількість газів у барабані,  $m^3/c$ ;

$\varphi = V_m / V_{б}$  – коефіцієнт заповнення барабана  $V_{б}$  матеріалом  $V_m$ , звичайно  $\varphi = 0,15 - 0,25$ ;

$\omega_{г}$  – припустиме значення швидкості руху газів у вільному перетині на виході з барабана, звичайно знаходиться в межах до 1,5 м/с;

$A$  – напруга робочого об'єму барабана за випаруваною вологою,  $кг/(m^3 \cdot год.)$ , звичайно  $A = 10 - 14 кг/(m^3 \cdot год.)$ .

Тривалість сушіння стружки в барабані, годин:

$$\tau = \frac{2 \cdot \rho_{нас} \cdot \varphi \cdot (w_n - w_k)}{A \cdot [200 - (w_n - w_k)]}, \quad (4.3)$$

де  $\rho_{нас}$  – насипна маса вологої стружки,  $кг/m^3$ .

### 4.2 Конструктивний розрахунок короткобарабанної печі

Внутрішній діаметр печі може бути знайдений за формулою:

$$D_{вн} = \sqrt{\frac{4 \cdot V_{дг}}{\pi \cdot \omega_t}}, \quad (4.4)$$

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

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

Довжину печі визначаємо за формулою:

$$L = V_p / S_p, \quad (4.5)$$

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

$S_p$  – площа ефективного перерізу печі (площа перерізу розплаву), м<sup>2</sup>.

Коефіцієнт заповнення перерізу печі матеріалом  $\varphi$  знаходимо за формулою:

$$\varphi = S_p / S_{заг}, \quad (4.6)$$

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

**Приклад 4.1.** Визначити основні розміри сушильного барабана продуктивністю 2 т/год., тривалість сушіння алюмінієвої стружки, а також витрату палива на 1 т сухої стружки, якщо відомо: насипна маса стружки 160 кг/м<sup>3</sup>, дійсна кількість газів у барабані 9180 м<sup>3</sup>/год., вміст вологи в стружці 12,0% до сушіння та 0,5% після сушіння.

Розв'язання

Приймаємо за практичними даними  $\omega_r = 1,5$  м/с,  $\varphi = 0,25$  та визначаємо площу поперечного перерізу барабана за формулою (4.2):

$$S_{бар} = \frac{9180/3600}{(1-0,25) \cdot 1,5} = 2,266 \text{ м}^2.$$

Звідки діаметр барабана  $D = \sqrt{\frac{4 \cdot 2,266}{3,14}} = 1,70$  м.

Визначаємо довжину барабана за формулою (4.1), прийнявши напругу робочого об'єму барабана за випаруваною вологою  $A = 14$  кг/(м<sup>3</sup>·год.):

$$L = \frac{2000 \cdot (12,0 - 0,5) / 100}{14 \cdot 2,266} = 7,25 \text{ м}.$$

Визначаємо тривалість сушіння стружки за формулою (4.3):

$$\tau = \frac{2 \cdot 160 \cdot 0,25 \cdot (12,0 - 0,5)}{14 \cdot [200 - (12,0 - 0,5)]} = 0,35 \text{ год.} = 21 \text{ хв}.$$

Визначаємо кількість вологи, що випарувалася:

$$m_{вл} = 2000 \cdot (12,0 - 0,5) / 100 = 230 \text{ кг}$$

або  $V_{вл} = 22,4 \cdot 230 / 18 = 286 \text{ м}^3$ .

Знаходимо кількість димових газів  $V_{дг}$ , що утворюються під час згоряння природного газу:

$$V_{дг} = 9180 - 286 = 8894 \text{ м}^3/\text{год}.$$

Годинну витрату палива на сушіння 2 т вологої алюмінієвої стружки визначаємо за умовою, що використовується природний газ

Краснодарського родовища.

Тоді для горіння 100 м<sup>3</sup> природного газу потрібно 2049,09 м<sup>3</sup> повітря.

При цьому утвориться 2149,09 м<sup>3</sup> димових газів (табл. 3.2). Звідки маємо:

зі 100 м<sup>3</sup> палива утвориться 2149,09 м<sup>3</sup> димових газів,

з  $x_1$  м<sup>3</sup> палива утвориться 8894 м<sup>3</sup> димових газів.

$$x_1 = 414 \text{ м}^3/\text{год}.$$

Визначаємо питому витрату палива (природного газу).

Кількість сухої стружки складає  $2000 - 230 = 1770$  кг.  
Тоді витрата палива на 1 т сухої стружки складає:  
 $414 : 1,77 = 234$  м<sup>3</sup>/т.

**Приклад 4.2.** Визначити розміри короткобарабанної печі для виплавки 30 т алюмінієвого сплаву, яка опалюється природним газом (див. приклади 3.1, 3.2).

Розв'язання

Знаходимо внутрішній діаметр печі за формулою (4.4), прийнявши за практичними даними  $\omega_t = 1,15$  м/с:

$$D_{\text{вн}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 2149,09 \cdot 2041}{3,14 \cdot 1,15 \cdot 3600 \cdot 100}} = 3,68 \text{ м.}$$

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. 4.1.

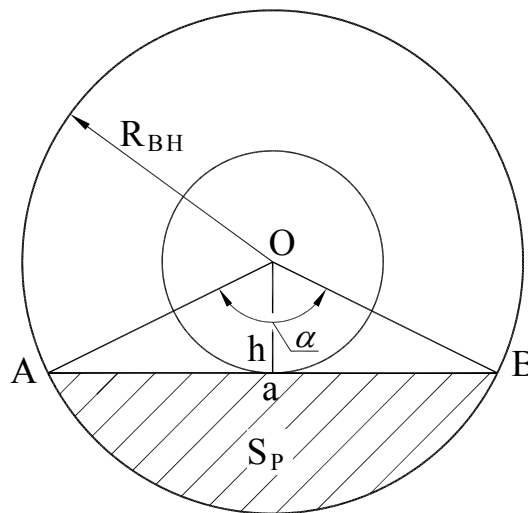


Рисунок 4.1 – Схема до розрахунку печі

Площу перерізу розплаву  $S_p$  визначаємо за формулою:

$$S_p = S_{\text{сект}}^{AOB} - S_{\text{тр}}^{AOB}, \quad (4.7)$$

де  $S_{\text{сект}}^{AOB} = \frac{\pi \cdot R_{\text{вн}}^2}{360} \cdot \alpha$  – площа сектора AOB (рис. 4.1), м<sup>2</sup>;

$S_{\text{тр}}^{AOB} = \frac{|AB| \cdot h}{2}$  – площа трикутника AOB (рис. 4.1), м<sup>2</sup>;

$\alpha$  – кут при вершині сектора AOB, градуси;



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

З розгляду прямокутного трикутника  $OaB$  (рис. 4.1) знаходимо величину кута  $\alpha$  по теоремі косинусів:

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

та довжину ванни металу в перерізі (хорду  $AB$ ):

$$|AB| = 2 \cdot \sqrt{|OB|^2 - |Oa|^2} = 2 \cdot \sqrt{R_{\text{вн}}^2 - h^2} = 2 \cdot \sqrt{1,84^2 - 0,685^2} = 3,42 \text{ м.}$$

Тоді одержимо:

$$\cos \frac{\alpha}{2} = \frac{1,84^2 + 0,685^2 - (3,42/2)^2}{2 \cdot 1,84 \cdot 0,685} = 0,3692,$$

тобто  $\alpha = 137^\circ$ .

Підставляючи значення довжини хорди  $AB$  та кута  $\alpha$  в формулу (4.7), одержимо:

$$S_p = \frac{\pi \cdot R_{\text{вн}}^2 \cdot \alpha}{360} - \frac{|AB| \cdot h}{2} = \frac{3,14 \cdot 1,84^2 \cdot 137}{360} - \frac{3,42 \cdot 0,685}{2} = 2,88 \text{ м}^2.$$

Коефіцієнт заповнення печі дорівнює

$$\varphi = 2,88/10,63 = 0,27,$$

тобто піч заповнюється на 1/3 об'єму.

Об'єм, що зайнятий розплавом при завантаженні 30 т алюмінієвого сплаву (густина  $2,37 \text{ т/м}^3$ ) та 10 т флюсів (густина  $1,54 \text{ т/м}^3$ ), дорівнює

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

Тоді довжина короткобарабанної печі за формулою (4.5) дорівнює

$$L = 19,15/2,88 = 6,65 \text{ м.}$$

### Завдання для самостійної роботи

**4.1.** Визначити основні розміри сушильного барабана продуктивністю  $A$  т/год. (табл. Б.4), тривалість сушіння алюмінієвої стружки, а також витрату палива на 1 т сухої стружки. Насипна маса стружки  $B$  кг/м<sup>3</sup>, дійсна кількість газів у барабані  $D$  м<sup>3</sup>/год., вміст вологи в стружці  $C_1$  до сушіння та  $C_2$  після сушіння надані у табл. Б.4.

**4.2.** Визначити основні розміри короткобарабанної печі продуктивністю  $P$  т/год. алюмінієвого сплаву (табл. Б.4). Піч опалюється природним газом (табл. Б.3).

## 5 ПЕРВИННА ОБРОБКА ВТОРИННОЇ АЛЮМІНІЄВОЇ СИРОВИНИ

**Приклад 5.1.** Скласти матеріальний баланс сушіння 1000 т алюмінієвої стружки на комплексній установці знежирення та сушіння, якщо вихідна стружка містить 12,0% вологи, 5,0% заліза, 5,0% мастила; 2,0% неметалевих домішок. Після сушіння стружка містить 0,3% вологи.

### Розв'язання

Розрахунок складаємо на 100 кг вихідної стружки.

Для створення оптимальних технологічних умов сушіння і підтримки сталого співвідношення між водою і мастилом слід ввімкнути бризкало та зросити поверхню стружки під час її завантаження в барабан  $4 \cdot 5,00 - 12,00 = 8,00$  кг води.

Приймаємо, що хімічний склад мастила відповідає формулі  $C_5H_{12}$ .

Витрату повітря для згоряння мастила визначаємо за реакцією (3.5).

Звідки для згоряння 5,00 кг мастила потрібно

$$5,00 \cdot 7,5 \cdot 32 / 70 = 17,14 \text{ кг кисню}$$

або  $17,14 : 0,21 = 81,62$  кг повітря,

в тому числі  $81,62 - 17,14 = 64,48$  кг азоту.

При згорянні 5,00 кг мастила утвориться

$$5,00 \cdot 5 \cdot 44 / 70 = 15,71 \text{ кг } CO_2$$

та  $5,00 \cdot 5 \cdot 18 / 70 = 6,43$  кг  $H_2O$ .

Приймаємо, що на комплексній установці знежирення та сушіння стружки все залізо з вихідної стружки буде відсепаровано у магнітну фракцію; 1,0% алюмінію втрачається з димовими газами; 0,1% алюмінію втрачається з магнітною фракцією.

Тоді з магнітною фракцією та димовими газами втрачається алюмінію відповідно:

$$76,00 \cdot 0,1 / 100 = 0,076 \text{ кг та } 76,00 \cdot 1,0 / 100 = 0,760 \text{ кг алюмінію.}$$

$$\text{В сухій стружці міститься } 75,164 \cdot 0,3 / 99,7 = 0,266 \text{ кг вологи.}$$

Таким чином, у димові гази надходить

$$12,00 + 8,00 + 6,43 - 0,226 = 26,204 \text{ кг води.}$$

Загальна маса димових газів складає

$$0,76 + 15,71 + 26,204 + 64,48 = 109,154 \text{ кг.}$$

Результати розрахунків заносимо у табл. 5.1.

### Завдання для самостійної роботи

**5.1.** Скласти матеріальний баланс сушіння на комплексній установці знежирення та сушіння 8000 т алюмінієвої стружки, яка містить 6,0% заліза, 4,5% мастила; 3,0% неметалевих домішок. Вміст вологи у стружці змінюється під час сушіння від  $C_1$  до  $C_2$  % (табл. Б.5).

**5.2.** Скласти матеріальний баланс вилуговування 5000 т алюмінієвого шлаку заданого складу (табл. Б.5) на комплексній установці

гідрометалургійної переробки сольових шлаків. Втрати води під час випаровування 2,5%, співвідношення рідина:тверде=2,2.

Таблиця 5.1 – Матеріальний баланс сушіння алюмінієвої стружки

Надходження			Витрачання		
Компонент	Кількість		Компонент	Кількість	
	на 100 кг	на 1000 т		на 100 кг	на 1000 т
Стружка, в тому числі:	100,00	1000,00	Суха стружка, в тому числі:	75,390	753,90
алюміній	76,00	760,00	алюміній	75,164	751,64
залізо	5,00	50,00	волога	0,226	2,26
волога	12,00	120,00	Магнітна фракція,	5,076	50,76
мастило	5,00	50,00	в тому числі:		
неметалеві домішки	2,00	20,00	алюміній	0,076	0,76
Повітря, в тому числі:	81,62	816,20	залізо	5,000	50,00
O <sub>2</sub>	17,14	171,40	Димові гази, в	109,154	1091,54
N <sub>2</sub>	64,48	644,80	в тому числі:		
Вода	8,00	80,00	алюміній	0,760	7,60
			неметалеві до-	2,000	20,00
			мішки	2,000	20,00
			CO <sub>2</sub>	15,710	157,10
			H <sub>2</sub> O	26,204	262,04
			N <sub>2</sub>	64,480	644,80
Всього	189,62	1896,20	Всього	189,62	1896,20

**Додаток А**  
**ДОВІДКОВІ МАТЕРІАЛИ**

Таблиця А.1 – Хімічний склад технічного алюмінію (ГОСТ11069–2001)

Марка	Вміст, %								
	<i>Al</i> , не менше	Домішки, не більше							
		<i>Fe</i>	<i>Si</i>	<i>Cu</i>	<i>Mn</i>	<i>Mg</i>	<i>Zn</i>	<i>Ti</i>	<i>Ga</i>
А8	99,80	0,12	0,10	0,01	0,02	0,02	0,04	0,01	0,03
А7	99,70	0,16	0,15	0,01	0,03	0,02	0,04	0,01	0,03
А6	99,60	0,25	0,18	0,01	0,03	0,03	0,05	0,02	0,03
А5	99,50	0,30	0,25	0,02	0,05	0,03	0,06	0,02	0,03

Таблиця А.2 – Хімічний склад катодної міді (ГОСТ 859–93)

Марка	Вміст, %							
	<i>Cu</i> , не менше	Домішки, не більше						
		<i>Fe</i>	<i>Ni</i>	<i>Pb + Sn</i>	<i>Sb + As</i>	<i>Zn</i>	<i>S + O<sub>2</sub></i>	Всього
М0	99,95	0,005	0,002	0,007	0,004	0,005	0,025	0,050
М1	99,90	0,005	0,002	0,007	0,004	0,005	0,086	0,100
М2	99,70	0,050	0,020	0,060	0,150	–	0,110	0,300
М3	99,50	0,050	0,020	0,100	0,100	–	0,110	0,500
М4	99,00	0,100	–	0,300	0,400	–	0,170	1,000

Таблиця А.3 – Хімічний склад губчатого титану (ГОСТ 17746–96)

Марка	Вміст, %							
	<i>Ti</i> , не менше	Домішки, не більше						
		<i>Fe</i>	<i>Si</i>	<i>Ni</i>	<i>C</i>	<i>Cl<sub>2</sub></i>	<i>N<sub>2</sub></i>	<i>O<sub>2</sub></i>
ТГ–90	99,74	0,05	0,01	0,04	0,02	0,08	0,02	0,04
ТГ–100	99,72	0,06	0,01	0,04	0,03	0,08	0,02	0,04
ТГ–110	99,67	0,09	0,02	0,04	0,03	0,08	0,02	0,05
ТГ–120	99,64	0,11	0,02	0,04	0,03	0,08	0,02	0,06
ТГ–130	99,56	0,13	0,03	0,04	0,03	0,10	0,03	0,08
ТГ–150	99,45	0,20	0,03	0,04	0,03	0,12	0,03	0,10
ТГ–ТВ	97,75	1,90	–	–	0,10	0,15	0,10	–

Таблиця А.4 – Хімічний склад кремнію (ГОСТ 2169–69), марганцю (ГОСТ 6008–90), цинку (ГОСТ 3640–79), магнію (ГОСТ 804–93), нікелю (ГОСТ 849–97)

Марка	Вміст, %						
	Основний компонент, не менше	Домішки, не більше					
		<i>Fe</i>	<i>Ca</i>	<i>Si</i>	<i>Al</i>	<i>Cu</i>	<i>Pb + Cd</i>
Кремній							
Кр00	99,0	0,4	0,4	–	0,3	–	–
Кр0	98,8	0,5	0,4	–	0,4	–	–
Кр1	98,0	0,7	0,6	–	0,7	–	–
Кр2	97,0	1,0	0,8	–	1,2	–	–
Кр3	96,0	1,5	1,5	–	1,5	–	–
Марганець							
Мр1	96,50	2,30	–	0,80	0,70	0,03	–
Мр2	95,00	2,80	–	1,80	0,70	0,03	–
Мр1С	93,50	2,80	–	1,8–3,0	0,70	0,03	–
Цинк							
Ц0	99,96	0,010	–	–	–	0,001	0,025
Ц1	99,95	0,015	–	–	–	0,002	0,030
Ц2	98,70	0,050	–	–	–	0,005	1,200
Магній							
Мг96	99,96	0,004	–	0,004	0,002	0,002	–
Мг95	99,95	0,004	–	0,004	0,006	0,003	–
Мг90	99,90	0,040	–	0,009	0,006	0,004	–
Нікель							
Н0	99,80	0,040	–	0,002	–	0,060	–
Н1	99,70	0,100	–	0,005	–	0,100	–
Н2	98,90	0,250	–	0,300	–	0,150	–
Н3	98,60	–	–	–	–	0,610	–
Н4	97,60	–	–	–	–	0,610	–

Таблиця А5 – Хімічний склад алюмінієвих лігатур (ГОСТ 23911–79)

Лігатура	Вміст, %		
	алюмінію	легуючого компонента	домішки
<i>Al–Si</i>	78–82	18–22 <i>Si</i>	0,2–0,7
<i>Al–Cu</i>	45–55	45–55 <i>Cu</i>	0,1–0,3
<i>Al–Mg</i>	89–91	9–11 <i>Mg</i>	0,1–0,5
<i>Al–Mn</i>	88–93	7–12 <i>Mn</i>	0,3–0,8
<i>Al–Ni</i>	78–82	18–22 <i>Ni</i>	0,1–0,4
<i>Al–Fe</i>	89–94	6–11 <i>Fe</i>	0,2–0,5
<i>Al–Cr</i>	96–98	2–4 <i>Cr</i>	0,2–0,5
<i>Al–V</i>	96–98	2–4 <i>V</i>	0,2–0,5
<i>Al–Ti</i>	96–98	2–4 <i>Ti</i>	0,1–0,2
<i>Al–Be</i>	96–98	2–4 <i>Be</i>	0,1–0,2
<i>Al–Zn</i>	50	50 <i>Zn</i>	0,1–0,2
<i>Al–Cu–Mn</i>	72–89	10–13 <i>Cu</i> , 1–15 <i>Mn</i>	0,2–0,5
<i>Al–Cu–P</i>	89,5–91,0	8–10 <i>Cu</i> , 1,0–1,5 <i>P</i>	0,1–0,3
<i>Al–Ti–B</i>	94,5–96,9	3–5 <i>Ti</i> , 0,1–0,5 <i>B</i>	0,1–0,2
<i>Al–Cu–Mn–Ti</i>	59,5–66,2	28–32 <i>Cu</i> , 4–6 <i>Mn</i> , 1,8–2,5 <i>Ti</i>	0,1–0,5
<i>Al–Cu–Mn–Ti</i>	63	30 <i>Cu</i> , 5 <i>Mn</i> , 2 <i>Ti</i>	0,1–0,5
<i>Al–Mg–Mn</i>	70	20 <i>Mg</i> , 10 <i>Mn</i>	0,2–0,7
<i>Al–Cu–Ni</i>	30–50	30–40 <i>Cu</i> , 20–30 <i>Ni</i>	0,1–0,4
<i>Al–Cu–Ti</i>	85	10 <i>Cu</i> , 5 <i>Ti</i>	0,1–0,3
<i>Al–Mg–Ti</i>	92,5–97,5	0,5–2,5 <i>Mg</i> , 2–5 <i>Ti</i>	0,1–0,5
<i>Al–Mg–Be</i>	60	35 <i>Mg</i> , 5 <i>Be</i>	0,1–0,2
<i>Al–Ni–Fe–Mg</i>	54,0–81,5	10–20 <i>Ni</i> , 8–16 <i>Fe</i> , 0,5–10,0 <i>Mg</i>	0,2–0,7

Таблиця А.6 – Хімічний склад силуміну в чушках (ГОСТ 1521–76)

Марка силуміну	Вміст, %					
	основні компоненти		домішки			
	<i>Al</i>	<i>Si</i>	<i>Fe</i>	<i>Mn</i>	<i>Ca</i>	<i>Ti</i>
СИЛ–00	основа	10–13	0,20	0,05	0,07	0,05
СИЛ–0	основа	10–13	0,35	0,10	0,10	0,10
СИЛ–1	основа	10–13	0,50	0,50	0,10	0,15
СИЛ–2	основа	10–13	0,70	0,50	0,20	0,20

Таблиця А.7 – Угар металів під час виплавки алюмінієвих сплавів

Метал	Угар металів в залежності від типу печі та стану шихти, %			
	відбивна піч		тигельна електрична піч	
	компактна шихта	некомпактна шихта	компактна шихта	некомпактна шихта
<i>Al</i>	2–3	3–5	0,8–1,0	2–3
<i>Si</i>	2–5	5–10	1,0–1,5	2–3
<i>Mg</i>	3–5	5–10	2–3	3–5
<i>Cu</i>	1,0–1,2	1,0–1,5	0,5–1,0	1,0–1,2
<i>Mn</i>	2–5	5–10	1,0–1,5	2–3
<i>Zn</i>	2–3	≤ 10	≤ 2	2–5
<i>Ni</i>	1,0–1,2	1,0–1,5	0,5–1,0	1,0–1,2
<i>Ti</i>	2–5	5–10	1,0–1,5	2–5
<i>Zr</i>	3–5	5–10	1–2	2–5
<i>Be</i>	5–7	10–20	2–3	5–10
<i>Sn</i>	1,5	≤ 2	0,5	1,0–1,5
<i>Li</i>	≥ 15	≥ 20	≤ 10	≥ 15
<i>Cd</i>	5–10	≥ 10	1–2	≥ 5

Таблиця А.8 – Середні теплоємності газів

Темпе- ратура, °С	Середні теплоємності газів, кДж/(м <sup>3</sup> ·°С)							
	CO <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> O	повітря	CO	H <sub>2</sub>	SO <sub>2</sub>
0	1,6204	1,2908	1,3076	1,4914	1,3009	1,3021	1,2777	1,5156
100	1,7200	1,3013	1,3193	1,5019	1,3051	1,3021	1,2896	1,5407
200	1,8079	1,3030	1,3369	1,5174	1,3097	1,3105	1,2979	1,5742
300	1,8808	1,3080	1,3583	1,5379	1,3181	1,3231	1,3021	1,6077
400	1,9436	1,3172	1,3796	1,5592	1,3302	1,3315	1,3021	1,6454
500	2,0453	1,3294	1,4005	1,5831	1,3440	1,3440	1,3063	1,6832
600	2,0592	1,3419	1,4152	1,6078	1,3583	1,3607	1,3105	1,7208
700	2,1077	1,3553	1,4370	1,6338	1,3725	1,3733	1,3147	1,7585
800	2,1517	1,3683	1,4529	1,6601	1,3821	1,3901	1,3189	1,7962
900	2,1915	1,3817	1,4663	1,6865	1,3993	1,4026	1,3230	1,8297
1000	2,2266	1,3938	1,4801	1,7133	1,4118	1,4152	1,3273	1,8632
1100	2,2593	1,4056	1,4935	1,7397	1,4236	1,4278	1,3356	1,8925
1200	2,2886	1,4065	1,5065	1,7657	1,4347	1,4403	1,3440	1,9218

Таблиця А9 – Теплові ефекти деяких реакцій

Реакція	Q, кДж/кг	Реакція	Q, кДж/кг
Be + 0,5O <sub>2</sub> = BeO	64201	2Cr + 1,5O <sub>2</sub> = Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	10870
Si + O <sub>2</sub> = SiO <sub>2</sub>	30670	2Fe + 1,5O <sub>2</sub> = Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	7306
2Al + 1,5O <sub>2</sub> = Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	30523	Mn + 0,5O <sub>2</sub> = MnO	7084
Mg + 0,5O <sub>2</sub> = MgO	25470	Zn + 0,5O <sub>2</sub> = ZnO	5523
Ti + O <sub>2</sub> = TiO <sub>2</sub>	19060	Ni + 0,5O <sub>2</sub> = NiO	4166
Zr + O <sub>2</sub> = ZrO <sub>2</sub>	11871	Cu + 0,5O <sub>2</sub> = CuO	2468

Таблиця А.10 – Середні теплоємності алюмінію та флюсів

Темпе- ратура, °С	C <sub>p</sub> , кДж/(кг·°С)			Темпе- ратура, °С	C <sub>p</sub> , кДж/(кг·°С)		
	Al	NaCl	KCl		Al	NaCl	KCl
0	0,874	0,854	0,674	500	1,180	0,929	0,741
50	0,914	0,862	0,682	550	1,180	0,938	0,749
100	0,939	0,871	0,687	600	1,217	0,946	0,754
150	0,958	0,879	0,695	650	1,231	0,955	0,762
200	0,977	0,888	0,699	660	1,255	0,955	0,762
250	1,001	0,892	0,708	700	1,176	0,959	0,766
300	1,025	0,900	0,716	750	1,176	0,967	0,755
350	1,052	0,909	0,720	800	1,176	0,976	–
400	1,079	0,917	0,729	850	1,176	–	–
450	1,111	0,921	0,733	900	1,176	–	–



Таблиця А.11 – Хімічний склад ливарних алюмінієвих сплавів за

Марка сплаву	Основні компоненти, %				
	<i>Mg</i>	<i>Si</i>	<i>Mn</i>	<i>Cu</i>	інші
1	2	3	4	5	6
АЛ1	1,25–1,75	–	–	3,75–4,50	1,75–2,25 <i>Ni</i>
АЛ3	0,20–0,80	4,50–5,50	0,60–0,90	1,50–3,00	–
АЛ3В	0,35–0,60	4,00–6,00	0,20–0,80	1,50–3,50	–
АЛ4	0,17–0,30	8,00–10,5	0,20–0,50	–	–
АЛ4-1	0,25–0,35	9,00–10,5	0,20–0,35	–	0,08–0,15 <i>Ti</i>
АЛ5	0,35–0,60	4,50–5,50	–	1,00–1,50	–
ВАЛ8	0,20–0,45	7,00–8,50	–	2,50–3,50	0,50–1,00 <i>Zn</i> 0,10–0,25 <i>Ti</i>
АЛ9-1	0,25–0,40	7,00–8,00	–	–	0,08–0,15 <i>Ti</i>
АЛ10В	0,20–0,50	4,00–6,00	–	5,00–8,00	–
АЛ11	0,10–0,30	6,00–8,00	–	–	7,00–12,0 <i>Zn</i>
АЛ13	4,50–5,50	0,80–1,30	0,10–0,40	–	–
АЛ15В	–	3,00–5,00	0,20–0,60	3,50–5,00	–
АЛ16В	–	3,00–5,00	0,20–0,50	2,00–4,00	2,00–4,00 <i>Zn</i>
АЛ17В	0,10–0,20	3,50–5,50	0,40–0,70	1,50–3,00	5,00–7,00 <i>Zn</i>
АЛ18В	–	1,50–2,50	0,30–0,80	7,50–9,50	1,00–1,80 <i>Fe</i>
АЛ19	–	–	0,60–1,00	4,50–5,30	0,15–0,35 <i>Ti</i>
АЛ21	0,80–1,30	–	0,15–0,25	4,60–6,00	2,60–3,60 <i>Ni</i> 0,10–0,20 <i>Cr</i>
АЛ22	10,5–13,0	0,80–1,20	–	–	0,05–0,15 <i>Ti</i> 0,03–0,07 <i>Be</i>
АЛ24	1,50–2,00	–	0,20–0,50	–	3,50–4,50 <i>Zn</i> 0,10–0,20 <i>Ti</i>
АЛ29	6,00–8,00	0,50–1,00	0,25–0,60	–	–
АЛ30	0,80–1,30	11,0–13,0	–	0,80–1,50	0,80–1,30 <i>Ni</i>
АЛ32	0,30–0,50	7,50–9,00	0,30–0,50	1,00–1,50	0,10–0,30 <i>Ti</i>
АМГ4К1,5М	4,50–5,20	1,30–1,70	0,60–0,90	0,70–1,00	0,10–0,25 <i>Ti</i>
АЛ34	0,35–0,55	6,50–8,50	–	–	0,15–0,40 <i>Be</i> 0,10–0,30 <i>Ti</i>
АК4М4	–	3,00–5,00	–	3,50–5,50	–
АК4М2Ц6	–	3,50–5,50	0,40–0,70	1,60–3,00	5,00–7,00 <i>Zn</i>
АК5-1	0,40–0,55	4,50–5,50	–	1,00–1,50	0,08–0,15 <i>Ti</i>
АК5М2	0,20–0,80	4,00–6,00	0,20–0,80	1,50–3,50	0,05–0,20 <i>Ti</i>
АК5М2п	0,20–0,80	4,00–6,00	0,20–0,80	1,50–3,50	–
АК5М4	0,20–0,50	3,50–6,00	0,20–0,60	3,00–5,00	0,05–0,20 <i>Ti</i>
АК5М7	0,20–0,50	4,50–6,50	–	6,00–8,00	–
АК6М2	0,35–0,50	5,50–6,50	–	1,80–2,30	0,10–0,20 <i>Ti</i>
АК6М7	0,20–0,50	5,00–6,00	0,30–0,50	6,50–7,50	–
АК7	0,20–0,55	6,00–8,00	0,20–0,60	–	–

## Продовження таблиці А.11

Марка сплаву	Основні компоненти, %				
	<i>Mg</i>	<i>Si</i>	<i>Mn</i>	<i>Cu</i>	інші
1	2	3	4	5	6
AK7M	0,20–0,60	6,50–8,00	0,20–0,60	1,00–2,00	–
AK7M2	0,20–0,60	6,00–8,00	0,20–0,60	1,50–3,00	–
AK7M2П	0,20–0,60	6,00–8,00	0,20–0,60	1,50–3,00	–
AK7M3Ц2MГ	0,30–0,50	6,50–8,00	–	2,50–3,50	1,50–2,00 <i>Zn</i> 0,07–0,20 <i>Cr</i> 0,05–0,20 <i>Ti</i>
AK7Ц9	0,15–0,35	6,00–8,00	–	–	7,00–12,0 <i>Zn</i>
AK8M3	–	7,50–10,0	–	2,00–4,50	–
AK8Л	0,40–0,60	6,50–8,50	–	–	0,10–0,30 <i>Ti</i> 0,15–0,40 <i>Be</i>
AK9	0,20–0,40	8,00–11,0	0,20–0,50	–	–
AK9M2	0,25–0,85	7,50–10,0	0,10–0,40	0,50–2,00	0,05–0,20 <i>Ti</i>
AK9Ц6	0,35–0,55	8,00–10,0	0,10–0,60	0,30–1,50	5,00–7,00 <i>Zn</i> 0,30–1,00 <i>Fe</i>
AK10Cy	0,15–0,55	9,00–11,0	0,30–0,60	–	0,10–0,25 <i>Sb</i>
AK12MMГН	0,85–1,35	11,0–13,0	–	0,80–1,50	0,80–1,30 <i>Ni</i>
AK12M2	–	11,0–13,0	–	1,80–2,50	0,60–0,90 <i>Fe</i>
AK12M2MГН	0,80–1,30	11,0–13,0	0,30–0,60	1,50–3,00	0,80–1,30 <i>Ni</i> 0,05–0,20 <i>Ti</i>
AK21M2,5H2,5	0,30–0,60	20,0–22,0	0,20–0,40	2,20–3,00	2,20–2,80 <i>Ni</i> 0,20–0,40 <i>Cr</i> 0,10–0,30 <i>Ti</i>
<i>A – S5UZ (FRA)</i>	–	5,00–7,00	0,20–0,60	3,00–5,00	–
<i>A – S9GU (FRA)</i>	0,15–0,50	8,00–11,0	0,25–0,60	0,40–1,00	–
<i>DIN226</i>	0,20–0,50	8,00–11,0	0,10–0,50	2,50–3,50	–
<i>DIN226D</i>	0,10–0,50	8,00–11,0	0,10–0,40	2,50–3,50	–
<i>DIN1725</i>	0,10–0,50	5,00–7,50	0,10–0,60	3,00–5,00	–
<i>ADC12</i>	–	9,60–12,0	–	1,50–3,50	–
380 (USA)	–	7,50–9,50	–	3,00–4,00	–
238 (USA)	0,10–0,40	3,00–5,00	0,50–0,70	9,50–10,5	0,80–1,20 <i>Ni</i> 0,20–0,30 <i>Ti</i>
328 (USA)	0,20–0,60	7,00–9,00	0,20–0,60	1,00–2,00	0,10–0,40 <i>Ni</i> 0,20–0,30 <i>Ti</i>
AC4B (JPN)	–	7,00–10,0	–	2,00–4,00	–
AC8B (JPN)	0,50–1,50	8,50–10,5	–	2,00–4,00	0,10–1,00 <i>Ni</i>
AC2A (JPN)	–	4,00–6,00	–	3,00–4,50	–

стандартами України, Росії, Німеччини, Франції, США, Японії

Марка сплаву	Домішки, не більше %								
	<i>Mg</i>	<i>Si</i>	<i>Mn</i>	<i>Cu</i>	<i>Zn</i>	<i>Fe</i>	<i>Pb</i>	<i>Sn</i>	інші
1	7	8	9	10	11	12	13	14	15
АЛ1	–	0,7	–	–	0,3	0,8	–	–	–
АЛ3	–	–	–	–	0,3	1,2	–	–	–
АЛ3В	–	–	–	–	0,5	1,3	–	–	–
АЛ4	–	–	–	0,3	0,3	0,5	0,03	0,008	0,1 <i>Ni</i> , 0,10 <i>Be</i>
АЛ4-1	–	–	–	0,1	0,3	0,3	0,03	0,005	0,15 <i>Be</i>
АЛ5	–	–	0,5	–	0,3	1,0	–	0,010	0,15 <i>Ti</i> + <i>Zr</i> , 0,1 <i>Be</i>
ВАЛ8	–	–	0,5	–	–	0,4	–	–	0,15 <i>Zr</i> , 0,15 <i>Cd</i>
АЛ9-1	–	–	0,1	0,1	0,2	0,4	0,03	–	–
АЛ10В	–	–	0,5	–	0,6	1,2	–	–	0,15 <i>Zr</i>
АЛ11	–	–	0,5	0,6	–	1,2	–	–	–
АЛ13	–	–	–	0,1	0,2	0,5	–	–	0,15 <i>Zr</i>
АЛ15В	0,5	–	–	–	2,0	1,3	–	–	–
АЛ16В	0,5	–	–	–	–	1,2	–	–	–
АЛ17В	–	–	–	–	–	2,0	–	–	–
АЛ18В	0,8	–	–	–	0,5	–	–	–	–
АЛ19	0,5	0,3	–	–	0,2	0,3	–	–	0,1 <i>Ni</i> , 0,2 <i>Zr</i>
АЛ21	–	0,5	–	–	0,3	0,6	–	–	–
АЛ22	–	–	–	–	0,1	1,0	–	–	0,20 <i>Zr</i>
АЛ24	–	0,3	–	0,2	–	0,5	–	–	0,1 <i>Be</i> , 0,1 <i>Zr</i>
АЛ29	–	–	–	0,1	0,2	0,9	–	–	–
АЛ30	–	–	0,2	–	0,2	0,7	0,05	0,01	0,2 <i>Ti</i> , 0,2 <i>Cr</i>
АЛ32	–	–	–	–	0,3	0,8	–	–	0,10 <i>Zr</i>
АМг4К1,5М	–	–	–	–	0,1	0,4	–	–	–
АЛ34	–	–	0,1	0,3	0,3	0,6	–	–	0,20 <i>Zr</i>
АК4М4	0,5	–	0,6	–	2,0	1,1	–	–	0,5 <i>Ni</i>
АК4М2Ц6	0,3	–	–	–	–	1,2	–	–	–
АК5–1	–	–	0,1	–	0,3	0,5	0,01	–	0,15 <i>Zr</i>
АК5М2	–	–	–	–	1,5	1,0	–	–	0,5 <i>Ni</i>
АК5М2п	–	–	–	–	0,3	1,0	–	–	–
АК5М4	–	–	–	–	1,5	1,2	–	–	0,5 <i>Ni</i>
АК5М7	–	–	0,5	–	0,6	1,2	–	–	0,5 <i>Ni</i>
АК6М2	–	–	0,1	–	0,06	0,5	–	–	0,05 <i>Ni</i> , 0,06 <i>Zr</i>
АК6М7	–	–	–	–	0,4	0,8	–	–	–
АК7	–	–	–	1,5	0,5	1,0	–	–	–

Марка сплаву	Домішки, не більше %								
	<i>Mg</i>	<i>Si</i>	<i>Mn</i>	<i>Cu</i>	<i>Zn</i>	<i>Fe</i>	<i>Pb</i>	<i>Sn</i>	інші
1	7	8	9	10	11	12	13	14	15
AK7M	–	–	–	–	1,0	0,8	–	–	–
AK7M2	–	–	–	–	0,5	1,0	–	–	–
AK7M2п	–	–	–	–	0,3	1,0	–	–	–
AK7M3Ц2MГ	–	–	0,25	–	–	0,5	–	–	–
AK7Ц9	–	–	0,5	0,6	–	1,2	–	–	–
AK8M3	0,45	–	0,5	–	1,2	1,3	0,5	–	0,5 Ni
AK8л	–	–	0,1	0,3	0,3	0,5	–	–	0,5 Pb + Sn
AK9	–	–	–	1,0	0,5	1,2	–	–	0,3 Ni
AK9M2	–	–	–	–	1,2	0,9	0,15	–	0,5 Ni, 0,1 Cr
AK9Ц6	–	–	–	–	–	–	0,3	–	0,3 Ni
AK10Cy	–	–	–	1,8	1,8	1,1	–	–	0,5 Ni
AK12MMГH	–	–	0,2	–	0,2	0,6	0,05	0,01	0,2 Ti, 0,2 Cr
AK12M2	0,2	–	0,5	–	0,8	–	0,15	0,1	0,2 Ti, 0,3 Ni
AK12M2MГH	–	–	–	–	0,5	0,8	0,1	0,02	0,2 Cr
AK21M2,5H2,5	–	–	–	–	0,2	0,9	0,05	0,01	–
A – S5UZ (FRA)	0,3	–	–	–	2,0	1,0	–	–	0,3 Ni, 0,25 Ti
A – S9GU (FRA)	–	–	–	–	0,5	0,9	–	–	0,2 Ni, 0,2 Ti
DIN226	–	–	–	–	1,2	0,7	0,2	0,1	0,3 Ni, 0,15 Ti
DIN226D	–	–	–	–	1,2	1,0	0,2	0,1	0,3 Ni, 0,15 Ti
DIN1725	–	–	–	–	2,0	1,0	–	–	0,3 Ni, 0,15 Ti
ADC12	0,3	–	0,5	–	1,0	0,9	–	–	0,5 Ni, 0,15 Ti
380 (USA)	0,3	–	0,5	–	3,0	1,0	–	0,35	0,5 Ni
238 (USA)	–	–	–	–	1,5	1,5	–	–	–
328 (USA)	–	–	–	–	1,5	1,0	–	–	–
AC4B (JPN)	0,5	–	0,5	–	1,0	1,0	–	–	0,35 Ni, 0,2 Ti
AC8B (JPN)	–	–	0,5	–	0,5	1,0	–	–	0,2 Ti
AC2A (JPN)	0,25	–	0,55	–	0,55	0,8	–	–	0,3 Ni, 0,2 Ti

**Додаток Б**  
**ІНДИВІДУАЛЬНІ ЗАВДАННЯ**

Таблиця Б.1 – Вихідні дані до розділу “Спосіб сплавлення”

№ варіанта	Марка сплаву	Тип печі	Стан	Марка компонента шихти							Вміст легуючого компонента (Me) у подвійній лігатурі Al-Me, %				
				Al	Si	силу-мін	Zn	Mg	Cu	Mn	Mg	Cu	Mn	Ti	Zn
1	АЛЗ	В	К	А7	–	СИЛ-0	–	Мг90	–	–	–	52	8	–	–
2	АЛЗ	Т	К	А8	–	СИЛ-00	–	Мг96	–	–	–	46	12	–	–
3	АЛЗВ	В	Н	А5	Кр1	–	–	–	–	Мр1	11	48	–	–	–
4	АЛЗВ	Т	Н	А6	Кр0	–	–	–	–	Мр0	9	54	–	–	–
5	АЛ4	В	Н	А5	–	СИЛ-1	–	–	–	–	9	–	12	–	–
6	АЛ4	Т	К	А6	–	СИЛ-0	–	–	–	–	11	–	7	–	–
7	АЛ4-1	В	К	А5	Кр0	–	–	–	–	–	9	–	7	4	–
8	АЛ4-1	Т	К	А6	–	СИЛ-0	–	Мг90	–	–	–	–	9	3	–
9	АЛ4-1	В	Н	А5	Кр1	–	–	–	–	–	10	–	8	3	–
10	АЛ4-1	Т	Н	А5	–	СИЛ-1	–	–	–	–	11	–	10	4	–
11	АЛ5	В	К	А6	–	СИЛ-0	–	Мг96	–	–	–	55	–	–	–
12	АЛ9-1	В	К	А5	–	СИЛ-0	–	–	–	–	9	–	–	3	–
13	АЛ9-1	Т	К	А6	–	СИЛ-00	–	–	–	–	11	–	–	3	–
14	АЛ9-1	В	Н	А5	–	СИЛ-2	–	–	–	–	10	–	–	4	–
15	АЛ9-1	Т	Н	А6	–	СИЛ-1	–	–	–	–	9	–	–	2	–
16	АЛ10В	Т	Н	А5	–	СИЛ-1	–	Мг96	–	–	–	55	–	–	–
17	АЛ11	В	К	А7	–	СИЛ-0	Ц1	–	–	–	10	–	–	–	–
18	АЛ13	В	Н	А5	Кр1	–	–	Мг90	–	–	–	–	12	–	–
19	АЛ13	Т	К	А6	–	СИЛ-2	–	–	–	Мр1	10	–	–	–	–
20	АЛ16В	В	К	А5	Кр0	–	–	–	М2	–	–	–	12	–	50
21	АЛ16В	В	Н	А7	–	СИЛ-1	–	–	–	Мр1	–	54	–	–	50
22	АЛ17В	Т	К	А6	Кр2	–	–	–	–	Мр1	11	52	–	–	50
23	АЛ17В	В	Н	А5	Кр1	–	–	–	–	Мр2	10	54	–	–	50
24	АЛ24	В	К	А5	–	–	Ц1	Мг95	–	–	–	–	8	4	–
25	АЛ24	Т	К	А6	–	–	Ц0	–	–	–	10	–	11	3	–

Примітки: В – відбивна піч;  
Т – тигельна піч;  
К – компактна шихта;  
Н – некомпактна шихта

Таблиця Б.2 – Вихідні дані до розділу “Електротермічний спосіб”

№ варіанта	Вміст відновника, %		Хімічний склад каоліну, %		Хімічний склад глинозему, %		Марка сплаву
	газове вугілля	нафто-кокс	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	інші	
1	55	45	40	49	98,0	2,0	АЛ4
2	56	44	39	48	98,2	1,8	ВАЛ8
3	57	43	38	47	98,4	1,6	АЛ9-1
4	58	42	37	46	98,6	1,4	АЛ10В
5	59	41	36	45	98,0	2,0	АЛ11
6	60	40	35	44	98,2	1,8	АЛ16В
7	61	39	34	45	98,4	1,6	АЛ25
8	62	38	40	46	98,6	1,4	АЛ30
9	63	37	39	47	98,0	2,0	АЛ32
10	64	36	38	48	98,2	1,8	АЛ34
11	65	35	37	49	98,4	1,6	АК4М4
12	55	45	36	48	98,6	1,4	АК4М2Ц6
13	56	44	35	47	98,0	2,0	АК5М2
14	57	43	34	46	98,2	1,8	АК5М4
15	58	42	40	45	98,4	1,6	АК5М7
16	59	41	39	44	98,6	1,4	АК6М2
17	60	40	38	45	98,0	2,0	АК6М7
18	61	39	37	46	98,2	1,8	АК7
19	62	38	36	47	98,4	1,6	АК7М2
20	63	37	35	48	98,6	1,4	АК7Ц9
21	64	36	34	49	98,3	1,7	АК8л
22	65	35	40	45	98,0	2,0	АК9М2
23	55	45	34	46	98,2	1,8	АК9Ц6
24	56	44	35	44	98,4	1,6	АК12ММгН
25	57	43	36	48	98,5	1,5	АК21М2,5Н2,5

Таблиця Б.3 – Вихідні дані до розділу “Тепловий баланс технологічного процесу”

№ варіанта	Склад природного газу, % (об'ємн.)								α	Марка сплаву
	CH <sub>4</sub>	C <sub>2</sub> H <sub>6</sub>	C <sub>3</sub> H <sub>8</sub>	C <sub>4</sub> H <sub>10</sub>	C <sub>5</sub> H <sub>12</sub>	CO <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> S	N <sub>2</sub>		
1	85,0	4,4	2,4	1,8	1,3	0,1	5,0	–	1,10	АЛ4
2	98,2	0,5	0,1	–	0,2	–	0,9	0,1	1,05	ВАЛ8
3	94,0	1,8	0,4	0,1	0,1	0,1	3,5	–	1,06	АЛ9-1
4	95,1	2,3	0,7	0,4	0,8	0,2	0,5	–	1,08	АЛ10В
5	81,7	5,0	2,0	1,2	0,6	0,4	8,5	0,6	1,04	АЛ11
6	98,3	0,3	0,1	0,2	–	0,1	1,0	–	1,05	АЛ16В
7	93,3	3,5	1,0	0,5	0,5	0,1	0,4	0,7	1,10	АЛ25
8	87,8	4,4	1,7	0,8	0,6	0,2	1,0	3,5	1,06	АЛ30
9	90,8	5,4	1,2	0,3	0,7	0,6	–	1,0	1,08	АЛ32
10	83,1	9,1	1,4	0,5	0,5	4,1	–	1,3	1,07	АЛ34
11	93,2	0,7	0,6	0,6	0,5	–	–	4,4	1,05	АК4М4
12	92,2	0,8	1,1	1,0	0,4	–	–	4,5	1,10	АК4М2Ц6
13	85,0	7,4	1,0	0,8	0,7	0,2	0,3	4,6	1,10	АК5М2
14	91,0	0,2	0,7	0,4	–	0,1	–	7,6	1,04	АК5М4
15	92,4	0,6	–	1,2	0,3	0,1	–	5,4	1,10	АК5М7
16	94,3	–	1,2	0,7	2,0	0,2	0,5	1,1	1,02	АК6М2
17	96,7	2,2	0,2	0,3	0,6	–	–	–	1,08	АК6М7
18	90,2	2,1	0,4	1,0	2,5	0,7	–	3,1	1,10	АК7
19	92,0	4,7	0,4	1,8	1,1	–	–	–	1,07	АК7М2
20	95,3	2,0	0,1	1,2	0,6	0,1	0,1	0,6	1,08	АК7Ц9
21	94,3	1,3	0,4	1,6	1,0	0,4	1,0	–	1,05	АК8л
22	90,8	4,0	0,8	0,8	0,7	–	0,3	2,6	1,10	АК9М2
23	92,6	3,5	1,1	0,4	0,8	0,5	–	1,1	1,02	АК9Ц6
24	88,2	5,8	2,0	1,6	1,2	0,9	0,3	–	1,07	АК12ММГН
25	93,7	2,0	0,7	0,8	0,5	0,1	–	2,2	1,04	АК21М2,5Н2,5

Таблиця Б.4 – Вихідні дані до розділу “Розрахунок устаткування”

№ варіанта	<i>A</i> , т/год.	<i>B</i> , кг/м <sup>3</sup>	<i>D</i> , м <sup>3</sup> /год.	<i>C</i> <sub>1</sub> , %	<i>C</i> <sub>2</sub> , %	<i>P</i> , т/год.
1	2,3	140	9500	14	0,3	3,5
2	2,4	160	10000	15	0,4	4,0
3	2,5	140	10500	16	0,5	4,5
4	2,6	160	11000	17	0,2	5,0
5	2,7	140	11500	18	0,3	5,5
6	2,8	160	12000	14	0,4	3,5
7	2,9	140	12500	15	0,5	4,0
8	3,0	160	13000	16	0,2	4,5
9	3,1	140	13500	17	0,3	5,0
10	3,2	160	14000	18	0,4	5,5
11	3,3	140	14500	14	0,5	3,5
12	3,4	160	15000	15	0,2	4,0
13	3,5	140	15500	16	0,5	4,5
14	3,5	160	16000	17	0,3	5,0
15	2,2	160	10500	18	0,4	5,5
16	2,3	140	11000	14	0,5	3,5
17	2,4	160	11500	15	0,6	4,0
18	2,5	140	12000	16	0,2	4,5
19	2,6	160	12500	17	0,3	5,0
20	2,7	140	13000	18	0,4	5,5
21	2,8	160	13500	14	0,5	3,5
22	2,9	140	14000	15	0,2	4,0
23	3,0	160	14500	16	0,3	4,5
24	3,1	140	15000	17	0,4	5,0
25	3,2	160	15500	18	0,2	5,5



Таблиця Б.5 – Вихідні дані до розділу “Первинна обробка вторинної алюмінієвої сировини”

№ варіанта	Задача 5.1			Задача 5.2						
	Мас-тило	C <sub>1</sub> , %	C <sub>2</sub> , %	Хімічний склад шлаку, %						
				Al	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	AlN	Al <sub>2</sub> S <sub>3</sub>	KCl + NaCl	MgCl <sub>2</sub> + CaCl <sub>2</sub>
1	CH <sub>4</sub>	14	0,2	18	14	2,5	1,1	0,4	63	1,0
2	C <sub>2</sub> H <sub>6</sub>	15	0,3	17	15	1,6	1,2	0,2	62	3,0
3	C <sub>3</sub> H <sub>8</sub>	16	0,2	16	16	1,5	1,3	0,4	61	3,8
4	C <sub>4</sub> H <sub>10</sub>	17	0,3	15	17	2,0	1,4	0,2	60	4,4
5	C <sub>5</sub> H <sub>12</sub>	18	0,2	14	18	1,1	1,5	0,4	64	1,0
6	CH <sub>4</sub>	19	0,3	13	19	1,5	1,1	0,2	63	2,2
7	C <sub>2</sub> H <sub>6</sub>	20	0,2	20	14	1,0	1,2	0,4	62	1,4
8	C <sub>3</sub> H <sub>8</sub>	21	0,3	19	15	1,5	1,3	0,2	61	2,0
9	C <sub>4</sub> H <sub>10</sub>	22	0,2	18	16	1,0	1,4	0,4	60	3,2
10	C <sub>5</sub> H <sub>12</sub>	14	0,3	17	17	1,0	1,5	0,2	63	0,3
11	CH <sub>4</sub>	15	0,2	16	18	1,5	1,1	0,4	62	1,0
12	C <sub>2</sub> H <sub>6</sub>	16	0,3	15	19	1,5	1,2	0,2	61	2,1
13	C <sub>3</sub> H <sub>8</sub>	17	0,2	19	14	1,5	1,3	0,4	60	3,8
14	C <sub>4</sub> H <sub>10</sub>	18	0,3	18	15	1,0	1,4	0,2	63	1,4
15	C <sub>5</sub> H <sub>12</sub>	19	0,2	17	16	1,0	1,5	0,4	62	2,1
16	CH <sub>4</sub>	20	0,3	16	17	1,5	1,1	0,2	61	3,2
17	C <sub>2</sub> H <sub>6</sub>	21	0,2	15	18	2,0	1,2	0,4	60	3,4
18	C <sub>3</sub> H <sub>8</sub>	22	0,3	14	19	1,0	1,3	0,2	63	1,5
19	C <sub>4</sub> H <sub>10</sub>	14	0,2	20	14	1,5	1,4	0,4	62	0,7
20	C <sub>5</sub> H <sub>12</sub>	15	0,3	21	15	1,0	1,5	0,2	61	0,3
21	CH <sub>4</sub>	16	0,2	22	16	1,0	1,1	0,4	60	0,5
22	C <sub>2</sub> H <sub>6</sub>	17	0,3	18	17	1,0	1,2	0,2	62	0,6
23	C <sub>3</sub> H <sub>8</sub>	18	0,2	19	18	1,0	1,3	0,4	60	0,3
24	C <sub>4</sub> H <sub>10</sub>	19	0,3	16	19	1,5	1,4	0,2	61	0,9
25	C <sub>5</sub> H <sub>12</sub>	20	0,2	19	17	1,5	1,5	0,4	60	0,6