

**НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ БІОРЕСУРСІВ ТА
ПРИРОДОКОРИСТУВАННЯ УКРАЇНИ**

Кафедра технології конструкційних матеріалів і
матеріалознавства

Є.Г. Афтандіянц, О. В. Зазимко, К.Г. Лопатько, А.В. Поліщук

**ТЕХНОЛОГІЯ КОНСТРУКЦІЙНИХ
МАТЕРІАЛІВ І МАТЕРІАЛОЗНАВСТВО**

Конспект лекцій

Частина 1

МЕТАЛУРГІЯ

Київ – 2016

УДК 620.22(038)

Афтанділянц Є.Г., Зазимко О. В., Лопатько К.Г., Поліщук А.В.

Технологія конструкційних матеріалів і матеріалознавство.
Конспект лекцій в 2-х книгах. - Київ: НУБіП України, 2016.-125. с.

Конспект лекцій з дисципліни "Технологія конструкційних матеріалів і матеріалознавство" містить необхідний навчальний матеріал розрахований на студентів інженерних спеціальностей

Призначений для науково-педагогічних, наукових та інженерно-технічних працівників в галузі технології конструкційних матеріалів, матеріалознавства та суміжних спеціальностей, студентів та аспірантів технічних спеціальностей університетів. Може бути також використаний перекладачами.

Рецензенти: С. Є. Кондратюк, В.Г. Каплуненко

ЗМІСТ

	Стор.
Передмова	
1 лекція. Мета та завдання курсу. Короткий історичний огляд розвитку металургії. Стан розвитку промисловості в Україні	5
2 лекція. Класифікація металів. Способи отримання металів із руд. Виробництво чавуну	20
3 лекція. Виробництво та розливання сталі. Будова та дефекти сталевого зливка. Пряме відновлення заліза із руд	38
4 лекція. Металургійні методи отримання високоякісних сталей <i>Електрошлакова, вакуумно-дугова, плазмодугова та електронно-променева переплавки. Рафінування сталі поза межами плавильного агрегату</i>	74
5 лекція. Кольорова металургія. <i>Виробництво міді, алюмінію, титану, магнію</i>	83
6 лекція. Порошкова металургія.....	103
Література	122

ПЕРЕДМОВА

Конспект лекцій з дисципліни "Технологія конструкційних матеріалів і матеріалознавство" охоплює необхідний матеріал навчальної програми, розрахованої на студентів інженерних спеціальностей Національного університету біоресурсів та природокористування України.

При підготовці конспекту за основу були прийняті лекції, які читають автори на кафедрі технології конструкційних матеріалів та матеріалознавства Національного університету біоресурсів та природокористування України та відомі підручники з технології конструкційних матеріалів, матеріалознавства та термічної обробки [1 – 7, 10, 13, 15, 16].

Лекція № 1.

План лекції:

1 Мета та завдання курсу.

2 Короткий історичний огляд розвитку металургії.

3 Стан розвитку промисловості в Україні

1 Мета та завдання курсу.

Дисципліна "Технологія конструкційних матеріалів і матеріалознавство" (ТКМ і М) об'єднує ряд сучасних найпоширеніших технологій, ефективність яких перевірена у виробничих умовах багатьох країн світу. Такі технології використовують для добування металів із руд і виготовлення сплавів, для отримання різноманітних неметалевих матеріалів, для формоутворення проміжних виробів — заготовок та готових виробів — деталей шляхом лиття, обробки тиском, зварювання, обробки різанням та іншими методами. Набуті знання про структуру та властивості конструкційних матеріалів допомагають глибше зрозуміти фізичну суть описуваних процесів. Унаслідок матеріалознавчих досліджень в промислове виробництво запроваджуються нові матеріали (надтверді, жароміцні, порошкові, полімерні, композитні тощо). Важливе місце в машинобудуванні займає виготовлення заготовок, форма та розміри яких повинні бути як найближчі до форми та розмірів деталей, внаслідок чого істотно зменшуються відходи металу в стружку під час подальшої обробки різанням. Удало вибрані матеріали в поєднанні зі зміцнювальними обробками або з нанесенням спеціальних поверхневих покриттів та раціонально вибрані сучасні технології формоутворення забезпечують високі експлуатаційні якості деталей та низьку їх собівартість. Все це відкриває широкі можливості для створення конкурентоздатних конструкцій машин, приладів, апаратів, пристроїв, інструментів тощо.

Мета дисципліни ТКМіМ — дати студентам глибокі знання про сучасні технології в металургії, ливарному виробництві, обробці металів тиском, зварюванні, обробці різанням та ознайомити їх з перспективами розвитку й вдосконалення технологічних методів обробки. Вивчення дисципліни сприяє успішному засвоєнню інших технологічних дисциплін, що формують професійний рівень майбутнього інженера-механіка.

Технологія конструкційних матеріалів і матеріалознавство (ТКМіМ) є наукою про способи виробництва, будову, властивості та

методи обробки металевих й неметалевих матеріалів.

Без конструкційних матеріалів, особливо без металів, не обходиться жодна галузь сучасного виробництва. Саме тому майбутній інженер-механік повинен здобути у вищому навчальному закладі не лише ґрунтовні теоретичні знання про будову, властивості та новітні технології обробки матеріалів, але й оволодіти основними методиками лабораторних досліджень і технологічних розрахунків. Набуті системні знання і практичні навички допоможуть йому згодом в умовах виробництва раціонально вибирати необхідні матеріали та призначати способи виготовлення з них заготовок і деталей машин.

Дисципліна "Технологія конструкційних матеріалів і матеріалознавство" складається із таких головних розділів:

- 1) металургія,
- 2) матеріалознавство,
- 3) ливарне виробництво,
- 4) обробка металів тиском,
- 5) зварювальне виробництво,
- 6) обробка різанням,
- 7) виготовлення виробів з неметалевих матеріалів.

Металургія — галузь промисловості, зайнята добуванням металів із руд. Метали в рудах перебувають переважно в хімічно зв'язаному стані. Відновлюють і рафінують метали здебільшого при високих температурах у спеціальних агрегатах.

Матеріалознавство вивчає у взаємозв'язку склад, будову та властивості матеріалів. Воно об'єднує металознавство та науку про неметалеві матеріали. Теоретичною основою матеріалознавства є відповідні розділи фізики та хімії. У матеріалознавстві широко використовують структурні дослідження, фізичні та механічні випробовування. На цій основі, а також беручи до уваги економічні розрахунки, можна обґрунтовано визначати доцільність застосування того чи іншого матеріалу в конкретних умовах експлуатації. Знання теоретичних засад металознавства дає змогу глибше зрозуміти процеси ливарного та зварювального виробництва, обробки металів тиском і різанням.

Ливарне виробництво займається виготовленням заготовок або деталей шляхом наповнення рідким металом ливарної форми, порожнина якої відповідає конфігурації та розмірам майбутньої відливки. Після кристалізації та охолодження металу форму руйнують або розкривають і виймають відливку. Ливарне виробництво охоплює підготовку формових і стрижневих сумішей, виготовлення ливарних форм і стрижнів, плавлення металу, наповнення форм рідким

металом, вилучення відливок із форм та очищення поверхні відливок. Відливки виготовляють із чавуну, сталі, сплавів алюмінію, міді, титану, магнію, цинку тощо.

Обробка металів тиском — це виготовлення заготовок (рідше деталей) з використанням пластичної деформації металу. Метал обробляють тиском у гарячому та холодному стані. Процес високопродуктивний та економічно вигідний. До найпоширеніших видів обробки металів тиском належать: прокатування, волочіння, пресування, кування, листове та об'ємне штампування.

Зварювальне виробництво — отримання нероз'ємного з'єднання заготовок завдяки міжатомним зв'язкам у місці їх стикування. Такі зв'язки реалізуються, якщо краї зварюваних заготовок наблизити до міжатомних відстаней внаслідок місцевого розплавлення металу з подальшою кристалізацією або під тиском. Широко використовуються різні способи електродугового зварювання, електроконтактне, електрошлакове, електронно-променеве, газове тощо.

Поруч зі зварюванням нерідко застосовують різання металів фізичними методами, що ґрунтуються на локальному плавленні металу теплом дуги чи газового полум'я, і хімічними методами внаслідок локального згоряння металу в струмені кисню.

Обробка різанням — процес, в якому різальним інструментом з поверхні заготовки відокремлюють шар металу у вигляді стружки з метою надання деталі потрібної форми, заданих розмірів і якості поверхні. Незважаючи на значну трудомісткість і вартість обробки різанням, вона здебільшого є незамінною, особливо тоді, коли необхідна висока точність і якість оброблених поверхонь.

Виготовлення виробів з неметалевих матеріалів (пластмаса, деревина, скло, кераміка, гума, лаки, фарби тощо) широко застосовують у сучасній техніці. Особливе місце серед них займають пластмаси — штучно виготовлювані матеріали на основі синтетичних або природних високомолекулярних сполук.

2 Короткий історичний огляд розвитку металургії.

З археологічних розкопок відомо, що самородні метали — золото, срібло, мідь почали застосовувати близько 8 тисяч років тому. Найдавніші знахідки прикрас із міді, виплавленої з руди, були виявлені на території Туреччини. Вони датуються VI тис. до н.е.

Знаряддя праці, виготовлені з бронзи у IV тис. до н.е., були знайдені на території Туреччини, Ірану та колишньої Месопотамії. До

цього ж періоду належать також різні вироби з метеоритного заліза, виявлені на території Єгипту та Месопотамії.

Металургія заліза, на думку вчених, виникла раніше як три тисячі років тому в різних місцях земної кулі (Мала Азія, Індія, Китай).

Виробництво заліза на території України відоме з 7-5 ст. до н.е. За часів Київської Русі залізо видобували шляхом безпосереднього відновлення залізних руд деревним вугіллям у горнах. У 13-18 ст. в Галичині, на Поліссі, Київщині, Придніпров'ї залізо виробляли в горнах і примітивних домницях. На Львівщині залізо плавили в Звенигороді [2], що був зруйнований татарами-монголами в 1241 р. У 18 ст. в Галичині й на Поліссі з'явилися перші доменні печі невеликих розмірів, у яких із місцевих болотних і гірських руд плавили чавун на деревному вугіллі. На території Галичини в 1778 р. було 40 невеликих металургійних підприємств з доменними печами висотою від 10 до 20 метрів [2]. Чавун тут переробляли в сире залізо, яке потім кували і навіть прокатували.

Заводське виробництво чорних металів в Україні почало розвиватися на початку 19 ст. разом із промисловою розробкою кам'яного вугілля в Донбасі та залізних руд у Криворізькому та Керченському басейнах [2]. Спочатку залізо відновлювали із руди в закритих ямах, а згодом — в невисоких глиняних печах, що називалися горнами. В горно насипали залізну руду та деревне вугілля. Щоб інтенсифікувати горіння, в горно подавали струмінь повітря від міхів з ручним приводом. Температура в горні досягала 900 °С. Відновлений кусок заліза мав вкраплення шлаків, для витіснення яких його декілька разів нагрівали, а потім проковували. Отриманий продукт називали крицею.

Винайдення водяного колеса стимулювало перехід від ручних повітродувних міхів до продуктивніших механічних, внаслідок чого зросла висота горна. Таке горно стали називати домницею. У Європі домниці виникли в 15 ст. Зростання висоти домниці привело до збільшення температури в ній і появи замість куска криці чавуну у розплавленому вигляді. Чавун порівняно з крицею мав підвищену крихкість, через що його вважали небажаним продуктом і в Німеччині називали „свинячим залізом”, а в Англії— "нечистим каменем".

Згодом металурги навчилися переробляти чавун у крицю. З цією метою в домницю завантажували чавун разом з деревним вугіллям і частина вуглецю у чавуні вигоряла під дією інтенсивного дуття (кисню повітря). Так виник дво-стадійний процес отримання криці. Порівняно з одно-стадійним продуктивність праці виросла приблизно

в 100 разів.

Розвиток господарської діяльності людини та військові потреби вимагали невинного розширення та вдосконалення металургійного та металообробного виробництва. Потрібні були також нові підходи до підготовки фахівців технічного профілю на базі нагромадженого виробничого досвіду. Визначний внесок у цю справу зробив німецький учений Георг Бауер (1494-1555), знаний в науковому світі під латинським іменем Аґрікола. Він опублікував 12 розділів фундаментальної праці "Про гірничу справу та металургію", в якій на високому науковому рівні докладно описав 80 відомих на той час мінералів, техніку добування і способи збагачення руд, а також тогочасні металургійні процеси та обладнання. Згадана книжка Аґріколи служила підручником для гірників та металургів протягом двох століть.

Михайло Ломоносов (1711-1765), який був знайомий з працею Аґріколи, видав у 1763 р. книжку "Перші основи металургії або рудних справ", що служила близько 50 років підручником у Росії. У ній докладно описано шість металів — золото, срібло, мідь, олово, залізо та свинець.

Бурхливий розвиток металургії спричинив винищення лісів в Англії. У зв'язку з цим на порядок денний стало питання про заміну деревного вугілля кам'яним. Перші такі спроби позитивних результатів не дали через наявність у кам'яному вугіллі шкідливої домішки — сірки. Завдяки сухій перегонці кам'яного вугілля, здійсненій англійським торгівцем металевим посудом Абрагамом Дербі старшим (1678-1717), вдалося зменшити кількість сірки у продукті перегонки — коксі. Однак добитися повної заміни деревного вугілля йому не вдалося. Задум батька довершив його син Абрагам Дербі молодший (1711-1763). У 1735 р. він отримав кокс потрібної якості та замінив ним деревне вугілля у доменному процесі. І все ж таки, щоб широко запровадити кокс, необхідно було зробити ще цілий ряд удосконалень доменної печі (підвищити тиск дуття, змінити систему подачі повітря), що було завершено аж у середині 19 ст.

Наступним кроком у вдосконаленні доменного процесу стало впровадження англійським інженером Едуардом-Альфредом Каупером (1819-1898) повітрянагрівача, де згоряв дешевий доменний газ. Ця новинка дозволила підняти температуру в доменній печі та заощаджувати значну кількість коксу.

Починаючи з другої половини 19 ст., у металургії сталі зроблено цілу низку визначних винаходів. Одним з них став спосіб отримання сталі шляхом продування рідкого чавуну повітрям. Патент на

згаданий винахід видано в 1855 р. англійцю Генрі Бесемеру (1813-1898). Як повідомляв у 60-х рр. минулого століття один російський журнал, автор винаходу отримував щорічну винагороду в розмірі двох мільйонів у перерахунку на російські рублі.

У 1861 р. німецьким винахідникам братам Вільгельму (1823-1883) та Фрідріху (1826-1901) Сіменсам видали англійський патент на регенеративну піч для витоплювання сталі. Однак спроба використати запропоновану піч для витоплювання сталі в тиглях закінчилась невдало — разом з металом розтоплювалися та тиглі. Невдачею закінчилась також спроба французів — сина П'єра (1825-1915,) і батька Еміля (1794-1871) Мартенів отримати сталь у спеціально сконструйованій Фрідріхом Сіменсом регенеративній печі, оскільки рідка сталь проникла у футеровку печі та руйнувала її. Заслуга Мартенів була в тому, що вони замінили муровану футеровку печі набивною з піску. В 1864 р. така піч дала першу сталь. Мартени того ж року отримали на вдосконалену ними піч французький патент. У печі плавили високоякісну сталь із чавуну та металобрухту.

У 1878 р. англієць Сідні Томас (1850-1885) взяв патент на отримання сталі з високо фосфористих чавунів у конверторі з основною футеровкою.

У 1900 р. француз Поль-Луї Еру (1863-1914) запропонував отримувати високоякісну сталь у дуговій електропечі. Він і американець Чарльз Холі (1863-1914) розробили та у 1886 р. незалежно запатентували у своїх країнах електролітичний спосіб виробництва алюмінію з глинозему.

В 1933 р. український інженер Микола Мозговий запропонував застосовувати кисень у конверторах, щоб підвищити їх продуктивність і здешевити виробництво сталі. Однак, зроблені в СРСР спроби втілити у виробництво ідеї М. Мозгового, позитивних результатів не дали. Тільки значно пізніше — в 1952-53 рр. на двох металургійних заводах Австрії в Лінці та Донавіці почали виробляти сталь, продуваючи рідкий чавун киснем (Л-Д процес). Цей спосіб на сьогоднішній день витіснив бесемерівський та томасівський методи, ставши найпоширенішим у світі.

У 1953 р. вчені Київського інституту електрозварювання — Борис Медовар та Борис Патон запропонували новий метод отримання високоякісних сталей і сплавів, відомий під назвою електрошлаковий переплав. Його суть в тому, що розплавлений метал у вигляді дрібних крапель проходить крізь шлак і очищається від шкідливих домішок.

Водночас з розробкою нових способів виробництва сталі велись

інтенсивні наукові пошуки, щоб покращити властивості сталі шляхом її легування. Плідно працював у цьому напрямку відомий англійський фізик Майкл Фарадей (1791-1867). Послідовником справи Фарадея став шотландець Роберт Мюшет, який створив продуктивну інструментальну сталь, леговану 5 % вольфраму, а також марганцем, хромом і кремнієм. Ця сталь гартувалася навіть під час охолодження на повітрі.

У 1883 р. Роберт Гатфільд (1858-1923) запатентував високо марганцеву (> 12 % Mn) сталь. Сталь Гатфільда відзначалась великою зносостійкістю, незважаючи на те, що гартувати її не вдавалося. Високої твердості сталь набувала від наклепу.

У 1900 р. американські дослідники Фредерік Тейлор (1856-1915) і Монсель Уайт на Всесвітній виставці в Парижі представили інструментальну сталь, що містила 4 % хрому та 18 % вольфраму, і цим започаткували широке впровадження в металообробку нової групи високопродуктивних інструментальних матеріалів, відомих тепер під назвою швидкорізальні сталі.

Невпинне зростання асортименту металевих сплавів, зокрема сталей, вимагало серйозних металознавчих досліджень. Вперше сталь як сплав заліза та вуглецю розглядав у 1799 р. французький вчений Гютон де Морво. У 1802 р. Девід Мюшет (батько згаданого вище Роберта Мюшета) показав, що сталь містить 0,8-2 % С, а чавун — 4-6 % С.

У 1824 р. німецький вчений Карл-Бернгард Карспієн (1782-1853) писав, що вуглець у залізовуглецевих сплавах може бути в трьох виглядах: у чистому (графіт), у хімічній сполуці (карбід) та у зв'язаному (за сучасними поняттями — у твердому розчині).

Російський інженер Дмитро Чернов (1839-1921), з'ясовуючи причини частих руйнувань дул гармат, досліджував механічні властивості зразків із них, охолоджених з різних температур. В результаті досліджень в 1868 р. він відкрив критичні температури, але не встановив їх значень, через відсутність на той час необхідних вимірювальних приладів.

У 1886 р. француз Флоріс Осмонд (1849-1912), в розпорядженні якого був термоелектричний пірометр, визначив значення критичних температур, відкритих Черновим.

Перші спроби дослідити і сфотографувати травлені шліфи під мікроскопом зробили англійський вчений Генрі-Кліфтон Сорбі (1826-1908) у 1864 р. та німецький вчений А. Мартенс (1850-1914) у 1878 р.

Робертс-Аустен (1843-1902) дослідив методом термічного аналізу 16 сплавів заліза з вуглецем і побудував у 1897 р. ще неповну,

але вже близьку до сучасної діаграму залізовуглецевих сплавів.

Видатний український вчений Костецкій Б. І (1910 - 1991) який з 1966 по 1991 рік працював у Національному аграрному університеті зробив вагомий внесок у теорію зносу та розробку високоякісних зносостійких матеріалів.

Михайло Петрович Браун (1903 - 1977), який з 1955 по 1971 рік працював на кафедрі технології конструкційних матеріалів та матеріалознавства Національного аграрного університету зробив вагомий внесок у теорію комплексного легування та формування структури конструкційних сталей, та впровадження високоякісних економно-легованих сталей для сільськогосподарського машинобудування.

Від найдавніших часів для виготовлення різноманітних металевих виробів широко застосовували обробку тиском і лиття.

Одним із перших способів *обробки тиском* було кування. Цим способом виробляли, наприклад, дріт для кольчуг. Відомо [2], що київські кольчуги високо цінувалися у Франції. Згодом виникли такі види обробки тиском як волочіння (12 — 13 ст., Німеччина), прокатування (12—14 ст.), об'ємне штампування (1819 р) і пресування (1894 р.). Прокатний стан, який приводила вдію парова машина, побудували в Англії 1779 р. В 1840 р. у Франції виготовили паровий молот, запропонований англійцем Джеймеом Несмітом.

Ливарне виробництво почало зароджуватися ще в V тис. до н.е. і вийшло на новий ступінь розвитку у зв'язку з появою бронзи. Перші ливарні вироби, знайдені на території України, датуються кінцем IV тис. до н.е. В 13—15 ст. до н.е. в Північному Причорномор'ї відливали сокири, а починаючи з 10 ст., на Русі лили дзвони. Новий імпульс ливарне виробництво отримало в зв'язку з винайденням пороху (15 ст.) і пов'язаного з цим виготовленням гармат і значної кількості ядер. Переважно сталеві та чавунні ядра відливали в металеві форми.

На зміну ковальському зварюванню й заклепковим з'єднанням прийшло *електродугове зварювання*. Пріоритет в цій справі належав українському інженерові — Миколі Бенардосу (1842 - 1905), який розробив спосіб дугового зварювання за допомогою електрода, що не плавиться. Невдовзі після цього російський інженер Миколи Слав'янов (1854-1897) вдосконалив метод М. Бенардоса заміною вугляного електрода металевим. У 1907 р. шведський інженер Р. Кельберг для стабілізації зварювальної дуги й захисту розплавленого металу від шкідливого впливу повітря покривав металеві електроди спеціальними речовинами. Американський інженер Д. Александер запровадив зварювання в захисних газах (1928 рік). У 1940 р. у

Київському інституті електрозварювання під керівництвом академіка Євгена Патона (1870 - 1953) розроблено і запроваджено у виробництво дугове зварювання під флюсом. У 1949 р. в цьому ж інституті розроблено електрошлакове зварювання.

У багатьох випадках металеві заготовки, виготовлені литтям, обробкою тиском чи іншими способами, ще не були готовими виробами і їх кінцева обробка була на металорізальних верстатах. Опис перших металообробних верстатів знаходимо в книжках Леонардо да Вінчі (1442-1519, Італія) і Ганса Гетца (Німеччина). Близько 1500 р. Г. Гетц описує свердління гарматних дул, а Леонардо да Вінчі — подає конструкцію токарного верстата з педальним приводом, а також токарного верстата, що служив для нарізування різей. Важливим для розвитку металообробки був винахід в 1769 р. Джеймеом Уаттом (1736 - 1819) парової машини. Вісімнадцяте століття характеризується великою кількістю вдосконалень металообробних верстатів і створенням нових способів обробки. Тут слід згадати англійця Г. Моделі (1771 - 1831), який зробив визначний внесок у розвиток верстатобудування. Г. Моделі належить пріоритет в розробці супорта з механічною подачею. Він створив також свердлильний, розточувальний, довбальний, поперечно-стругальний, зубостругальний і кілька модифікацій фрезерних верстатів. Нарешті, в 19 ст. запроваджено всі основні способи обробки металів різанням, а в 20 ст. їх вдосконалювали й підвищували точність обробки.

3 Стан розвитку металургії в Україні.

В Україні виготовляють 41% чавуну, 35% сталі, 30% готового прокату з усього обсягу цих виробів у країнах СНД.

Кризовий період у промисловості, протягом якого обсяг виробництва скоротився наполовину, було подолано в 1999 р., коли негативна динаміка змінилася на позитивну. У 2000 р. вперше за останні роки було забезпечено приріст виробництва основних видів металопродукції на 12 — 17 %, у тому числі труб сталевих — на 48,1 %, марганцевої руди — на 38,1%, феросплавів — на 36,9 %, обкатишів — на 28,3 %.

Незважаючи на погіршення кон'юнктури світового ринку металів у 1V кварталі 2000 р. (зниження експортних цін на листовий прокат, заготовку, чавун), обсяг виручки від реалізації зріс на 57 %. На підприємствах кольорової металургії та коксохімічного виробництва досягнуто найбільшого зростання виручки (в 2,2 рази) від реалізації продукції. Підприємства чорної металургії, частка яких у 2000 р.

становила 64,7 % загальної виручки від реалізації, забезпечили підвищення даного показника на 52 %.

У галузі металургії та обробки металу, починаючи з травня 2002 р. спостерігався щомісячний приріст виробництва відносно відповідного місяця минулого року. Як результат за 2002 рік приріст склав 3,9 %.

Найбільш експортна орієнтована з усіх галузей промисловості є металургія. Значна частка виробництва металургійної галузі в Україні припадає на сталь. Україна за обсягами виробництва сталі утримує сьоме місце у світі — у 2002 році було вироблено 34,5 млн. тонн продукції (завантаженість потужностей 79,85 %), що становить 4% світового виробництва. Виробництво окремих видів продукції добувної промисловості та металургії наведено в таблиці 1.1. [10].

1.1. Виробництво окремих видів продукції добувної промисловості та металургії, (млн. т.)

Роки	Товарна руда		Чавун	Сталь	Сталеві труби		Готовий прокат чорних металів
	залізна	марганцева			млн.т.	млн.м.	
1999	47,8	2,0	23,0	27,4	1,2	155	19,3
2000	55,9	2,7	25,7	31,8	1,7	229	22,6
2001	54,8	2,7	26,4	33,5	1,7	227	25,4
2002	59,4	2,7	27,6	34,5	1,5	247	26,4

На США, ЄС і Японію припадає близько 44% світового виробництва сталі. В останні роки збільшення потужностей з виробництва сталі значно випереджало підвищення попиту на продукцію. Для більшості країн основний збут продукції відбувається на внутрішньому ринку або ринку інтегрованих країн, що характерно, наприклад, для ЄС. Співвідношення між внутрішнім і зовнішнім продажем в залежності від регіонів у світі складає у середньому відповідно 80% і 20%. В Україні ситуація полягає в зворотному співвідношенні — близько 85% прокату експортується і лише 15% споживається на внутрішньому ринку.

Конкурентоздатність України на зовнішніх ринках металопродукції забезпечується переважно низькими цінами та наявністю в структурі продаж надмірної частки продукції низької переробки. У світі спостерігаються зовсім інші тенденції: країни прагнуть експортувати кінцеву, високорентабельну продукцію. В даний час ємкість вітчизняного ринку, що споживає лише 0,6% від

світового виробництва сталі і 16% від національного, не здатна суттєво впливати на глобальний ринок.

В січні—травні 2004 р. українські підприємства збільшили виробництво основних видів металопродукції на 7—10% в порівнянні з аналогічним періодом минулого року, залізорудної сировини — на 5 - 14%, коксу — на 9% [11]. За цей період випуск готового прокату збільшився на 10%, до 12,52 млн. т., сталі — на 10%, до 16,146 млн. т., чавуну — на 7%, до 12,854 млн. т. Крім того, виробництво метизів за п'ять місяців року збільшилося на 24%, до 172 тис. т., коксу — на 9%, до 9,378 млн. т., феросплавів — на 5%, до 700 тис. т.

Гірничорудні підприємства в січні—травні збільшили випуск залізняку на 5%, до 26,773 млн. т., у тому числі концентрату — на 6%, до 20,6 млн. т. При цьому об'єми виробництва підготовленої залізорудної сировини зросли на 9%, до 25,993 млн. т., у тому числі агломерату — на 8%, до 19,213 млн. т., обкатишів — на 14%, до 6,780 млн. т. Випуск марганцевої руди збільшився на 5%, до 1,02 млн. т. [11].

У цілому за 2004 рік валовий внутрішній продукт порівняно з 2003 р. становив 112,0% [12]. Протягом 2004р. найбільше зростання валової доданої вартості спостерігалось у сільському господарстві, мисливстві та лісовому господарстві, будівництві, оптовій і роздрібній торгівлі, обробній промисловості.

У 2004р. порівняно з 2003р. обсяги промислового виробництва зросли на 12,5%. У видобувній промисловості порівняно з 2003р. обсяги виробництва зросли на 4,1%. Збільшення випуску продукції спостерігалось на підприємствах з видобутку металевих руд - на 6,3%, вуглеводнів - на 6,1%, вугілля та торфу - на 0,2%. За 2004р. видобуто 2,9 млн. т нафти та 19 млрд. куб.м газу природного. Обсяги залізної руди і концентрату неагломерованих становили 66 млн. т, агломерованих - 63,1 млн.т, що більше, ніж у 2003р. відповідно на 4,9% і 7,2%.

В обробній промисловості приріст продукції проти 2003р. становив 14,6%. У металургії та обробці металу випуск продукції порівняно з 2003р. збільшився на 12%. Зростання обсягів продукції спостерігалось у виробництві чавуну, сталі та феросплавів (на 6,3%), на підприємствах інших видів первинної обробки чавуну та сталі (на 16,5%), в обробці металів (на 31,1%). У 2004р. виплавлено майже 31 млн. т чавуну та 30,3 млн. т сталі, випущено 22,7 млн. т прокату готового чорних металів, 2,1 млн. т труб та профілів пустотілих з чорних металів. Випуск котлів центрального опалення зріс на 72,8% і становив 323 тис. шт.

Найвищий приріст виробництва серед основних видів промислової діяльності у 2004р. одержано у машинобудуванні - 28%. Суттєво збільшилися обсяги випуску продукції у виробництві автомобільного транспорту (на 63,3%), електричних машин і апаратури (на 61,6%), канцелярських та електронно-обчислювальних машин (на 43%), машин для перероблення сільськогосподарських продуктів (на 36,4%). Перевищено обсяги 2003р. у виробництві машин для добувної промисловості та будівництва - на 23,8%, сільськогосподарських машин - на 23,6%, побутових приладів - на 21%, контрольно-вимірювальної апаратури - на 20,4%, верстатів - на 14,4%, устаткування для радіо, телебачення та зв'язку - на 9,8%. У 2004р. вироблено 581 тис. холодильників-морозильників побутових комбінованих з окремими зовнішніми дверцями, 319 тис. пральних машин, 53,3 тис. пилососів побутових, 5,8 тис. тракторів для сільського та лісового господарства, 26,7 тис. комп'ютерів настільних, 182 тис. легкових автомобілів, 2,6 тис. автобусів та 80 тролейбусів.

У хімічній та нафтохімічній промисловості рівень виробництва 2003р. перевищено на 14,4%. У хімічному виробництві одержано приріст продукції - 11%, з нього у виробництві базової хімічної продукції - 10%, лаків та фарб - 10,7%, фармацевтичному виробництві - 13,7%, виробництві мила, парфумерної продукції, очищувальних і полірувальних препаратів - 25,8%, штучних і синтетичних волокон - 19%. Спостерігалось зростання обсягів продукції у виробництві гумових (на 22,5%) та пластмасових (на 32,2%) виробів.

У промисловості базової хімії на 24-39% зросло виробництво пластмас у первинних формах, сірчаної кислоти, формальдегіду, каустичної соди, карбонату кальцію, оксиду і пероксиду цинку, на 5-20% - карбідів, бензолу, пропілену, лимонної кислоти, її солей та складних ефірів, метанолу, нафталіну та сумішей ароматичних вуглеводнів інших, сірки рафінованої, металоїдів, соди кальцинованої, кислоти адипінової, її солей та складних ефірів. Водночас більше ніж наполовину скорочено випуск нітритів, на 21-35% - барвників синтетичних, добрив фосфатних мінеральних чи хімічних, на 11-14% - пестицидів та інших агрохімічних продуктів, дистильованої води, кислоти азотної неконцентрованої.

На підприємствах з виробництва гумових виробів у 2004р. вироблено майже 8 млн. шт. усіх видів шин. Випуск шин для сільськогосподарських, лісгосподарських машин та іншої техніки збільшився у 2,5 рази, для легкових та вантажних автомобілів, автобусів - на 13-16%.

На підприємствах з виробництва коксу та продуктів

нафтопереробки протягом року спостерігалось погіршення динаміки виробництва: приріст продукції за 2004р. становив лише 3,4%. Обсяги первинної переробки нафти збільшилися на 0,4% і становили 22 млн. т. Зріс випуск бензину моторного (на 20,2%), проте скоротилося виробництво палива дизельного для транспорту автомобільного і залізничного та мазутів топкових важких (відповідно на 0,9% та 2,8%).

У виробництві та розподіленні електроенергії обсяги виробленої продукції (робіт, послуг) проти 2003р. скоротилися на 1,1%. За 2004р. вироблено 181,2 млрд.кВт·год електроенергії. На теплових електростанціях її випуск скоротився на 7,2%, на атомних і гідроелектростанціях - збільшився відповідно на 6,9% і 26,6%.

У 2004р. у галузі сільського господарства, за попередніми даними, загальні обсяги виробництва проти 2003р. зросли на 19,1%, у тому числі у сільськогосподарських підприємствах усіх форм власності - на 39,2%, у господарствах населення - на 8,7%.

Загальний обсяг валової продукції рослинництва збільшився на 33,1%, у тому числі у сільськогосподарських підприємствах - на 57,1%, у господарствах населення - на 18,1%. Суттєве зростання рівня виробництва у рослинництві обумовлено, перш за все, високим урожаєм зернових культур.

За попередніми даними, у 2004р. одержано 41,7 млн. т зерна (у вазі після доробки), що вдвічі більше, ніж у 2003р. Це зумовлено як розширенням зібраної площі на 3,7 млн. га (на 32,9%), так і зростанням урожайності на 10,1 ц (на 55,5%). Досягнутий рівень урожайності зернових культур (28,3 ц з га) є найвищим за останніх 11 років.

Сільськогосподарськими підприємствами вирощено 31,6 млн. т зерна (76% загального валового збору), господарствами населення - 10,1 млн. т (24%).

У виробництві коксу та продуктів нафтопереробки протягом року спостерігалось погіршення динаміки виробництва, приріст продукції за 2004р. становив лише 3,4%.

Виробництво найважливіших видів промислової продукції за 2004 рік наведено у таблиці 1.2.

Прогнозується, що до 2010 р. обсяг зовнішнього ринку для української металопродукції складе по загальному прокату — 18,2 млн. т, у тому числі напівфабрикати — 8,0 млн. т, довгий прокат — 4,7 млн. т, плоский прокат — 5,5 млн. т.

1.2. Виробництво найважливіших видів промислової продукції за 2004 рік.

Вид промислової продукції	Вироблено за 2004 р	Приріст, зниження (-) у % в порівнянні з 2003р.
Вугілля готове, млн. т	64,6	0,1
Нафта сира, тис. т	2932	4,7
Газовий конденсат, тис. т	1247	8,9
Газ нафтовий попутний, млн. куб. м	847	13,7
Газ природний, млрд. куб. м	19,0	3,0
Руди і концентрати залізні неагломеровані, млн. т	66,0	4,9
Руди і концентрати залізні агломеровані, млн. т	63,1	7,2
Руди і концентрати марганцеві, тис. т	2273	-10,3
Чавун, тис. т	30980	5,2
Сталь, тис. т	30320	0,6
Прокат готовий чорних металів, тис. т	22667	3,3
з нього		
вироби листові гарячекатані, крім виробів з нержавіючої та швидкорізальної сталі	10326	10,6
стержні і прутки інші гарячекатані, крім вироблених із нержавіючої та швидкорізальної сталі	6821	-1,5
Труби великого і малого діаметрів; профілі пустотілі з металів чорних, тис. т	2125	-0,6
Резервуари та цистерни металеві, тис. т	36,5	-23,1
Радіатори центрального опалення без електричного підігріву, з металів чорних, тис. т	30,1	-4,0
Котли центрального опалення, тис. шт.	323	72,8
Крани мостові на нерухомих опорах, шт.	95	66,7

Крани інші (козлові і мостові пересувні, порталні, дерик-крани суднові), шт.	256	-7,6
Трактори для сільського та лісового господарства, шт.	5803	27,4
Сівалки, шт.	9877	23,7
Верстати токарні, розточувальні, свердловальні, фрезерувальні, шт.	305	-3,5
Преси та машини кувальні, шт.	106	-60,7
Екскаватори, шт.	598	63,8
Холодильники-морозильники побутові комбіновані з окремими зовнішніми дверцями, тис. шт.	581	15,3
Холодильники побутові, тис. шт.	269	-5,1
Машини пральні, тис. шт.	319	27,4
Пилососи побутові, тис. шт.	53,3	-19,7
Електродвигуни та генератори постійного струму, тис. шт.	99,1	-22,7
Електродвигуни та генератори змінного струму, електродвигуни універсальні, тис. шт.	1140	34,6
Автомобілі легкові, тис. шт.	182	78,1
Автобуси, шт.	2561	0,1
Причепи та напівпричепи автомобільні, шт.	18379	7,3
Локомотиви залізничні і тендери для локомотивів, шт.	124	103,3
Велосипеди, тис. шт.	250	-11,2
Електроенергія, млрд.кВт·год	181,2	0,9
у тому числі вироблена:		
тепловими електростанціями і теплоелектроцентралями	82,3	-7,2

Україна на тривалу перспективу залишатиметься експортоорієнтованою державою. До 2010 р. слід розраховувати на 35–40 % реалізації на ринку України та все ще 60–65 % експорту.

Лекція № 2

План лекції:

1 Класифікація металів.

2 Способи отримання металів із руд.

3 Виробництво чавуну.

1 Класифікація металів.

Металами називають речовини, які мають кристалічну будову, специфічний металевий блиск, високу пластичність, високу електро- та теплопровідність. Із 106 елементів періодичної системи Менделєєва 76 є металами. Найпоширеніші в природі метали — це алюміній (8,8 % маси земної кори) і залізо (4,6 %).

У машинобудуванні хімічно чисті метали майже не застосовують у зв'язку з відсутністю у них необхідних механічних і технологічних властивостей. Якщо до рідкого металу додати або залишити в ньому певну кількість хімічних елементів (переважно металів), то після кристалізації отримаємо нову речовину з певним комплексом властивостей, яка називається сплавом цього металу. Окремі властивості металевих сплавів можна додатково поліпшувати, використовуючи відповідну термічну або хіміко-термічну обробку.

Кількість сплавів у сучасній техніці невпинно зростає, що розкриває нові можливості у створенні високоефективного промислового обладнання. Досить нагадати, що лише на основі заліза створено більше як 10 000 сплавів.

Метали поділяють на дві групи — чорні та кольорові.

До чорних металів належать залізо і сплави на його основі — сталі ($C < 2,14\%$) та чавуни ($C = 2,14-6,67\%$). Ці сплави займають важливе місце в машинобудівній промисловості завдяки порівняно невисокій вартості, добрим технологічним і механічним властивостям. Недоліками чорних металів є висока густина та низька корозійна стійкість. З огляду на це в розвинутих країнах світу спостерігається стійка тенденція до широкого використання металевих сплавів на основі титану, алюмінію та магнію.

Кольоровими вважають всі інші метали, крім чорних. Для

технічних потреб застосовують близько 70 кольорових металів. Серед них найбільше значення мають алюміній, мідь, магній, титан, нікель, свинець, цинк, олово, молібден, вольфрам, кобальт, тантал, цирконій, ніобій. Мідь і алюміній у чистому вигляді використовують в електротехніці та теплотехніці. Здебільшого кольорові метали застосовують у вигляді сплавів. Багато кольорових металів слугують легуючими елементами для сплавів.

Продукцією чорної металургії є чавуни, феросплави (сплави заліза з підвищеним вмістом інших елементів) та сталеві зливки для виготовлення сортового прокату і великих деталей машин.

Виробництво кольорових металів характеризується великою різноманітністю технологічних процесів плавки і визначається особливостями складу їх руд. Продукцією кольорової металургії є чисті метали та їх сплави, а також зливки для виготовлення сортового прокату.

2 Способи отримання металів із руд

Суть металургійного виробництва полягає в добуванні металів з руд відновленням їх із хімічних сполук, відокремленні пустої породи і виробництві сплавів різного складу. Є кілька способів добування металів з руд — пірометалургійний, гідрометалургійний, електрометалургійний тощо.

1. Пірометалургійним, або вогневим, способом метали відновлюють з руд при високих температурах і в розплавленому стані відокремлюють їх від пустої породи. Цей спосіб застосовують для добування чавуну і багатьох кольорових металів і сплавів. Цей спосіб є головним для виробництва заліза та його сплавів, міді та інших металів.

2. Гідрометалургійний спосіб полягає у вилуговуванні металів з руд і наступному осаджуванні з розчинів електролізом або іншими методами. Цей спосіб застосовують при добуванні міді з окислених і бідних руд, а також при добуванні коштовних металів та урану.

3. Електрометалургійним способом метали добувають плавленням руди або металевої шихти в електричних печах або електролізом розчинів солей та інших сполук металів. Цей спосіб використовують у виробництві алюмінію, міді та інших металів (наприклад, алюмінію із глинозему Al_2O_3).

4. Хіміко-металургійний спосіб об'єднує хімічні та пірометалургійні процеси. Титан, наприклад, одержують відновленням тетраклориду $TiCl_4$ магнієм і подальшою плавкою в

електродугових печах.

5. Поряд з розглянутими способами для одержання конструкційних матеріалів на основі металів або їх сполук, а також готових виробів з них останнім часом широко застосовують спосіб порошкової металургії.

Вихідні матеріали в металургійному виробництві.

Основними вихідними матеріалами в металургійному виробництві є руда, паливо, вогнетривкі матеріали та флюси.

Рудою називають гірничі породи, які містять у собі метали в кількості, що забезпечує їх економічно доцільну переробку. Залізні руди, наприклад, містять 30 -70 % металу. Масова частка кольорових металів у рудах перевищує 5 %, а в деяких випадках лише долі відсотків (молібдену, наприклад, до 0,02 %).

Руда складається з мінералів, у яких метал міститься у вигляді оксидів, сульфідів, карбонатів та пустої породи (в основному кремнезему SiO_2 , глинозему Al_2O_3 з домішками сірки, фосфору тощо).

Для виробництва чавуну в доменних печах використовують залізні, комплексні та марганцеві руди.

Залізна руда складається з природних хімічних сполук заліза і пустої породи. Основною складовою пустої породи є глинозем. До неї входять також CaSO_4 , MgSO_4 тощо. Залізні руди містять і деяку кількість шкідливих домішок — сірчисті, фосфористі і миш'яковисті сполуки.

У доменному виробництві використовують такі залізні руди:

- 1) *магнітний залізняк*, який містить від 50 до 70% заліза у вигляді магнітного окису Fe_3O_4 . Мінерал від сірого до чорного кольору, дуже щільний і тому важко відновлюється, має магнітні властивості;
- 2) *червоний залізняк*, який містить до 65% заліза у вигляді безводного окису Fe_2O_3 . Колір від червоного до темно сірого, пористий, тому легко відновлюється, має мало шкідливих домішок. Це найпоширеніша в світі руда. Її поклади маємо в Кривому Розі;
- 3) *бурий залізняк*, в якому є до 60% заліза у вигляді водних окислів, найчастіше $2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$. Від жовтого до буро-жовтого кольору, найлегше відновлюється серед залізних руд. Руди бурого залізняка із багатьох басейнів мають значну кількість фосфору й сірки. Добувають бурий залізняк у Керчі;
- 4) *штатовий залізняк*, який містить від 30 до 45% заліза у вигляді вуглекислого заліза FeCO_3 . Колір руди від сірого до жовтого. Руда легко відновлюється.

Комплексні руди містять крім заліза інші метали (Cr, Ni, V), які

відновлюються при доменному плавленні і поліпшують властивості чавуну.

Марганцеві руди складаються з окислів марганцю і пустої породи. Вони містять від 28 до 57% Mn і застосовуються для підвищення вмісту марганцю у виплавлюваних рудах, а також для виробництва спеціальних чавунів. Марганець у рудній речовині є у вигляді оксидів і карбонатів: MnO_2 , Mn_2O_3 , Mn_3O_4 , $MnCO_3$. Пустою породою є звичайно глина та пісок. Україна за запасами марганцевих руд займає перше місце в світі. Найбільші їх родовища в Нікополі — близько 30 % світових запасів.

Вміст заліза в промислових рудах має тенденцію до зменшення, оскільки запаси багатих руд поступово вичерпуються. Якщо частка заліза в рудах СРСР, що добувалися в 1940 році, становила 55 %, то в 1987 році вона впала до 33 %.

Паливо та його характеристики.

У металургійному виробництві багато процесів відбувається з використанням теплоти, яка виділяється при горінні палива — твердого, рідкого або газоподібного.

У доменному виробництві широко використовують кам'яновугільний кокс; у мартенівському — газоподібне (доменний, коксувальний, світильний, генераторний і нафтовий газ), а в останні роки і природний газ) та рідке паливо — мазут.

Кокс одержують сухою перегонкою кам'яного вугілля без доступу повітря при температурі 1000 - 1100 °С. При такій обробці з вугілля отримують і цінні побічні продукти - бензол, феноли, а також уловлюють коксовий газ. У коксі міститься в середньому близько 85 % вуглецю. Теплота його згоряння досягає 30 МДж/кг.

Природний газ складається в основному з метану CH_4 .

Доменний газ є побічним продуктом при виплавці чавуну в доменній печі, містить значну кількість горючих складових (до 32 % CO, до 4 % H_2).

Мазут - тяжкий залишок перегонки нафти, містить до 90 % C, 10 - 12 % H_2O і невелику кількість кисню та сірки.

Паливо в доменній печі здійснює дві функції: а) при згорянні виділяє велику кількість тепла; б) вуглець палива безпосередньо бере участь у реакціях відновлення руди.

У доменному виробництві близько 98% чавуну виплавляється на кам'яновугільному коксі. Деревне вугілля застосовують лише при потребі виплавлення чистого від сірки чавуну для вироблення високоякісної сталі.

Вогнетривкі матеріали.

Вогнетривкі матеріали використовують для футерування плавильних і нагрівальних печей, а також іншого устаткування, яке перебуває під дією високих температур і розплавленого металу та шлаку. Матеріали повинні мати високу вогнетривкість, достатню механічну міцність при високих температурах, добру термічну стійкість, а також опір хімічній дії розплавленого металу, шлаку і димових тазів.

За хімічними властивостями вогнетривкі матеріали поділяють на кислі, основні та нейтральні.

Кислі вогнетриви містять не менше 90% кремнезему SiO_2 . До них належать вогнетриви з природних кварцових матеріалів — динаси. Вогнетривкість динасу залежно від вмісту кремнезему досягає 1730°C і вище.

Основні вогнетриви складаються переважно з окису магнію MgO і окису кальцію CaO (магнезит (91-94% MgO), хромомагнезит (45% MgO , 15-22% Cr_2O_3), доломіт (35-38 % MgO , 52-58% CaO). Після випалювання доломіт має вогнетривкість до 1800 — 1950°C , магнезит і хромомагнезит — до 2000°C .

До *нейтральних вогнетривів* належать глиноземисті (шамот з хімічним складом 58-70% SiO_2 , 30-42% Al_2O_3 і вогнетривка глина) та матеріали, що містять вуглець (графітові і вугільні), а також хромітові вогнетриви (порошок хромистого залізняку і хромітова цегла). Вогнетривкість їх становить 1600 — 2000°C .

Флюси.

Флюси призначені для сплавляння пустої породи із золою палива і видалення останніх у вигляді шлаку з доменної печі. За флюси править вапняк CaCO_3 або доломітизований вапняк $\text{CaCO}_3 \cdot \text{MgCO}_3$. Вони утворюють легкоплавкі хімічні сполуки з такими складовими пустої породи, як кремнезем, а також із золою палива.

При виплавці чорних і деяких кольорових металів флюсами можуть бути кварцовий пісок, що складається в основному з SiO_2 , вапняк CaCO_3 та інші сполуки кальцію і магнію.

3 Виробництво чавуну.

Чавуни — це сплави заліза з вуглецем, у якому масова частка вуглецю становить від 2,14 до 6,67 %. Крім заліза та вуглецю, у чавуні завжди є кремній, марганець, фосфор і сірка. Більша частка виплавленого чавуну використовується для виробництва сталі й лише незначна частка — для виготовлення відливок.

Чавун виробляють у доменних печах відновленням із руди

заліза з наступним насиченням його вуглецем та іншими елементами.

Підготовка вихідних матеріалів до плавки. Виробництво чавуну потребує певної підготовки вихідних матеріалів як за їх якістю, так і за величиною кусків. При підготовці від коксу відсівають дрібні частки. Флюси подрібнюють і сортують на спеціальних грохотах. Залізну руду також подрібнюють, сортують на грохотах за розмірами кусків, усереднюють, вирівнюють за якістю та складом і піддають агломерації. Бідні руди перед цим збагачують, видаляючи частину пустої породи вимиванням водою або магнітним сепаруванням, і окускують методом спікання.

Магнітний сепаратор шківного типу (рис. 2.1) складається з двох стрічкових транспортерів. У середині верхнього транспортера є електромагніт. Куски руди (рудний концентрат 2), які надходять на живильну стрічку 4 нижнього транспортера, проходячи крізь магнітне поле, намагнічуються і прилипають до збираючої стрічки 1 верхнього транспортера, а куски пустої породи (немагнітна фракція 3) вільно падають зі стрічки нижнього транспортера. У результаті збагачення мають концентрат — продукт з підвищеним вмістом заліза.

Агломерація полягає у спіканні руди (40 - 50 %), вапняку (15-20 %), дрібного агломерату і коксу в спеціальній агломераційній машині.

Агломераційна машина стрічкового типу (рис. 2.2) складається з великої кількості візків (коробки з ґратчастим дном) з боковими бортами і колосниками замість дна, що рухаються напрямними рейками. Під час руху стрічки суміш у коробках підпалюють газовим пальником. У завантаженому візку після запалювання газовими пальниками починається горіння палива, причому горіння поширюється зверху вниз. Повітря просочується крізь шар шихти завдяки дії спеціальних вакуумних пристроїв. Температура в шарі шихти становить 1300- 1600 °С. Якщо при спіканні до агломерату додають флюси, то такий агломерат називається офлюсованим. При цьому з руди видаляється частина домішок, розкладаються карбонати і утворюється пористий офлюсований матеріал - агломерат.

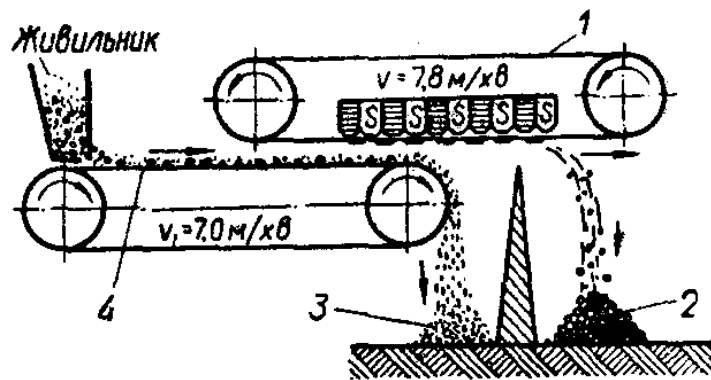


Рис. 2.1. Схема магнітного сепаратора шківного типу [13].

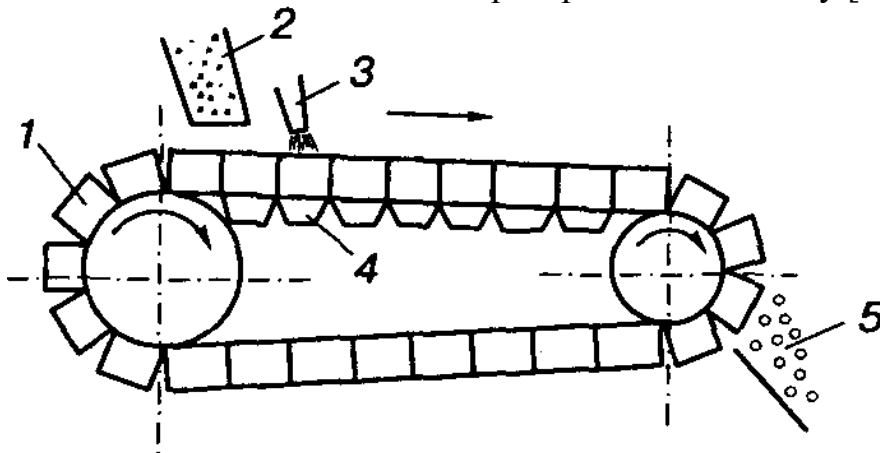


Рис. 2.2. Схема агломераційної машини [1]:
 1 - візки; 2 - шихтовий бункер; 3 - пальник;
 4 - вакуум камери; 5 - агломерат

Застосування офлюсованого агломерату дає змогу підвищити продуктивність доменних печей на 10-25% та зменшити витрати коксу на 10-20 %. Крім того, в процесі спікання майже повністю вигоряє сірка і видаляється у вигляді сірчистого газу.

У металургії звичайно використовують офлюсований агломерат, для чого в шихту додатково вводять вапняк.

Обкатування полягає в окускуванні подрібнених концентратів. Для цього концентрат, флюси і паливо звожують і завантажують у нахилену чашу (гранулятор), що обертається, або в пустотілий барабан, де і утворюються обкатиші - кульки діаметром 25-30 мм. Готові обкатиші сушать і обпалюють при температурі 1200- 1300 °С. Використання обкатишів, як і агломерату, поліпшує доменну плавку, підвищує продуктивність доменної печі, зменшує витрату палива.

Будова доменної печі її основні характеристики.

Чавун виплавляють у доменних (шахтних) печах. Більшість діючих доменних печей мають корисний об'єм, зайнятий за-

вантаженими в піч матеріалами і продуктами плавлення, 1300-2300 м³ та висоту близько 30 м. У таких печах за добу виплавляють до 2000 т чавуну.

Доменна піч з допоміжними обладнаннями - досить складна інженерна споруда масою (при об'ємі 2700 м³) близько 200 тис. т. Піч працює безперервно 4-8 років.

Щоб виплавити чавун, у домну завантажують шихту - суміш певного співвідношення руди, палива і флюсів. Окремі порції шихти називаються колошами. Колоші із бункера 1 (рис. 2.3) подаються вагонетками 2 скіповим підіймачем 8 (на сучасних печах - конвеєром) в приймальну воронку 9 засипного апарата. При опусканні малого конуса 10 шихта попадає в чашу 11 і при опусканні великого конуса 12 - в колошник 13 і далі в шахту 14

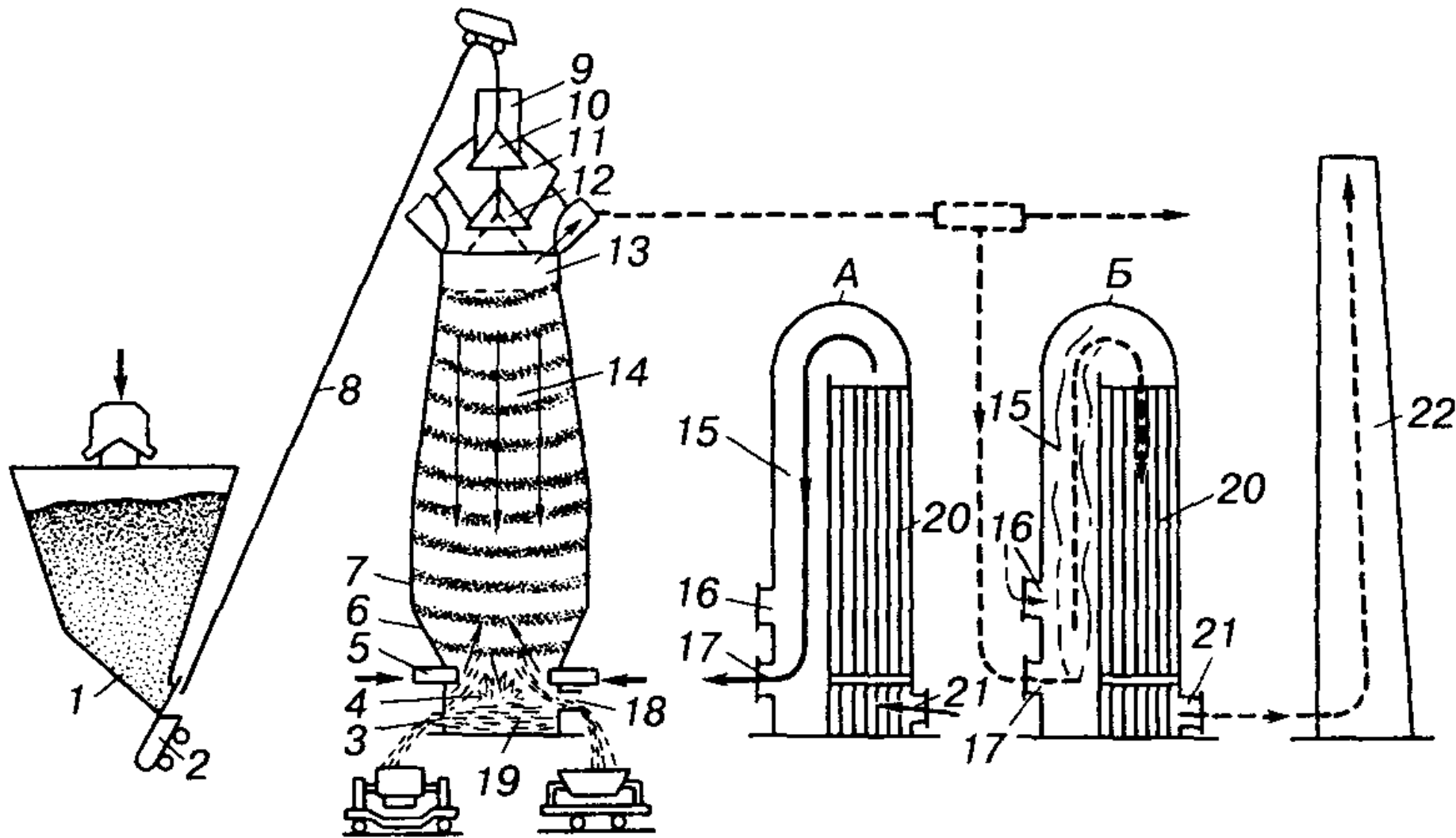


Рис. 2.3. Схема роботи доменної печі [1].

печі. Поперемінно відкриття конусів запобігає виходу газів із печі в атмосферу. Шихта завантажується в домну періодично у міру того, як згоряє паливо і виходять чавун та шлак.

Найбільша циліндрична частина домни називається розпаром 7. Нижче містяться заплечики 6 у вигляді зрізаного конуса і горно 4, обмежене подом 19. У нижній частині горна розміщено лютки для випускання чавуну 3 і шлаку 18. Для підтримання горіння палива в доменну піч крізь ряд (14-24) розміщених по обводу фурм 5 вдувається повітря під тиском до 0,3 МПа. Витрата повітря на виплавлення 1 т чавуну в сучасних доменних печах становить до 3000, а на великих печах - до 7000 м³/хв.

Для інтенсифікації виплавлення і більш економної витрати палива повітря нагрівають до 1000-1200 °С у повітронагрівачах регенеративного типу. Повітронагрівач - це футерований цеглою сталевий циліндр діаметром 6-8 і 30-40 м, який всередині має камеру згоряння 15 і насадку 20 із вогнетривкої цегли. Біля кожної домни є 3-4 повітронагрівачи. У повітронагрівач Б крізь отвір 17 подається очищений колошниковий газ і крізь отвір 16 - необхідне для згоряння газу повітря. Продукти згоряння газу з камери 15 проходять вертикальними каналами насадки 20, нагрівають її і виходять крізь отвір 21 у димову трубу 22. Коли насадка повітронагрівача Б досягне потрібної температури, подачу газу в нього припиняють і в зворотному напрямі подають повітря, яке проходить каналами розжареної насадки, нагрівається до температури 1000- 1200 °С і після цього вдувається в доменну піч. Коли повітронагрівач Б нагрівається, працює повітронагрівач А, попередньо нагрітий, за розглянутою схемою.

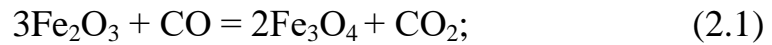
Значним удосконаленням доменного процесу є збагачення повітряного дуття киснем (до 30 %), а також часткова заміна коксу природним газом.

Технологія отримання чавуну в доменній печі. Доменна піч працює за принципом протипотоку: шихтові матеріали рухаються зверху вниз, а назустріч їм піднімається потік гарячих газів - продуктів згоряння палива. При цьому горить паливо, відновлюється і насичується вуглецем залізо, відновлюються інші елементи, утворюється шлак.

Процеси відновлення заліза із руд (реакції відновлення) в доменній печі і формування чавуну.

У зоні повітряних фурм вуглець коксу взаємодіє з киснем дуття, згоряє, внаслідок чого температура в цій зоні печі досягає 1800-2000 °С. У таких умовах вуглекислий газ СО₂ взаємодіє з вуглецем коксу і

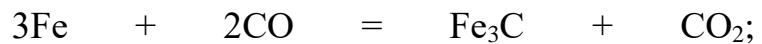
утворює оксид вуглецю CO, який і стає головним відновником заліза. Трохи вище, в зоні печі з температурою 700-450 °С, частина оксиду вуглецю розкладається з утворенням вуглецю. Шихтові матеріали, опускаючись назустріч потоку розжарених газів, нагріваються, з них випаровується волога, виділяються леткі речовини. При досягненні температури 750-900 °С у шихті відновлюється залізо:



(2.3)

Частина оксиду FeO опускається до розпару та заплечиків і відновлюється вуглецем коксу. У відновленні заліза беруть участь також вуглець і водень.

У результаті цих реакцій утворюється тверде губчасте залізо. При температурі 1000-1100 °С губчасте залізо насичується вуглецем:



(2.4)



(2.5)

Вуглець зменшує температуру плавлення залізовуглецевого сплаву, тому при опусканні в нижню частину шахти сплав починає плавитись, додатково насичується вуглецем та іншими елементами, які відновлюються із руди, - марганцем, силіцієм, фосфором, сіркою.

Загальна схема хімічних реакцій, що відбуваються у різних частинах доменної печі наведена на рис. 2.4, а матеріальні потоки на рис. 2.5.

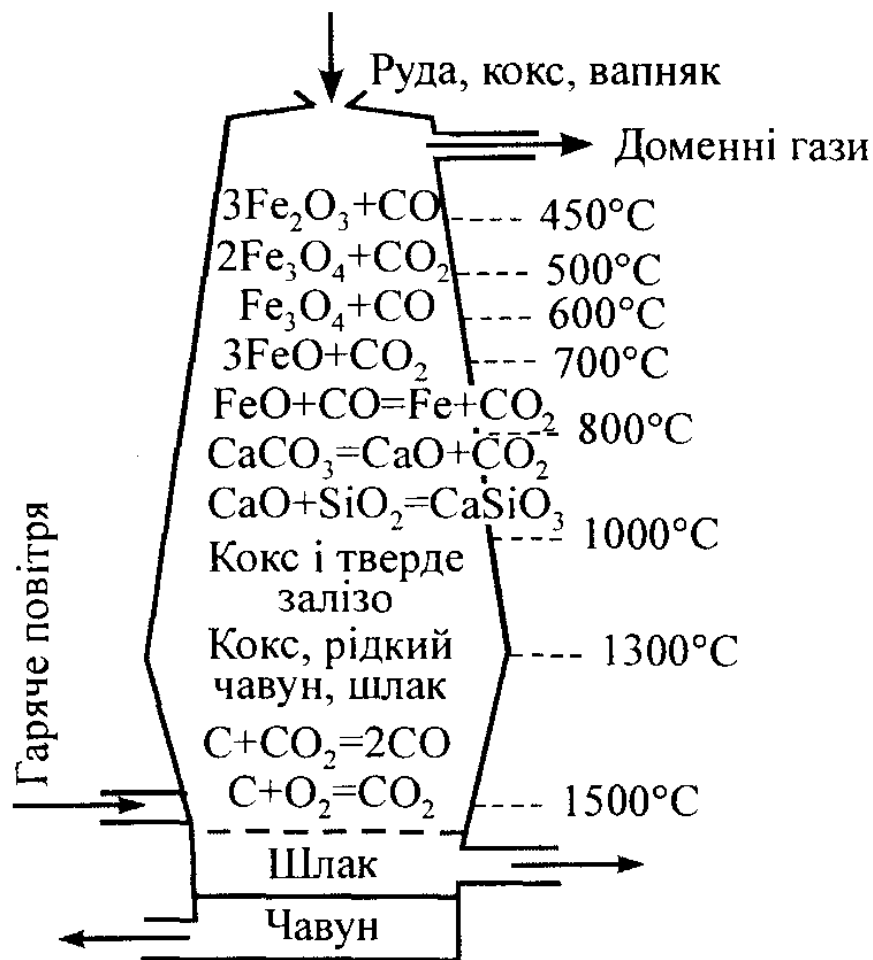


Рис. 2.4. Схема хімічних реакцій у різних частинах доменної печі [10].

Марганець міститься в руді у вигляді оксидів і частково відновлюється твердим вуглецем. Силіцій є в пустій породі у вигляді кремнезему SiO_2 і також відновлюється твердим вуглецем. Невідновлені оксиди марганцю і силіцію переходять у шлак.

Фосфор міститься в руді в основному у вигляді сполуки $\text{P}_2\text{O}_5 \cdot 3\text{CaO}$, відновлюється оксидом вуглецю та твердим вуглецем і майже повністю переходить у сплав.

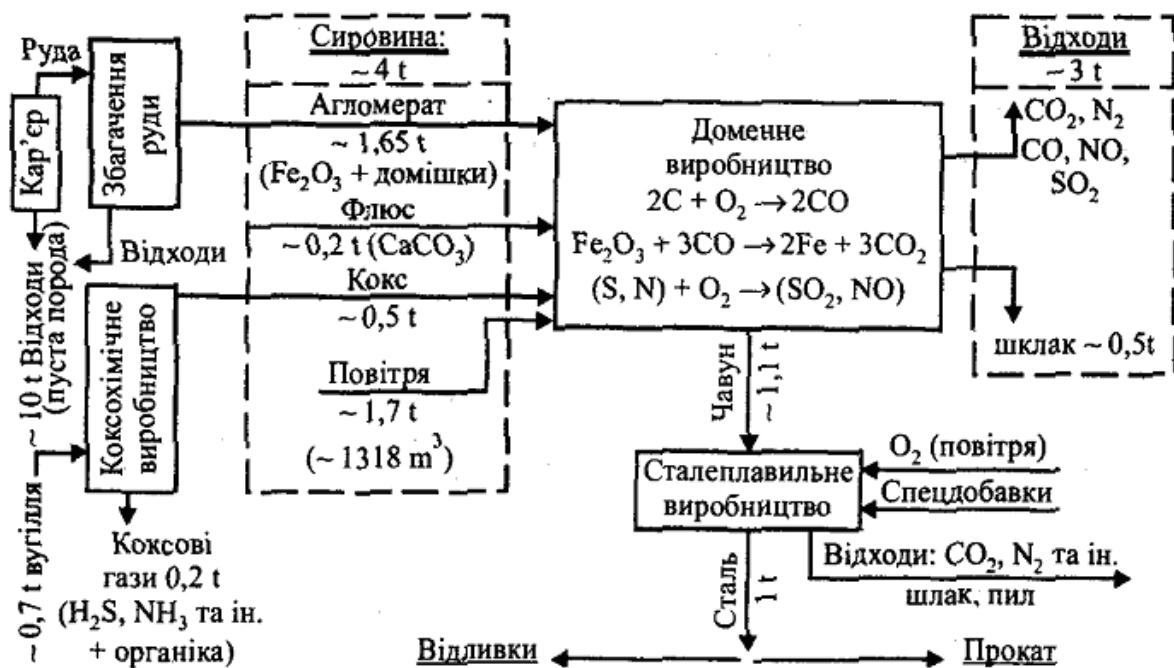


Рис. 2.5. Матеріальні потоки доменного виробництва [10].

Сірка потрапляє в доменну піч у складі руди і коксу у вигляді сполук FeS_2 , FeS , CaSO_2 , CaS . Значна частина сірки видаляється у вигляді летких сполук (SO_2 , H_2S), інша переходить у сплав (FeS) або шлак (CaS).

Таким чином, унаслідок відновлення заліза, марганцю, силіцію, фосфору та сірки і розчинення їх у залізі в горні печі збирається шлак - сплав пустої породи, флюсів, попелу палива, а також частина невідновлених оксидів. У міру того як утворюються і накопичуються чавун і шлак, їх випускають із печі: чавун через 3-4 год по льотці 3 (рис. 2.3), а шлак - через 1-1,5 год по льотці 18. Чавун стікає по жолобу в ковші місткістю до 1000 т і залізницею направляється на розливальну машину або зливається у спеціальні опалювальні накопичувачі - міксери для переробки в сталь. Витримання у міксері сприяє також вирівнюванню хімічного складу чавуну.

Продукти доменного виробництва, їх класифікація та призначення.

Продуктами доменної плавки є чавун, шлак і колошниковий газ.

1. *Чавун* випускають із доменної печі 6—10 разів на добу в чавуновізні ковши. В них рідкий чавун подається або до сталеплавильного цеху для переробки на сталь, або на розливну машину для виливання чушок (виливків).

Рідкий чавун, призначений для переробки на сталь, зливається в особливі металозбирачі, які називаються міксерами. Міксер (рис. 2.5)

виготовляють із листової сталі і футерують зсередини вогнетривким матеріалом. Місткість такого металозбирача — 600—2000 т. Міксер встановлений на котках 1 і має механізм 2 для перевертання міксера і заповнення ковша 4 чавуном. Заповнюють міксер за допомогою ковша 3. Щоб чавун був завжди рідким, міксери підігрівають спалюванням доменного газу і газу коксувальних печей. Витримування в міксерах забезпечує перемішування чавуну, який випускають у різний час або з різних доменних печей, і дає змогу мати чавун усередненого хімічного складу. Крім того, під час тривалого витримування в міксерах чавун при наявності в ньому марганцю втрачає 50—70% сірки. Марганець взаємодіє з нею, утворюючи малорозчинний сірчистий марганець MnS , який іде у шлак, а це поліпшує якість чавуну.

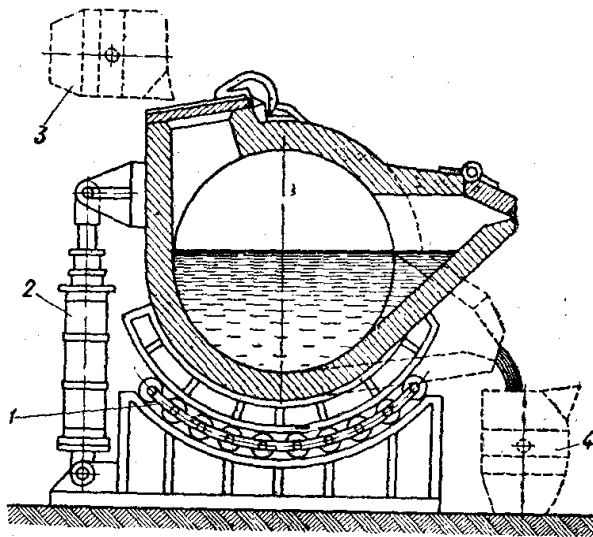


Рис. 2.5. Схема міксера для зберігання рідкого чавуну [13].

Рідкий чавун, призначений для виливання чушок, подається чавуновізними ковшами до розливної стрічкової машини. Вона складається з двох ланцюгів, до яких прикріплено металеві форми, що називаються мольдами. У формах чавун охолоджується, потім вони перевертаються і чавунні чушки потрапляють прямо у вагони. Всі ці операції механізовано та автоматизовано.

Основну масу серед продуктів доменного виробництва становлять переробні чавуни -75-80 %; ливарних чавунів отримують 15-20 % і феросплавів - 1-2 %.

Чавуни залежно від хімічного складу і призначення поділяють на переробні, ливарні і феросплави.

Переробний чавун використовують для виробництва сталі. Звичайний його склад: 3,5-4,5 % C; 0,3-1,3 % Si; 0,8-1,2 % Mn; до 0,3 % P і 0,07 % S. Особливістю переробних чавунів є те, що вуглець у

них міститься у вигляді сполуки Fe_3C - цементиту. Такі чавуни на зламі мають білий відтінок, тому їх ще називають білими. Залежно від способу переробки чавун поділяється на мартенівський, бесемерівський і томасівський.

Ливарний чавун застосовується для виготовлення литва і є найважливішим конструкційним матеріалом. Його розливають у закріплені на безперервному конвеєрі розливальної машини виливниці. Після кристалізації та охолодження водою 50-кілограмові чавунні чушки випадають при повороті конвеєра із виливниць прямо в залізничні вагони для відправлення на машинобудівні заводи. Від переробних ливарні чавуни відрізняються підвищеною масовою часткою силіцію (до 3,5 %). Більша частина вуглецю в них перебуває у вільному стані - у вигляді пластинчастого графіту, тому на зламі вони мають сірий відтінок. Такі чавуни називають сірими.

Феросплави — це спеціальні чавуни, в яких поряд з елементами, що входять до їх складу у звичайній кількості, одного з елементів (наприклад марганцю, кремнію тощо) більше, ніж звичайно. До них належать феромарганець (70—80% Mn) і феросиліцій (9—13% Si), дзеркальний чавун (10-25 %Mn), що їх застосовують як розкислювачі при плавленні сталі, а також інші феросплави, що застосовують для легування сталей.

2. *Доменний шлак*. Шлаками називають матеріали, які утворюються при сплавленні шлак - легкоплавких сполук з пустою породою руди, золою палива та іншими неметалевими вкрапленнями. Густина шлаку, як правило менша, ніж у виплавленого металу, тому шлак збирається над ним і його можна злити в процесі плавлення.

У міру нагромадження шлак випускають крізь шлакову лютку в шлаковізні ковши. При виплавці переробного і ливарного чавунів у коксових доменних печах шлак містить 33—40% SiO_2 , 42—48% ($\text{CaO} + \text{MgO}$) і 10—20% Al_2O_3 . На 1 т чавуну, що виплавляється, утворюється 0,6 т шлаку. Його використовують як сировину для виготовлення цементу, цегли, шлакоблоків, щебілки та інших будівельних матеріалів, з нього виливають бруківку для доріг і роблять шлакову вату, яку застосовують як ізоляційний матеріал.

3. *Колошниковий газ*. Гази, що утворюються в печі, піднімаються вгору і в зоні колошника відводяться трубами з печі. Ці гази, названі колошниковими, використовують як паливо для нагрівання повітрянагрівачів. При виплавці 1 т чавуну утворюється в середньому близько 3000 м³ колошникового (доменного) газу ($\text{CO} \approx 26-35\%$, $\text{CO}_2 \approx 4-16\%$, $\text{H}_2 \approx 1-4\%$, $\text{N}_2 \approx 56-60\%$, $\text{CH}_4 \approx 0.2-0.5\%$) з теплотворною здатністю (3,6—4,0) Кдж/м³, або 860— 950 кал/м³. На

виході з доменної печі газ містить 30—60 г/м³ пилу, який складається з пилоподібних руди та флюсів і стертого на порошок палива. Після попереднього очищення від пилу колошниковий газ використовується для опалення повітрянагрівачів і коксових печей, а також для інших потреб металургійного виробництва. Колошниковий пил використовується при агломерації руди.

Техніко-економічні показники роботи доменної печі.

Основними техніко-економічними показниками роботи доменної печі є: а) коефіцієнт використання корисного об'єму печі - КВКО:

$$\text{КВКО} = V/P, \quad (2.6)$$

де V - корисний об'єм печі, м³; P - середня добова продуктивність печі, т; для доменних печей КВКО = 0,5-0,7;

б) питома витрата коксу:

$$K = A/P, \quad (2.7)$$

де A - витрата коксу за добу.

Питома витрата коксу на передових підприємствах становить 470-490 кг і є важливим показником роботи доменної печі, оскільки вартість коксу становить близько 50 % вартості чавуну.

Показники роботи доменної печі

1. Продуктивність печі характеризується добовою виплавою чавуну в тоннах. Найбільша продуктивність буває при виплавланні переробних чавунів, менша (на 15—20%)—при виплавланні ливарних чавунів і в 2—3 рази менша — при виробництві феросплавів.

2. Коефіцієнт використання корисного об'єму печі (КВКО). КВКО доменних печей при виплавланні різних видів чавунів змінюється в межах 0,54—1,35 м³/т. Чим менша абсолютна величина КВКО, тим краще працює доменна піч.

3. Витрата палива. Важливим показником роботи доменної печі є витрата палива на одну тонну виплавленого чавуну. Витрата коксу на виплавлення однієї тонни чавуну становить: 0,8—0,9 т для переробних чавунів; 0,9—1,1 т — для ливарних; 1,2—2,0 т — для феросплавів.

Шляхи підвищення продуктивності доменних печей

1. Поліпшити техніко-економічні показники роботи доменних печей можна удосконаленням їх конструкції. Значний економічний ефект дають будівництво та експлуатація великих доменних печей. Тому нині експлуатуються в основному печі об'ємом 2300 і 2700 м³. На Криворізькому металургійному заводі введено в дію піч об'ємом 5000 м³. Печі такого об'єму виплавають за добу понад 10 тис. т чавуну. Продуктивність праці при виплавланні чавуну в таких печах майже на 30 % вища, а металомісткість печей на 12 % менша, ніж у

печах об'ємом 2700 м³.

2. Поліпшення підготовки сировинних матеріалів до плавки є важливим засобом підвищення продуктивності доменної печі. Збільшенню виплавки чавуну і зменшенню витрат коксу сприяють підвищення ефективності збагачення руд, застосування офлюсованого агломерату і обкатишів. Краща підготовка шихтових матеріалів включає ретельне сортування залізної руди і коксу за розмірами кусків, збагачення і усереднення залізної руди, підготовлення офлюсованого агломерату.

3. Інтенсифікацією плавлення, збагаченням повітряного дуття киснем. Кисень у доменних печах використовують для збагачення повітряного дуття і для рафінування рідкого чавуну безпосередньо в горні доменної печі. Кисневе дуття підвищує концентрацію окису вуглецю і прискорює відновлювальні процеси, підвищує продуктивність доменної печі, зменшує витрати палива і об'єм колошникових газів, а також сприяє утворенню більш високої температури в печі. Найбільшого економічного ефекту збагачення дуття киснем досягають при виплавленні доменних феросплавів. Продування рідкого чавуну киснем безпосередньо в доменній печі дає змогу підвищити температуру чавуну приблизно на 50° С, зменшити витрати окисленого заліза і значно зменшити вміст сірки.

4. Тиск газу під колошником підвищують установкою у газопроводі спеціального клапана, який залишає для проходження газів дуже вузький отвір. При цьому тиск газів досягає 0,18 Мн/м² (1,8 ат). Досвід роботи доменних печей із застосуванням підвищеного тиску газів під колошником показав, що їх продуктивність збільшується, а витрата палива знижується.

5. Механізація та автоматизація доменного виробництва. Механізація трудомістких процесів, автоматичний контроль, регулювання і керування роботою доменної печі сприяють збільшенню її продуктивності. На сучасних доменних печах прилади і регулятори забезпечують автоматичне завантаження шихти, автоматично контролюють і регулюють тиск, температуру і вологість газу на колошнику.

Лекція № 3.

План лекції:

1 Виробництво та розливання сталі.

2 Будова та дефекти сталевого зливка.

3 Пряме відновлення заліза із руд.

1 Виробництво та розливання сталі.

Сталь — це сплав заліза з вуглецем, у якому масова частка вуглецю не перевищує 2,14 %. Крім заліза та вуглецю у сталі завжди є марганець (до 0,8 %), кремній (до 0,4 %), фосфор (до 0,07 %) та сірка (до 0,06 %), що пов'язано з особливостями технології її виробництва.

Виробництво сталі у світі протягом 20 століття розвивалось надзвичайно високими темпами. Якщо сумарна кількість сталі, виплавленої у світі в 1900 р., становила 28,3 млн. т., то в 1990 р. вона зросла до 769 млн. т., тобто за 90 років виробництво сталі у світі збільшилось майже у 30 разів, в Україні—в 46 разів, а у США—до 10 разів. Водночас за кілька останніх років відбувався впад виробництва сталі від 784 млн. т. в 1989 р. до 730 млн. т. в 1994 р. Це пояснюється не стільки зростанням випуску нових конструкційних матеріалів, скільки кризою металургійної та металообробної промисловості країн колишнього соціалістичного табору. За результатами 1995 р. Україна ввійшла до першої десятки країн - виробників сталі.

Традиційна система технології виробництва сталі складається з послідовних технологічних процесів:

видобуток залізної руди і її збагачення;

видобуток флюсів у кар'єрах;

видобуток і збагачення вугілля;

коксування вугілля;

доменний процес відновлення заліза з одержанням чавуну;

виплавлення сталей із чавуну в мартенах, конверторах чи електропечах.

Вихідні матеріали для отримання сталі та суть процесу.

Основною сировиною для масового виробництва сталі є переробний чавун і скрап (металобрухт, металеві відходи металургійних та машинобудівних заводів тощо). Чавун порівняно зі сталлю містить більшу кількість вуглецю, марганцю, кремнію, фосфору та сірки. Зменшити надлишки вуглецю, марганцю, кремнію і фосфору можна шляхом їх окислення. Під час окислення вуглець у вигляді газоподібного оксиду вуглецю СО виходить в атмосферу, а марганець і кремній утворюють нерозчинні в розплавленому металі

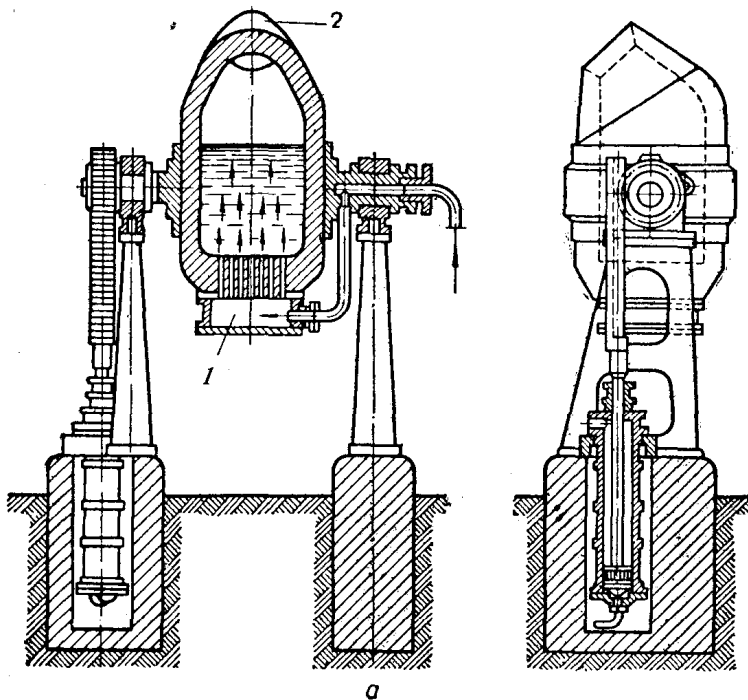
оксиди MnO і SiO_2 . Фосфор оксидується до P_2O_5 , який, сполучаючись з флюсом CaO , переходить у нерозчинний у метали фосфат кальцію $(CaO)_3 \cdot P_2O_5$. Сірку з розчиненого в металі сульфіді заліза FeS переводять у нерозчинний сульфід кальцію CaS . Утворені сполуки (MnO , SiO_2 , $(CaO)_3 \cdot P_2O_5$), які мають меншу від заліза густину, спливають на поверхню як шлак.

Окислення домішок здійснюють двома способами: 1) продуванням рідкого чавуну повітрям або киснем у конвертерах; 2) переплавленням чавуну з окислами заліза (рудною та окалиною) в мартенівських і електричних печах.

Сталеплавильні печі та технологічні процеси виплавлення сталі в них.

Киснево-конвертерний метод виробництва сталі.

Будова конвертера. На металургійних заводах застосовують конвертери з нижнім і верхнім дуттям. Конвертер із нижнім дуттям (рис. 3.1, а) — це посудина грушвидної форми. Кожух його зварюють із листової сталі і футерують зсередини вогнетривким матеріалом. Конвертер має дві циліндричні цапфи в опорах. За допомогою цих цапф його можна повертати навколо горизонтальної осі. Крізь порожнисту цапфу і повітропровід за допомогою повітродувки подається повітря в коробку 1, яку прикріплено до днища конвертера. В робочий простір конвертера повітря подається під тиском $0,2 - 0,25 \text{ МН/м}^2$ ($2,0 - 2,5 \text{ ат}$) крізь фурми, які вставлено в днищі.



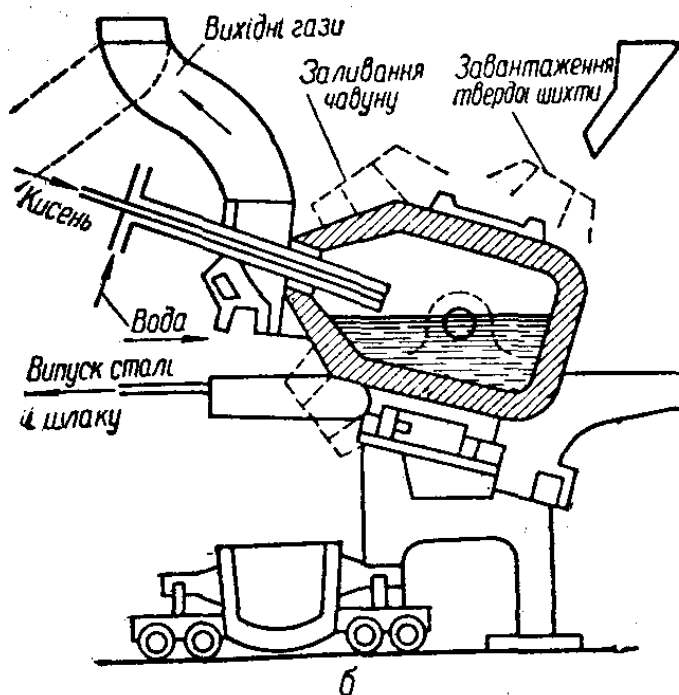


Рис. 3.1. Схема конвертера [13].

Навколо горизонтальної осі конвертер повертається за допомогою шестірні, яку укріплено на другій цапфі, і зубчастої рейки. Рідкий чавун заливають через горловину 2, для чого конвертер повертають у горизонтальне положення. Після заливання подають дуття і повертають конвертер у вертикальне (робоче) положення. Від цього моменту починається процес плавлення сталі, по закінченні якого конвертер знову повертають у горизонтальне положення і припиняють дуття. Час продування залежно від місткості конвертера і сорту сталі становить 8 - 12 хв. Місткість конвертерів на повітряному дутті досягає 10 - 75 т.

Конвертери з верхнім дуттям використовують лише при кисневому дутті. Місткість їх увесь час зростає і в даний час досягає вже 250 - 270 т. Шихтовими матеріалами для отримання сталі при киснево-конверторному процесі служать: рідкий переробний чавун (понад 70 %), скрап (до 25 %), залізна руда (до 10 %), вапняк CaO , а також плавиковий шпат CaF_2 — для розрідження шлаку. Для подачі кисню тут застосовують спеціальну водоохолоджувану фурму, яку вводять у конвертер зверху крізь горловину. При такому продуванні використовують стаціонарні та обертові конвертери з глухим дном. У стаціонарних конвертерах під час продування метал перемішується погано, що зумовлює значні втрати заліза у вигляді окислів, які виносяться газами. Обертові конвертери позбавлені цього недоліку. Крім того, у цих конвертерах якість сталі поліпшується внаслідок доброго перемішування металу. На рис. 3.1, б показано основне

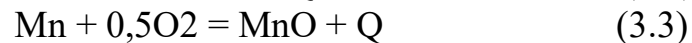
положення обертового конвертера під час продування. Обертаючи конвертер на цапфах, можна встановлювати його в різні інші положення: для завантаження твердої шихти, для заливання чавуну, для випускання сталі та шлаку.

Бесемерівський метод отримання сталі.

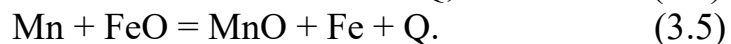
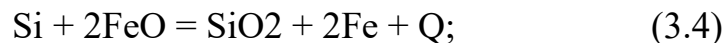
Процес, який запропонував Г. Бессемер у 1855—1856 р.р.

Кислий (бесемерівський) процес. Виплавка сталі з крем'янистих чавунів ($\text{Si} = 1,25 - 1,75\%$; $\text{Mn} = 0,5 - 1,2\%$; $\text{P} < 0,07\%$; $\text{S} = 0,04 - 0,06\%$), які дають кислий шлак ($40 - 45\% \text{SiO}_2$), проводять у бесемерівському конвертері, викладеному зсередини кислою вогнетривкою цеглою. Чавун заливають у конвертер при температурі $1250 - 1300^\circ\text{C}$. При продуванні стисненого повітря в рідкому металі відбуваються реакції окислення заліза, кремнію, марганцю і вуглецю. Згідно з законом діючих мас першим у реакцію з киснем повітря вступає залізо. Проте оскільки домішки (Si , Mn , C) більш споріднені з киснем, ніж залізо, вони відновлюють його з окислів. Тому домішки окислюються, як безпосередньо киснем, так і за рахунок реакцій з окислами заліза. Окислюються вони бурхливо з виділенням великої кількості тепла, що підвищує температуру металеві ванни до $1650 - 1750^\circ\text{C}$. Бесемерівський процес за часом поділяється на три періоди.

Перший період. Одразу ж після початку продування конвертера в об'ємі розплавленого металу відбуваються такі реакції:

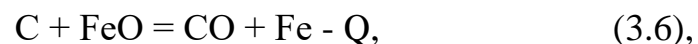


Одночасно з безпосереднім окисленням домішок киснем дуття відбуваються реакції окислення їх за рахунок закису заліза FeO , що утворюється:



Закиси заліза та марганцю і кремнезем дають кислий шлак, який захищає футеровку конвертера від дії основних окислів заліза і марганцю. Перший період називають періодом шлакоутворення.

Другий період характеризується інтенсивним вигоранням вуглецю. Цей період починається після різкого підвищення температури металу внаслідок виділення великої кількості тепла в хімічних реакціях першого періоду. Вуглець окислюється при взаємодії із закисом заліза:



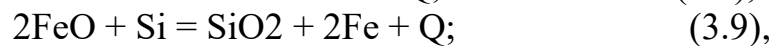
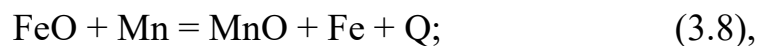
а також з киснем:



Горіння вуглецю в конвертері бурхливе і спричинює сильне кипіння металу. Окис вуглецю, що утворюється, виривається з горловини конвертера і, згоряючи, перетворюється на вуглекислий газ. Це супроводжується появою над конвертером сліпучо білого полум'я заввишки 5 - 9 м. Тому другий період називають періодом яскравого полум'я.

Третій період. Над горловиною конвертера з'являється бурий дим. Це свідчить про те, що всі домішки з металу вже вигоріли і почалося інтенсивне окислення металу. На цьому процес продування припиняють, конвертер повертають у горизонтальне положення і приступають до розкислення металу. При плавленні сталі в кислому конвертері третій період — період бурого диму — в більшості випадків відсутній, оскільки немає потреби повністю випалювати вуглець. У цьому разі продування переривають на другому періоді, коли досягнуть заданого вмісту вуглецю.

Останньою операцією у плавленні сталі є її розкислення, тобто видалення кисню, який є в ній у вигляді закису заліза. Як розкислювачі звичайно застосовують феромарганець, феросиліцій і алюміній:



(3.10).

Кремнезем і глинозем, що утворилися, не розчиняються в сталі і переходять у шлак. Ефективніше діють комплексні розкислювачі: силікомарганець (20% Mn і 10% Si) і АМц — сплав алюмінію, марганцю і кремнію. Розкислену сталь виливають крізь горловину конвертера у ковш і відправляють на розливання.

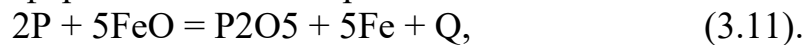
При плавленні сталі видалити сірку і фосфор можна лише введенням у конвертер вапна. Проте у кислий конвертер вводити вапно не можна, оскільки основні шлаки, що утворюються при цьому, руйнуватимуть кислу футеровку. Отже, фосфор і сірка повністю переходять у сталь. Тому в бесемерівських конвертерах можна переробляти тільки чавуни, які містять фосфору і сірки відповідно не більш як 0,07 і 0,04%.

Томасівський метод отримання сталі.

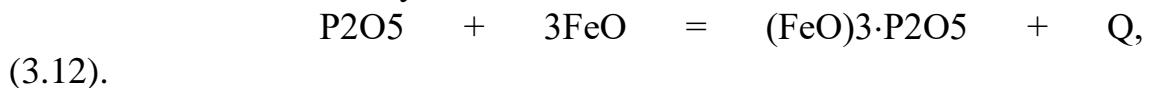
Запропонований С. Томасом у 1878 р.

Основний (томасівський) процес. Для переробки фосфористих

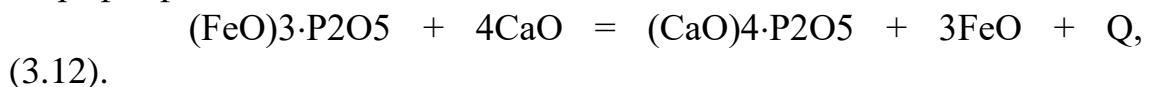
чавунів у сталь застосовують конвертер із основною футерівкою з випаленого доломіту. Для нормального перебігу процесу використовують переробний томасівський чавун, який містить 3,8 - 4,2% С; 0,2-0,6% Si; 0,8-1,3% Mn; до 0,08% S; 1,6-2,0% P. В якості основног флюсу використовують вапно (CaCO₃). У процесі плавлення воно утворює основний шлак, який міцно зв'язує фосфорну кислоту і сірку. Конструкція томасівського конвертера принципово не відрізняється від бесемерівського, проте томасівський звичайно більшої місткості. Томасівський процес, як і бесемерівський, поділяють на три періоди: перший — окислення заліза, кремнію і марганцю; другий — інтенсивне окислення вуглецю і дуже слабке окислення фосфору; третій — інтенсивне окислення фосфору. Перші два періоди відповідають першим двом періодам бесемерівського процесу, але відбуваються вони при нижчій температурі. На початку першого періоду фосфор окислюється за реакцією



Окисел P₂O₅ сполучається із закисом заліза:

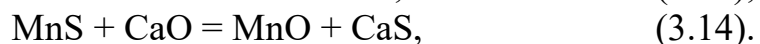
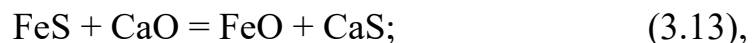


Ця нетривка сполука при підвищеній температурі металу легко розпадається і з P₂O₅ знову за допомогою кремнію, марганцю і вуглецю відновлюється фосфор. Тільки в третьому періоді, який має найважливіше значення для процесу, сполука (FeO)₃·P₂O₅ вступає в реакцію з вапном шлаку і утворює нову, дуже тривку сполуку — тетрафосфат кальцію:



з якої вже фосфор не відновлюється. Тетрафосфат кальцію - це шлак. Він використовується в сільському господарстві як добриво.

Одночасно з окисленням фосфору відбуваються реакції видалення сірки в шлак:



У третьому періоді виділяється багато тепла і температура металу підвищується до 1600 °С, що необхідно для розливання сталі. Тому основний (томасівський) процес можливий тільки при використанні чавуну з підвищеним вмістом фосфору (1,6 - 2,0%).

Третій період закінчують, коли вміст фосфору зменшується до 0,05 - 0,08%. Весь фосфор видалити неможливо, оскільки це призвело б до великого вигару заліза. Продування триває близько 20 хв, і вигар металу становить 10 - 14%. Наприкінці продування утворюється

низьковуглецева сталь. Підвищення вмісту вуглецю досягають уведенням у конвертер чистого чавуну, який не містить фосфору. Після закінчення третього періоду конвертер повертають у горизонтальне положення, зливають шлак, а потім сталь розкисляють, як і при бесемерівському процесі.

Тепер при переробці фосфористих чавунів крізь дно конвертера продувають парокисневу суміш. При цьому можна отримати м'які сталі (до 0,25% С) і фосфат — шлак що використовують для виробництва добрив.

Перспективи розвитку конвертерного способу виробництва сталі.

Основними перевагами конвертерного способу виробництва сталі є: висока продуктивність, простота установки і легкість її обслуговування, відсутність потреби в паливі, низька порівняно з іншими способами вартість переробки.

Істотним недоліком звичайного конвертерного способу є те, що кремній, марганець і особливо вуглець вигоряють дуже швидко, а вапно й інші шлакоутворюючі елементи розчиняються повільно, затримуючи тим самим утворення шлаку. Через це при доведенні вмісту вуглецю до заданого рівня кількість фосфору в металі залишається високою. Крім того, рідка сталь енергійно поглинає азот з повітряного дуття. Це спричинює погіршення механічних властивостей конвертерної сталі, внаслідок чого в багатьох країнах конвертерний спосіб було витіснено мартенівським.

Відродження конвертерного способу виробництва сталі почалося в 50-х роках ХХ століття завдяки промислового застосуванню продування чавуну киснем крізь горловину конвертера.

Перевагою конвертерного процесу з кисневим дуттям є те, що, регулюючи режим подачі кисню і дію його струменя на рідкий чавун, можна впливати на характер хімічних реакцій плавки, які відбуваються дуже активно з виділенням великої кількості тепла. Кисневе дуття в конвертерному виробництві дає змогу переплавляти до 20—35% скрапу (брухту), вводити до 8% залізної руди або окалини, підвищуючи тим самим вихід сталі. При кисневому дутті можна застосовувати конвертери з основною футеровкою, що дає змогу виплавляти не тільки вуглецеву, а й леговану сталь, за якістю не гіршу від мартенівської та електросталі.

Технологія виплавки сталі в мартенівських печах.

Вихідні матеріали для виплавки сталі в мартенівських печах такі: чавун, сталевий скрап (брухт), флюси, окислювачі, розкислювачі і присадні матеріали.

Для плавлення сталі в основних печах застосовується чавун мартенівський переробний марок М1 і М2, хімічний склад яких регламентовано ГОСТ 805—57 (Si до 1,25%; Mn до 1,75%; P = 0,15 - 0,3%; S = 0,03 - 0,07%), а в кислих печах — чавун переробний високоякісний (Si до 1,75%; Mn до 1,75%; P = 0,02 - 0,06%; S = 0,015 - 0,025%) з низьким вмістом сірки і фосфору.

В основних мартенівських печах в якості флюса застосовують вапняк і випалене вапно, а в кислих — кварцовий пісок. Окислювачами домішок є залізна руда з високим вмістом окислів заліза і малим шкідливих домішок.

Для розкислювання сталі використовують феросплави — феромарганець, силікомарганець, феросиліцій, силікокальцій і алюміній. У виробництві легованих сталей добавками є нікель і такі феросплави, як феровольфрам, феромолібден, ферохром тощо.

Будова мартенівської печі. Мартенівська піч - це регенеративна полум'єнева піч, у якій розвивається температура 1650 – 1800 °С. Такої високої температури досягають тим, що газ і повітря, які беруть участь у процесі горіння, попередньо нагріваються до 1100—1300° С теплом вихідних газів у регенераторах.

Сучасна газова мартенівська піч (рис. 3.2), яка працює на газі, змішаному з повітрям, збагаченим киснем, складається з плавильного простору 7, каналів 3 і 4, регенераторів 1, 2 і 8, 9, перекидних пристроїв 10, 12 і димової труби 11.

Завантаження вихідних матеріалів у плавильний простір відбувається крізь завалочні вікна 5. Плавильний простір печі обмежено ванною з подом, передньою і задньою стінками, склепінням і головками, розміщеними з обох кінців плавильного простору. Ванна печі — це чаша овального перерізу, футерована кислими або основними вогнетривкими матеріалами. Місткість печі визначається розмірами цієї ванни і становить 650, 800 і навіть 900 т.

Під 6 печі нахилений до задньої стінки, в нижній частині якої є отвір для випускання готової рідкої сталі. Під час плавки отвір закривають вогнетривкою пробкою. Для підведення у плавильний простір печі нагрітих газів і повітря, а також для відведення продуктів горіння в його торцях розміщено головки, які залежно від напрямку потоку газу і повітря поперемінно працюють як пальник або як димовий канал. Для підігрівання газу і повітря, що надходять у піч, є дві пари регенераторів, які являють собою камери з решітчастою кладкою з вогнетривкої цегли. Регенератори працюють попарно і поперемінно (рис. 3.2): коли перша пара 1 і 2 нагріває газ і повітря, друга пара 8 і 9 акумулює теплоту вихідних продуктів горіння. Після

охолодження першої пари регенераторів напрям руху газів за допомогою клапанів 10 і 12 змінюється: газ і повітря надходять у плавильний простір крізь другу пару регенераторів, а продукти горіння нагрівають першу пару.

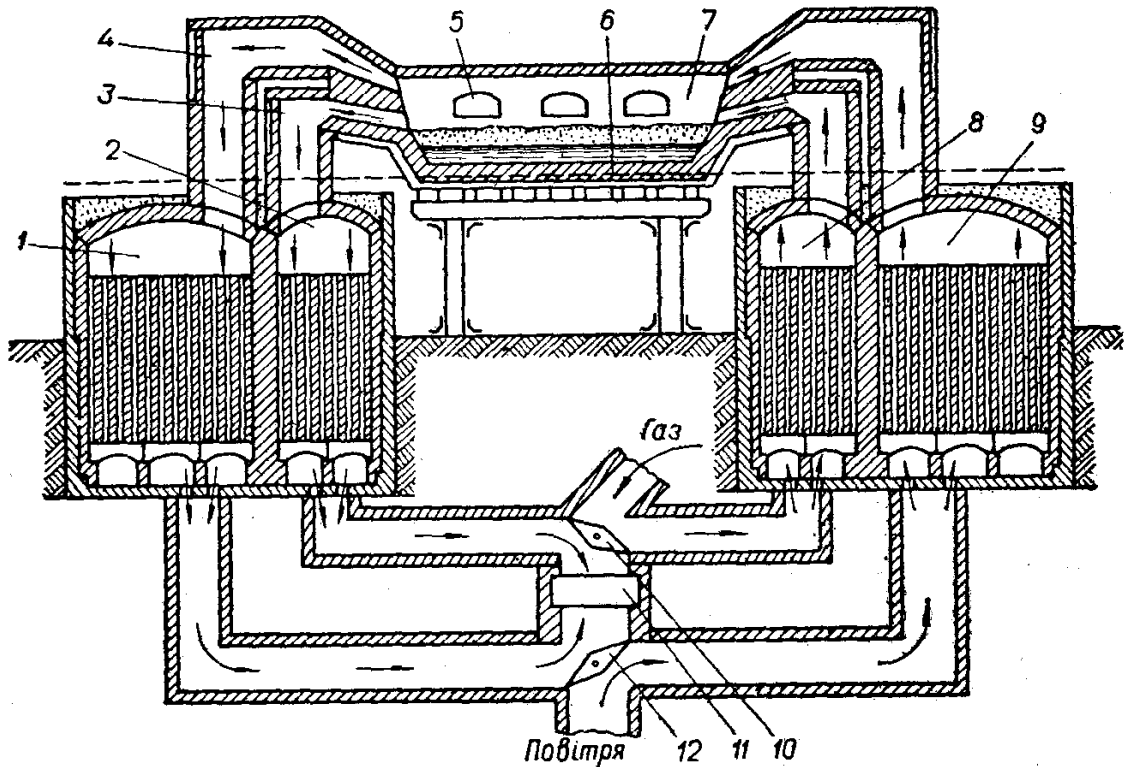
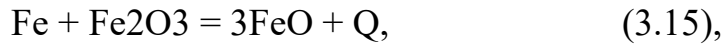


Рис. 3.2. Схема мартенівської печі [13].

Плавлення сталі в основних мартенівських печах. У печах з основною футеровкою можна переробляти сировинні матеріали з відносно високим вмістом сірки і фосфору. Це дає змогу переплавляти сталевий брухт і чавун. Тому плавлення сталі в основних печах найбільш поширене. Залежно від співвідношення чавуну і сталювого скрапу в шихті застосовується скрап-рудний процес або скрап-процес плавлення.

Скрап-рудний процес застосовують у мартенівських печах металургійних заводів, де є доменне виробництво. Шихта складається з рідкого чавуну (60 - 70%), сталювого брухту (40 - 30%), залізної руди і флюсів. Завалюють шихту пошарово у такій послідовності: руда, флюс і сталевий брухт. Після завалювання кожного шару прогрівують його 3 - 5 хв, а потім все перемішують. Рідкий чавун заливають після 1 - 1,5 год прогрівання твердої шихти, тобто коли вона нагрівається до температури, дещо вищої за температуру плавлення чавуну. При розплавленні шихти у печі утворюються три фази: рідкий метал,

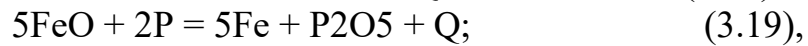
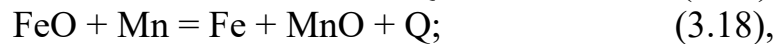
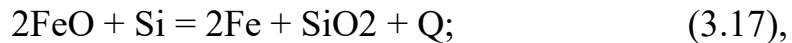
рідкий шлак і газоподібні продукти згоряння палива, розкладання флюсу і руди. Під час плавлення ці три фази безперервно взаємодіють між собою і змінюються за складом. Домішки кремнію, марганцю, фосфору і вуглецю окислюються закисом заліза, який утворюється при взаємодії заліза з рудою:



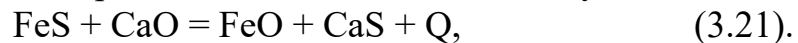
і внаслідок окислення заліза вільним киснем, який є в газоподібних продуктах у плавильному просторі:



Закис заліза, стикаючись із домішками, вступає з ними у такі реакції:



Окисли, що утворилися, переходять у шлак. Окис фосфору P_2O_5 утворює в шлаку нерозчинну в металі стійку сполуку $\text{CaO} \cdot \text{P}_2\text{O}_5$. Сірка видалається в шлак у результаті взаємодії розчиненого в металі сірчастого заліза з вапном шлаку:



Під час плавлення беруть проби металу і шлаку, щоб виявити, наскільки окислилися домішки. Досягнувши бажаного ступеня дефосфорації (видалення фосфору) і потрібного вмісту вуглецю в металі, металеву ванну переводять на чисте (безрудне) кипіння. Воно посилюється з підвищенням температури і характеризується виділенням на поверхні шлаку бульбашок, з яких з'являються вогники окису вуглецю, що виділяється і згоряє. Це — найважливіший період плавки, протягом якого метал звільняється від вуглецю, газів і неметалевих включень. Як тільки заданого вмісту вуглецю досягнуто, процес кипіння припиняють і починають останній період плавки — розкислення.

Киплячу сталь розкисляють феромарганцем за 3—5 хв до випускання з печі. Спокійну сталь розкисляють спочатку в печі феромарганцем і феросиліцієм, а остаточно — у ковші феросиліцієм і алюмінієм.

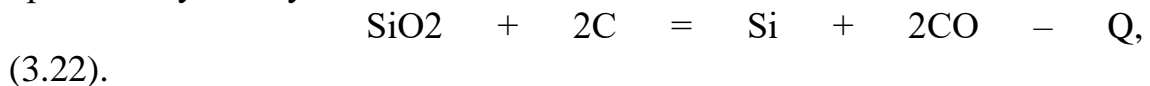
При плавленні легованої сталі ферохром і феровольфрам уводять у піч після попереднього розкислення, ферованадій і феротитан добавляють у ківш після остаточного розкислення, а нікель і молібден — у період завалювання шихти, оскільки вони не окислюються в розплавленій ванні.

Отже, плавку поступово доводять до заданих технологічних параметрів (перевіряють пробами відповідність її складу заданому), а потім приступають до розливання сталі. Вихід готової сталі при скрап-рудному процесі досягає 102—103% ваги завантаженого металу. Пригар утворюється внаслідок відновлення заліза з руди, що вводиться у шихту.

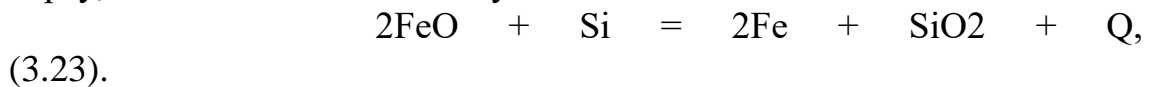
Скрап-процес застосовують на машинобудівних і металургійних заводах, де немає доменного виробництва. Металева шихта складається з 65—80% сталених відходів і брухту, решта — чушковий чавун. Відрізняється цей процес від скрап-рудного лише методами завалювання і плавлення шихти.

Завалюють шихту звичайно у такій послідовності: на під завантажують 15 - 30% розрахункової кількості скрапу, покривають його вапняком і прогрівають 25 - 35 хв, а потім завантажують решту скрапу, ще раз прогрівають і зверху засипають чавун. Щоб скоротити час плавки, при завалюванні і розплавленні шихти печі дають повне теплове навантаження. В міру нагрівання шихти першим починає плавитись чавун, що прискорює процес плавлення сталеного брухту.

Плавлення сталі в кислих мартенівських печах. У печах з кислою футеровкою переробляють високоякісний чавун і відібраний сталений брухт із вмістом фосфору та сірки до 0,03% кожного. У якості флюсів застосовують кварцовий пісок і шлак попередніх кислих мартенівських плавок. Плавлення ведуть скрап-процесом. Суть кислого процесу полягає у видаленні вуглецю, марганцю і кремнію з металу під шаром кислого шлаку, який містить 55—60% кремнезему і є майже непроникним для димових газів. Особливістю процесу є саморозкислення металу кремнієм, який відновлюється з кремнезему шлаку:



Кремній, що утворюється, є добрим розкислювачем і, в свою чергу, відновлює залізо з окису заліза:



Сталь, відновлена кремнієм, не потребує додаткового розкислення. Кисла сталь має більшу густину та однорідність, ніж сталь, виплавлена в основному процесі, вона краще розкислена, містить менше неметалевих включень і має поліпшені механічні властивості. Проте через дефіцит і дорожнечу сировинних матеріалів кислий мартенівський процес в даний час застосовують тільки у виробництві виливків дуже відповідального призначення.

Основні показники роботи мартенівських печей — це добове виробництво сталі в тоннах з 1 м² поду печі і витрата умовного палива на 1 т виплавленої сталі. Середнє виробництво сталі з 1 м² поду печі становить 7—8 т, а на передових заводах— 10 - 15 т. Витрата умовного палива на 1 т виплавленої сталі при скрап-рудному процесі становить 100 - 180 кг, а при скрап-процесі— 170 - 250 кг. Менше умовного палива витрачається в печах більшої місткості.

Методи інтенсифікації мартенівських плавок. Найважливішим методом інтенсифікації мартенівських плавок є збагачення киснем повітря, що використовується для спалювання палива. Це дає змогу підвищити температуру факела полум'я, зменшити кількість продуктів горіння і збільшити температуру печі. Кисень використовується для прискорення окислення домішок при продуванні рідкої сталі в печі (метод прямого окислення). Введення кисню у факел і ванну прискорює процеси плавлення, збільшуючи продуктивність печей на 20—30%. З цією метою застосовують також вдування стисненого повітря у ванну.

Автоматизація мартенівського процесу збільшує продуктивність на 5 - 15%, а стійкість поду печі на 10—15%, знижує витрати палива на 5 - 10%, а вогнетривів на 8 - 10%.

Виробництво сталі в електричних печах

Виплавлення сталі в електричних печах є найдосконалішим способом її виробництва. В них метал і шлак можна нагріти до більш високих температур, ніж у мартенівських печах. Це дає змогу розплавляти метал з високою концентрацією тугоплавких елементів (вольфрам, молібден, ванадій та інших домішок) і застосовувати вапнякові шлаки, які містять до 55—60% CaO і, за допомогою яких можна видалити з металу майже весь фосфор і сірку. Вигар металу і, особливо, легуючих елементів при виплавленні сталі в електричних печах значно менший, ніж при інших способах її виробництва. Крім того, оскільки в електричних печах подавати повітря для горіння не треба, в них можна створювати відновлювальну газову атмосферу або вакуум і добиватися доброго розкислення і дегазації металу. В електричних печах можна виплавляти сталі найвищої якості, тому в наш час у них виплавляють більшість марок легованих сталей.

Вихідні матеріали для плавлення сталі в електричних печах такі: сталійний брухт, чавун, залізна руда, флюси, розкислювачі та феросплави.

Основний вид сировини — це брухт вуглецевих і легованих сталей. Чавун становить 5—10% усієї шихти. Залізну руду використовують обмежено — для окислення домішок у металі. Як флюс

в основних печах застосовується свіжевипалене вапно, а в кислих — кварцевий пісок. Розкислювачі і феросплави застосовують такі ж, як і при виробництві сталі в мартенівських печах.

Будова електричних печей для виробництва сталі. Застосовують два типи сталеплавильних електропечей: дугові (рис. 3.3, а) та індукційні високої частоти (рис. 3.3, б).

Дугові печі, в яких шихтові матеріали розплавляються теплом електричної дуги, найпоширеніші завдяки високому коефіцієнту корисної дії, можливості виплавляти в них сталі різних марок, простоті будови та зручності обслуговування. Їх поділяють на печі із залежною та незалежною електричною дугою. Більш поширені печі із залежною дугою. Їх місткість звичайно становить 0,25 - 180 т.

Електрична дуга 3 (рис. 3.3, а) утворюється між розміщеними вертикально вугляними або графітовими електродами 4 і завантаженою в піч металевою шихтою 1. Плавильний простір печі обмежений подом 6, склепінням 5 і боковими стінками. Крізь отвори у склепінні пропущено три електроди. У стінках зроблено вікна для завантаження та отвір для випускання металу. За допомогою особливого механізму 2 піч можна нахилити. Футерують печі основними або кислими вогнетривкими матеріалами. Більш поширені печі з основною футеровкою, оскільки в них можна видаляти з рідких сталей сірку і фосфор. Сучасні електродугові печі обладнано спеціальними пристроями (водоохолоджуючими фурмами), щоб підводити кисень, який використовується для окислення домішок під час плавлення сталі.

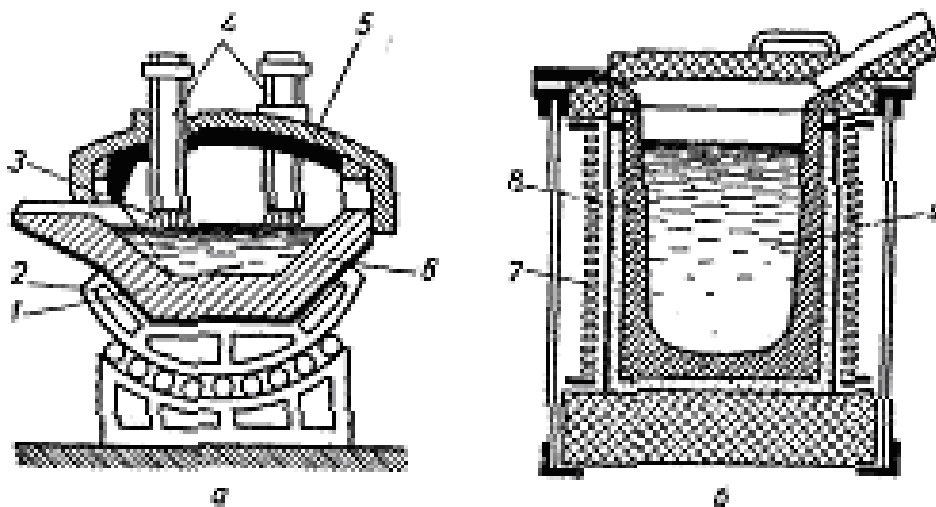


Рис. 3.3. Схеми електричних печей для плавлення сталі [13].

а - електродугова піч; б – індукційна піч.

Індукційні плавильні печі працюють на струмі частоти 500 - 2000 гц, що виробляється спеціальним генератором. Піч (рис. 3.3, б)

складається з вогнетривкого тигля 8, розміщеного всередині спіралі, виготовленої з мідної трубки (індуктора) 7, охолоджуваної водою. По індуктору проходить струм високої частоти, який збуджує в металі 9, що є в тиглі, вихрові струми, які швидко нагрівають метал до температури плавлення. Істотним недоліком цих печей є висока вартість електрообладнання і низька стійкість тиглів.

Технологія плавлення сталі в основній дуговій електропечі.

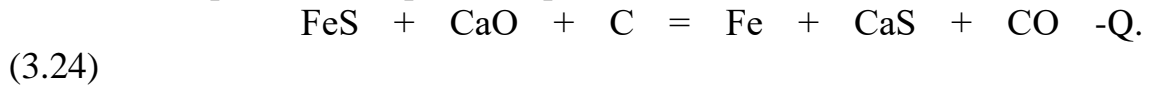
Залежно від складу шихти в електричних печах з основною футеровкою можна плавити сталь трьома методами: з повним окисленням домішок, з частковим їх окисленням і без окислення. Перші два методи плавлення застосовують для плавлення високоякісної сталі, якщо немає сировинних матеріалів з потрібним вмістом вуглецю і шкідливих домішок. За першим методом плавлення видаляють шкідливі домішки та гази і знижують вміст вуглецю внаслідок інтенсивного кипіння металу. За другим методом інтенсивного кипіння не допускають, а знижують вміст вуглецю і фосфору присадкою залізної руди. Плавлення без окислення, або метод переплавлення, широко застосовують, перероблюючи власні відходи металургійного виробництва і особливо відходи легованих сталей, склад яких відповідає складу сталі, що виплавляється. Щоб знизити вміст вуглецю, в метал вводять відходи низьковуглецевої сталі.

Особливості процесу плавлення електросталі першими двома методами полягають в наступному. Домішки окислюються киснем атмосфери печі і залізною рудою, що добавляється. Закис заліза розчиняється в частині металу, яка вже розплавилася, і окислює кремній, марганець, фосфор та вуглець. Після розплавлення шихти утворюється шлак, який сприяє видаленню фосфору з рідкого металу. Шлак, що містить фосфор, скачують і наводять новий шлак за допомогою залізної руди і вапна. Якщо є потреба прискорити окислення домішок, то після розплавлення шихти в піч подають кисень, який підвищує температуру ванни. Потім в рідкий метал разом з киснем подають порошкоподібні флюси для шлакування домішок. При підвищенні температури починається вигорання вуглецю, тобто період кипіння металу, швидкість якого регулюють періодичним додаванням залізної руди. Після досягнення потрібного вмісту вуглецю і фосфору, кипіння припиняють, скачують окислювальний шлак і приступають до розкислення металу, яке ведуть дифузійним методом, тобто через шлак. Реакції розкислення відбуваються у шлаку і на поверхні, яка розділяє шлак і метал, через що продукти процесу майже не проникають у метал. У цьому від-

мінність і перевага розкислення сталі в електропечах над процесом виробництва сталі в конвертерах, де розкислювачі занурюють безпосередньо в метал і продукти розкислення в значній кількості залишаються в ньому у вигляді неметалевих включень. При плавленні електросталі розкислення ведуть під шаром відновлювального білого шлаку такого складу: 60% CaO; 15-20% SiO₂; 10-12% MgO; 5-10% CaF₂; 2-3% Al₂O₃; 1% CaS; до 1% FeO; до 0,4% MnO.

Іноді розкислення металу ведуть під шаром карбідного шлаку, для чого в піч завантажують суміш, яка складається з вапна, плавикового шпату і меленого коксу. В зоні горіння електродуги з суміші утворюється 2—5% карбиду кальцію CaC₂. Цей шлак має сильнішу відновлюючу здатність, ніж білий.

Якщо в електропечі є відновлювальна атмосфера і білий або карбідний шлак, то при високій температурі відбувається інтенсивне видалення сірки за незворотною реакцією



Завершують розкислення сталі за 2—3 хв до випускання, вводячи 0,4—1 кг/т алюмінію або до 1 кг/т силікокальцію. При плавленні легованих сталей для доведення їх до заданого хімічного складу в розкислений метал вводять легуючі феросплави.

Технологія плавлення сталі в кислих дугових електропечах порівняно з плавленням її в основних печах має такі переваги: більш високу продуктивність; у 2,5-3,0 рази більшу стійкість і в стільки ж разів меншу вартість футеровки; на 30 - 40% менші витрати енергії та електродів; менші втрати легуючих елементів; нижчу вартість переробки. Проте кислий процес не набув великого поширення для плавлення високоякісних сталей і звичайно застосовується у виробництві фасонного сталюого литва. Пояснюється це тим, що при плавленні високоякісної сталі пред'являються високі вимоги до вмісту фосфору і сірки в шихтових матеріалах. У кислих електропечах домішки окислюються окалиною та іржею на кусках шихти, а під час плавлення з окисленням - залізною рудою, яку вводять. Розкисляють сталь так, як у кислій мартенівській печі, або дифузійним способом. Дифузійне розкислення ведуть при плавленні сталі підвищеної якості, застосовуючи попереднє скачування окислювального шлаку та наведення нового — з феромарганцю, піску, шамотного бою і меленого феросиліцію, коксу або деревного вугілля.

Виробництво сталі в індукційних печах.

Плавлення сталі в індукційних електропечах ведуть методом

переплавлення тільки чистих, ретельно добраних шихтових матеріалів. Склад шихти визначають залежно від необхідного хімічного складу виплавленого металу, оскільки плавка відбувається так швидко, що перевірити склад після розплавлення дуже важко, а скоректувати його добавками майже неможливо. Під час плавлення шихти на поверхню металу періодично додають шлакову суміш, а після розплавлення шлак видаляють і вводять новий такого самого складу. Попередньо розкисляють сталь, вводячи у ванну кускові розкислювачі. Іноді для цього в шлакову суміш вводять мелений кокс, феросиліцій і алюміній. Остаточну сталь розкисляють алюмінієм при випусканні з печі.

Індукційні електропечі високої частоти найбільш раціонально використовувати для плавлення високолегованих сталей — нержавіючих, жароміцних, жаростійких тощо. У цих печах можна вести плавку сталі під вакуумом, що важко здійснити в дугових електропечах.

Показники роботи електричних печей — це продуктивність, витрата електроенергії та собівартість продукції. Вони залежать від конструкції, потужності та строку служби печі, а також від асортименту виплавлених сталей, ступеня механізації й автоматизації процесів та інших факторів. Продуктивність основних дугових печей на 1000 кВт потужності трансформатора становить близько 13 т на добу, витрата електроенергії — близько 2500 МДж/т (700 кВт-год/т). Продуктивність і витрата електроенергії в кислих печах відповідно становлять до 20 т і 2000 — 2200 МДж/т (500—600 кВт-год/т). Продуктивність індукційних печей на 1000 кВт установлені потужності становить приблизно 40 т, а витрата електроенергії в них на 10% вища, ніж у дугових печах.

Вплив способу виробництва сталі на її якість.

Залежно від способу виробництва сталі відрізняються за вмістом постійних домішок, чим і обумовлена відмінність в їх властивостях.

У бесемерівському конверторі рідкий чавун продувається повітрям і кисень повітря з'єднується з домішками в чавуні, у тому числі з вуглецем, і чавун перетворюється на сталь. Цей спосіб дуже продуктивний, але при ньому сіра і фосфор достатньою мірою не віддаляються (див. табл. 3.1), а метал насичується газами, особливо азотом. Бесемерівський метал унаслідок підвищеного вмісту газів, азоту в першу чергу, відрізняється від мартенівського більшою міцністю, але меншою пластичністю, схильністю до старіння, більшою забрудненістю неметалічними включеннями. Унаслідок того,

що якість бесемерівського металу не висока, цей процес відживає і на зміну йому приходять так звані конверторний спосіб. Конверторний спосіб виробництва сталі відмінний тим, що замість повітря використовується технічно чистий кисень з дуже малим забрудненням азотом (продування проводиться зверху). У результаті цього вміст азоту в металі буде низьким. Такий метал називається конверторним і за властивостями він практично не відрізняється від мартенівського.

3.1. Порівняльна характеристика сталей, отриманих різними методами [7].

Метод виробництва	Вміст сірки і фосфору в % (не більш)		В процесі плавки видаляються			Порядок по	
	S	P	С	М	Н	якості	вартості
Мартенівський основний	,06	,05	Частково	ак	і	3	2
Бесемерівський	,07	,09	Ні	і	і	4	1
Мартенівський кислий	,05	,05	Ні	і	ак	2	3
Електросталь	,03	,03	Так	ак	і	1	4

Сталі звичайної якості та якісні плавляться переважно в мартенівських та електропечах. Пояснюється це, в першу чергу, тим, що при їх плавленні використовується лом (так званий скрап), тоді як для конверторного способу виробництва потрібен обов'язково рідкий чавун. У майбутньому питома, вага конверторного металу наростатиме.

При мартенівському виробництві метал не так насичається газами, а підбір відповідних шлаків і режимів ведення плавки дозволяє видалити в значній мірі сірку і фосфор. Шлаки, за допомогою яких розплавлений метал очищається від домішок, складаються з основних (CaO і MgO) і кислих (SiO₂) оксидів. Залежно від складу шлаків футеровка печі повинна бути або основна (магнезит або хромомагнезит) або кисла (динас), щоб уникнути реакції між футеровкою і шлаком. Якщо шлак має основну реакцію (т. т, у надлишку є основні оксиди — MgO і CaO), то він видаляє з металу

велику частину фосфору та частину сірки. Отже, при порівняно не дуже високій чистоті початкової шихти метал в основній мартенівській печі виходить достатньо чистим за вмістом сірки і фосфору, хоча і більш насиченим киснем. При кислому процесі в шлаку є надлишок кремнію у вигляді SiO_2 , за наявності якої сіра і фосфор з металу не видаляються, але насичення металу киснем відбувається у меншій мірі. Тому для кислого мартенівського процесу потрібні чисті за вмістом сірки та фосфору вихідні матеріали (тобто більш дорогі), і якщо це забезпечено, то метал виходить кращої якості, оскільки містить менше кисню.

Мартенівська сталь у переважній кількості плавиться основним процесом і лише в деяких випадках, коли потрібна велика чистота за вмістом неметалічних включень (оксиди) і менша насиченість киснем, виготовляється більш дорога кисла мартенівська сталь.

Видалення з металу сірки, фосфору і кисню досягається найбільшою мірою при плавлі в електропечах (дугових або індукційних). Будучи більш дорогою, електросталь є і більш високоякісною; тому цим способом виробляють переважно леговані і високолеговані сталі, жароміцні сплави, інструментальні сталі тощо.

Сталі, окрім постійних домішок можуть містити різні випадкові. Наприклад, в скрап потрапляють шматки легованих хромонікелевих сталей. Тому сталь виплавлена скрап-процесом звичайно містить у деякій кількості елементи, якими звичайно легують сталь (хром, нікель тощо).

Деякі руди містять домішки, які важко видалити. Наприклад, руди Керченського родовища містять миш'як, і виплавлена на цих рудах сталь міститиме цей елемент до 0,1—0,15%. Навпаки, деякі руди практично не мають забруднень іншими елементами, і метал, отриманий з цих руд (Магнітогорський і Кузнецький заводи), дуже чистий.

Вміст газів у сталі в залежності від способу виробництва наведено у таблиці 3.2 [7].

3.2. Вміст газів у сталі залежно від способу виробництва (мас. %).

аз	Спосіб виробництва сталі			
	Г електрос таль	мартенівс ький основний	киснево- конверторний	бесемері вський

В	0,0002—	0,0002—	0,0001—	0,0004—
одень	0,0006 0,008—	0,0006 0,004—	0,0003 0,001—	0,0007 0,010—
А	0,010 0,01—	0,006 0,02—0,04	0,003 0,02—0,04	0,014 0,04—
зот	0,02			0,10
К				
исень				

Попит на сталь, вироблену тим чи іншим способом, визначається її ціною і властивостями. Попри високу продуктивність бесемерівських і томасівських конверторів та порівняно низькі виробничі витрати, металургам не вдалося забезпечити високу якість конверторної сталі. Ось чому мартенівське виробництво, частка якого в 1900 р. становила близько 40 %, стало поступово витіснити конверторний спосіб. У 1960 р. в мартенівських печах виробляли 82 % сталі, в електропечах — 10 %, в бесемерівських і томасівських конверторах разом — близько 4%, у кисневих конверторах — 3,5 %.

Киснево-конверторний спосіб, починаючи з 1954 р, став надзвичайно швидко поширюватись у світі. Як наслідок, частка сталі, вироблена в кисневих конверторах у 1970 р., перевищила 40 %, у 1980 р. вона становила близько 52 %, у 1990 р. — 56,6 %. Киснево-конверторна сталь зовсім витіснила зі світової арени виробництво сталі в бесемерівських і томасівських конверторах і стала причиною занепаду мартенівського виробництва, яке в 1990 р. зменшилась до 15,6 %.

Виробництво сталі в електричних печах від початку століття розвивалось дуже повільно, досягнувши в 1925 р. близько 1 %, у 1950 р. — 6,5 %. Однак потреба у високоякісній сталі стимулювала розвиток електрометалургії. Ось чому вже в 1970 р. частка виробництва електросталі в світі становила 14 %, у 1990 р. — 27,6 %. На сьогодні виробництво сталі в електропечах вийшло на друге місце після киснево-конверторного способу й зберігає тенденцію до зростання.

Процеси розкислення сталі і способи її розливки.

Класифікація сталей в залежності від ступеню розкислення.

Залежно від способу розкислення сталь буває спокійною (розкислена марганцем, кремнієм і алюмінієм) та киплячою (розкислена тільки марганцем). Отже, за хімічним складом кипляча сталь відрізняється від спокійної: перша майже не містить кремнію ($Si < 0,07\%$), друга містить його у кількості 0,12 - 0,3%. Оскільки кипляча сталь, як гірше розкислена, містить більше кисню, то вона поступається за якістю спокійній.

Проміжне положення за якістю займає так звана напівспокійна сталь— розкислена марганцем і алюмінієм, яка знаходить своє застосування замість киплячої та спокійної сталі (табл. 3.3)

3.3. Сталі різного способу розкислення [7].

Сталь	Розкислювачі	Вихід придатного металу, %	Звичайний зміст кремнію, %	Порядок за	
				якістю	артістю
Спокійна	Mn + Si	85—	0,15	3	
Напівспокійна	+ Al	90	—0,30	2	
Кипляча	Mn + Al	90—	0,05—0,10	1	
	Mn	95	<0,05		
		95— 100			

Киплячу сталь розкислюють феромарганцем за 3—5 хв до випускання з печі. Спокійну сталь розкислюють спочатку в печі феромарганцем і феросиліцієм, а остаточно — у ковші феросиліцієм і алюмінієм.

Кипляча сталь - це сталь не повністю розкислена в печі. Її розкислення продовжується у виливниці за рахунок взаємодії оксиду заліза FeO з вуглецем. Одержаний при цьому оксид вуглецю CO виділяється із сталі, сприяючи видаленню й інших газів (N₂, H₂), що створює враження кипіння рідкого металу. Видалення газів відбувається і при кристалізації зливка, тому в ньому утворюється велика кількість розосереджених газових пухирів (рис. 3.3, а). Вони зникають при наступній гарячій прокатці. Кипляча сталь найдешевша, вона практично не містить неметалевих домішок, має велику пластичність.

Спокійну сталь одержують при повному розкисленні металу в ковші (рис. 3.3, б). Така сталь кристалізується без виділення газів, тому в зливку утворюється щільна структура, а усадочна раковина концентрується у верхній частині, що зменшує вихід придатного металу на 15 - 20 %.

Напівспокійну сталь одержують при розкисленні феромарганцем і недостатній кількості феросиліцію або алюмінію. В цьому випадку зливочок не має концентрованої усадочної раковини. В нижній частині він має будову спокійної, а в верхній - киплячої сталі (рис. 3.3, в). Така сталь за якістю і вартістю є проміжною між киплячою і спокійною. Вихід придатного металу з напівспокійної сталі на 5 - 10 % більший, ніж спокійної сталі.

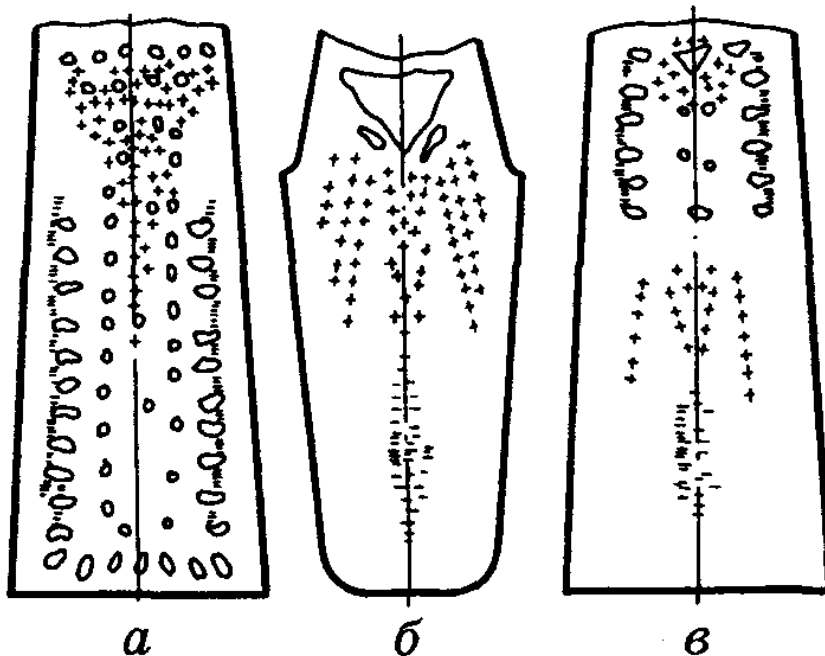


Рис. 3.3. Схеми будови сталевих зливків [1].
а - кипляча сталь; б- спокійна сталь; в- напівспокійна сталь.

Розливання сталі.

Останньою операцією сталеплавильного процесу є розливання сталі. Із сталеплавильних агрегатів готову сталь випускають у розливні ковші, з яких її розливають у виливниці або в установки безперервного розливання.

Ківш для розливання сталі — це відкрита посудина, що служить для короточасного зберігання, транспортування та розливання сталі. Ківш складається зі зварного кожуха 3 (рис. 3.4), двох цапф 5, футеровки 2 з шамотної цегли, вкладки 1 із магнезиту або шамоту та стопора 4.

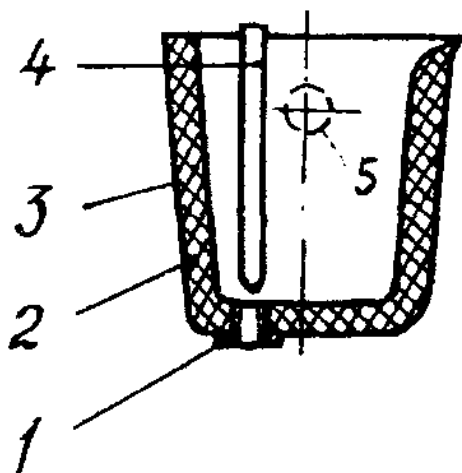


Рис. 3.4. Розливний ківш для сталі [2]:

1 - вкладка; 2 - футеровка; 3 - кожух; 4 - стопор; 5 - цапфа

Вкладка має отвір циліндричної форми, що закривається під час опускання стопора або відкривається під час його піднімання. Поверхня металевого стопора захищена вогнетривким матеріалом. Ківш підвішують за допомогою цапф до гаків мостового крана, який транспортує метал до місця розливання. Місткість ковша залежить від ємкості агрегату для виробництва металу. Ківш вміщає від 5 до 250 т сталі, а в окремих випадках — 400-450 т.

Рідку сталь перед розливанням недовго витримують у ковші, щоб вирівняти її хімічний склад, а також з метою дегазувати і вилучити неметалеві включення, що впливають на поверхню.

Розливання сталі у виливниці

Виливниця є товстостінною чавунною (рідше сталевую) формою, призначеною для кристалізації в ній сталевого зливка. Поперечний перетин виливниці може мати вигляд квадрата, прямокутника, багатокутника або круга. Щоб полегшити виймання зливків, внутрішню поверхню виливниць зроблено з уклоном. Маса зливка— від 1 до 12 т, а іноді доходить до 300 т.

Є два способи розливання сталі у виливниці: зверху та сифонне знизу.

Під час розливання зверху сталю з ковша 3 (рис. 3.5) наповнюють окремо кожну виливницю 2, що стоїть на чавунній плиті - піддоні 1. Наповнивши виливницю, отвір ковша закривають стопором або шибєрним замком, після чого ківш підвозять мостовим краном до наступної виливниці. В процесі розливання метал розбризкується і бризки прилипають до стінок виливниці, а звідти потрапляють на поверхню зливка. Вони не зварюються зі зливком навіть під час прокатування, тому їх перед прокатуванням необхідно

вилучати. Процес розливання зверху порівняно тривалий.

Під час сифонного розливання сталь із ковша 7 (рис. 3.6) потрапляє у чашу 6 ливника 5 і звідти по каналах піддона 1 — в усі виливниці 2 одночасно. Кількість виливниць може бути від 2 до 60. На кожну виливницю накладають приростову надставку 3 з футеровкою 4, яка сповільнює охолодження рідкого металу. Тому метал зберігається довше в рідкому стані й усадкова порожнина утворюється тільки у верхній частині зливка.

Сифонним розливанням отримують дрібні та середні зливки. Втрати металу на ливникову систему досягають 2,5 %. Скорочується час розливання сталі на один зливочок порівняно з розливанням зверху. Якість поверхні зливка краща через відсутність на його поверхні бризок металу.

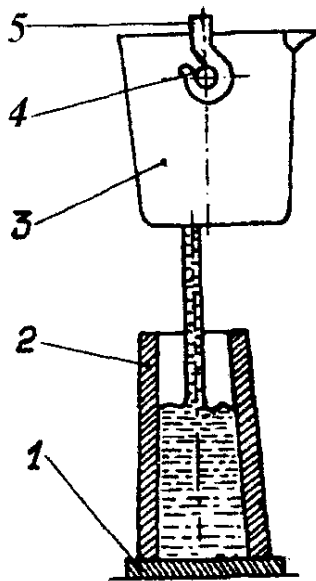


Рис. 3.5. Розливання сталі у виливницю зверху [2]:

1 - піддон; 2 - виливниця; 3 - ківш для розливання сталі;
4 - цапфа; 5 - гак мостового крана

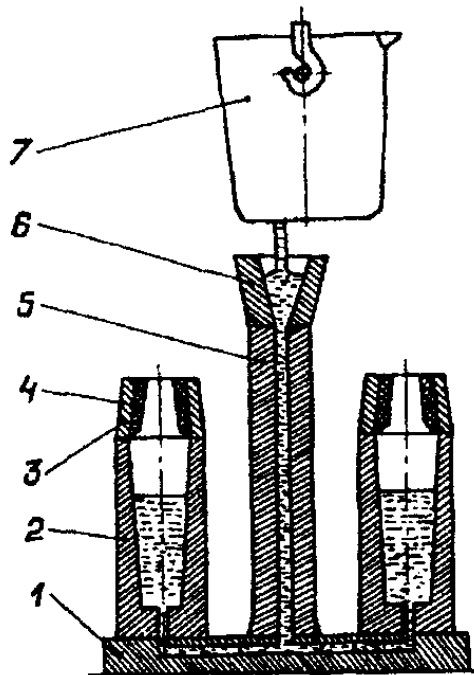


Рис. 3.6. Сифонне розливання сталі [2]: 1 - піддон; 2 - виливниця; 3 - присторова надставка; 4 — футеровка надставки; 5 - центровий ливник; 6 — чаша; 7 — ківш для розливання сталі

2 Будова та дефекти сталевого зливка.

Вилита у виливницю сталь охолоджується нерівномірно. У місцях дотику рідкого металу з відносно холодною поверхнею виливниці він сильно переохолоджується, що спричинює виникнення безлічі центрів кристалізації. З цих центрів формується тонка поверхнева зона дрібних рівновісних кристалів 4 (рис. 3.7), близьких до глобулярної форми. У міру зниження температури сталі утворюється проміжок між стінкою виливниці та зливком, внаслідок чого охолодження помітно сповільнюється. Оскільки потік тепла назовні перпендикулярний до стінки виливниці, то створюються умови для росту стовпчастих кристалів 2 у напрямку, протилежному напрямкові відведення тепла.

Формування зони стовпчастих кристалів сповільнює охолодження в сердцевині зливка, де виникає зона великих неорієнтованих кристалів 3. Після повної кристалізації поверхневого шару зливка та подальшого поступового зменшення об'єму металу, що знаходиться всередині зливка, утворюється усадкова порожнина 5.

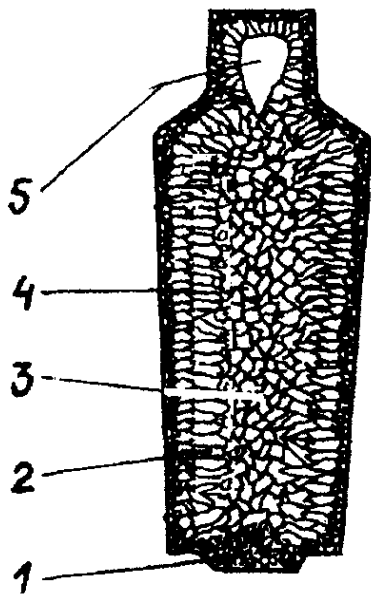


Рис. 3.7. Будова зливка зі спокійної сталі [2]:

1 - дрібнокристалічна нижня частина зливка; 2 - стовпчасті кристали;

3 - центральна зона великих кристалів; 4 - дрібнокристалічна поверхнева зона; 5 - усадкова порожнина

Дефектами сталевого зливка є усадкова порожнина, ліквация, газові бульбашки та неметалеві включення.

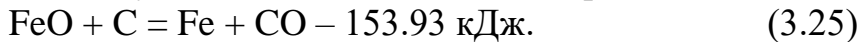
Усадкова порожнина — найістотніший дефект сталевого зливка. У зливку зі спокійної сталі її виводять у верхню його частину, яка називається прибутковою і формується в надставці 3 (рис. 3.6). Футеровка 4 захищає метал від швидкої втрати тепла, тому сталь тривалий час залишається рідкою й живить металом ту частину зливка, що закристалізувалась. У зв'язку з цим зменшується об'єм і глибина усадкової порожнини. Для посилення цього ефекту прибуткову частину зливка часто спеціально нагрівають різними способами. Оскільки під час обробки тиском усадкова порожнина не заварюється, прибуткову частину зливка відрізують і потім перетоплюють. З нею у відходи потрапляє 12-20 % металу.

Характерною особливістю злиwkів із киплячої сталі є відсутність прибуткової частини з усадковою порожниною, оскільки газові бульбашки CO, що виділяються в об'ємі зливка, компенсують усадку.

Ліквацию називається нерівномірний розподіл хімічних елементів у зливку. Розрізняють внутрікристалічну (в межах окремо взятого кристалу) та зональну (за висотою зливка) ліквацию. Найбільш схильні до ліквации сірка, фосфор і вуглець. У верхній частині зливка і в середній його частині міститься більше домішок — сірки, фосфору, вуглецю. Внутрікристалічну ліквацию в протилежність до зональної

можна значною мірою усунути дифузійним відпалом. Зональну ліквідацію виправити відпалом не вдається. Ліквідація може істотно впливати на механічні властивості сталі. В киплячій сталі зональна ліквідація більша, ніж в спокійній. Чим крупніше зливки, тим зональна ліквідація сильніше виражена.

Газові бульбашки виділяються завдяки зменшенню розчинності газів у металі під час охолодження. Водночас бульбашки CO утворюються у киплячій сталі відповідно реакції



Під час прокатування газові бульбашки заварюються.

До неметалевих включень належать силікати, сульфіди та оксиди металів. Вони утворюються в процесі дезоксидації, а також потрапляють у метал із футеровок та іншими шляхами. Неметалеві включення завжди погіршують механічні властивості сталі.

Неперервне розливання сталі, переваги та перспективи.

Роботи з освоєння методу безперервного розливання металу розпочато ще в 1944 р. Існують 3 типи установок для безперервного розливання сталі: вертикальні, горизонтальні та криволінійні.

Першими в промисловості було застосовано машини безперервного лиття заготовок (МБЛЗ) вертикального типу. Принцип роботи вертикальної установки для безперервного розливання сталі такий. У кристалізатор 3 (рис. 3.8), охолоджуваній водою, спочатку вводиться стальна заготовка (затравка), що утворює дно, а потім крізь проміжний пристрій 2 безперервним струменем з ковша 1 заливається метал у мідну водоохолоджувану виливницю без дна — кристалізатор 3.

Контактуючи з порівняно холодними стінками кристалізатора та дном, рідка сталь поступово кристалізується, утворюючи своєрідну чашу. Підставка разом з чашею та рідким металом пересувається вниз вздовж стінок кристалізатора за допомогою тягових валків із заданою швидкістю. Інтенсивне охолодження металу водою при проходженні його крізь зону вторинного охолодження 4 сприяє швидкому переміщенню фронту кристалізації від поверхні до центра зливка. У міру віддалення від верхнього краю кристалізатора товщина стінки чаші збільшується і на певній глибині рідкий метал остаточно кристалізується без утворення усадкової порожнини.

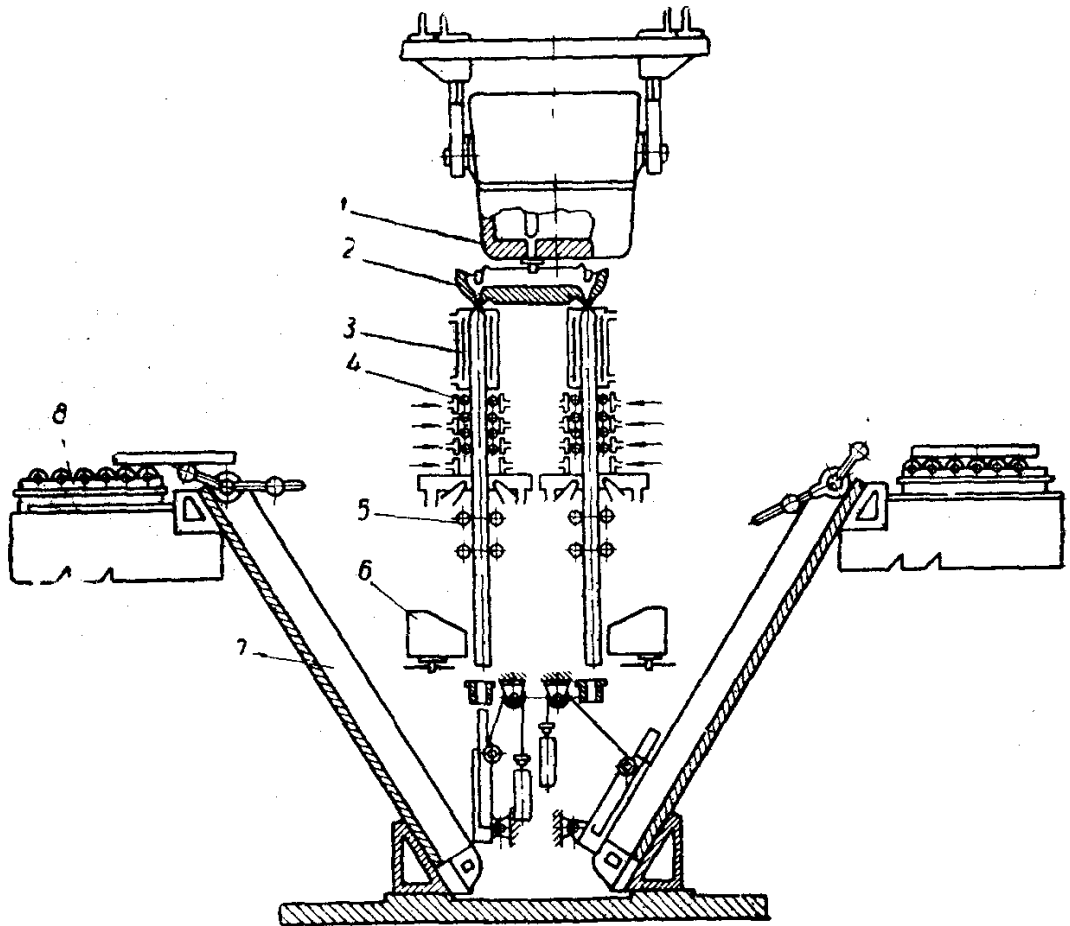


Рис. 3.8. Вертикальна машина безперервного лиття заготовок [13].

Після часткової кристалізації металу затравка опускається вниз, і за допомогою роликів 5 зливки витягується з кристалізатора, який безперервно зверху поповнюється рідким металом. Унизу безперервний зливки розрізається газовими різакми 6 на мірні куски (3-8 м), які конвеєром 7 через приймальний стіл 8 подаються до прокатного цеху. Великим недоліком таких машин є те, що вони дуже високі (понад 40 м) і їх треба розміщувати в бетонованому колодязі такої самої глибини.

Тому поряд з вертикальними широко застосовують машини горизонтальні та криволінійні. Схему МБЛЗ горизонтального типу наведено на рис. 3.9.

Одним з недоліків цих машин є довжина, яка може бути більша за 30-40 м.

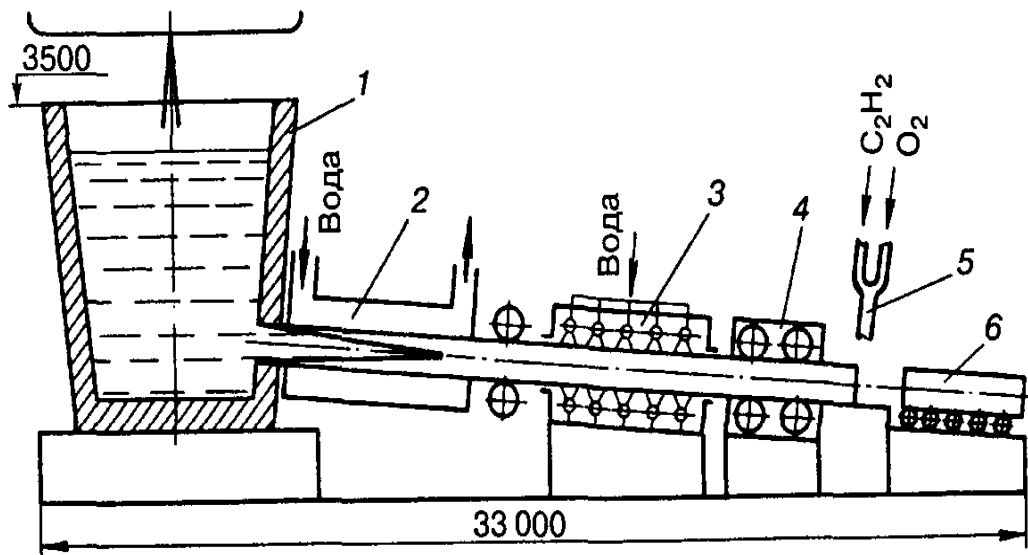


Рис. 3.9. Схема МБЛЗ горизонтального типу:

1 - футерований металопріймач; 2 - кристалізатор; 3 - зона вторинного охолодження; 4 - тяговий механізм; 5 — різак; 6 — заготовка

Оптимальними є криволінійні МБЛЗ (рис. 3.10).

Особливістю безперервного розливання сталі є компенсація її усадки за рахунок постійного живлення рідким металом, що надходить у зону кристалізації. Таке живлення можливе лише завдяки незатверділій відкритій поверхні чаші, куди безперервно витікає рідкий метал із проміжного розливного пристрою. Після кристалізатора зливки додатково охолоджують водою з форсунок 4 (рис. 3.10), а на виході з машини його розрізають на частини 6 необхідної довжини ацетиленовим різаком 7. Щоб запобігти приварюванню металу до стінок кристалізатора, він рухається зворотньо-поступально вздовж осі зливка.

Машини безперервного розливання можуть мати до 8 кристалізаторів для одночасного виготовлення декількох зливок. Поперечний перетин кристалізатора визначається конфігурацією майбутніх виробів. На МБЛЗ отримують зливки від квадратних або круглих невеликого перерізу, наприклад 120 x 150 або 150 x 150 мм, діаметром 120-150 мм до прямокутних завтовшки 200-300 мм та завширшки до 2,5 м, а також у вигляді труб. Швидкість безперервного розливання коливається від 0,5 до 3 м/хв.

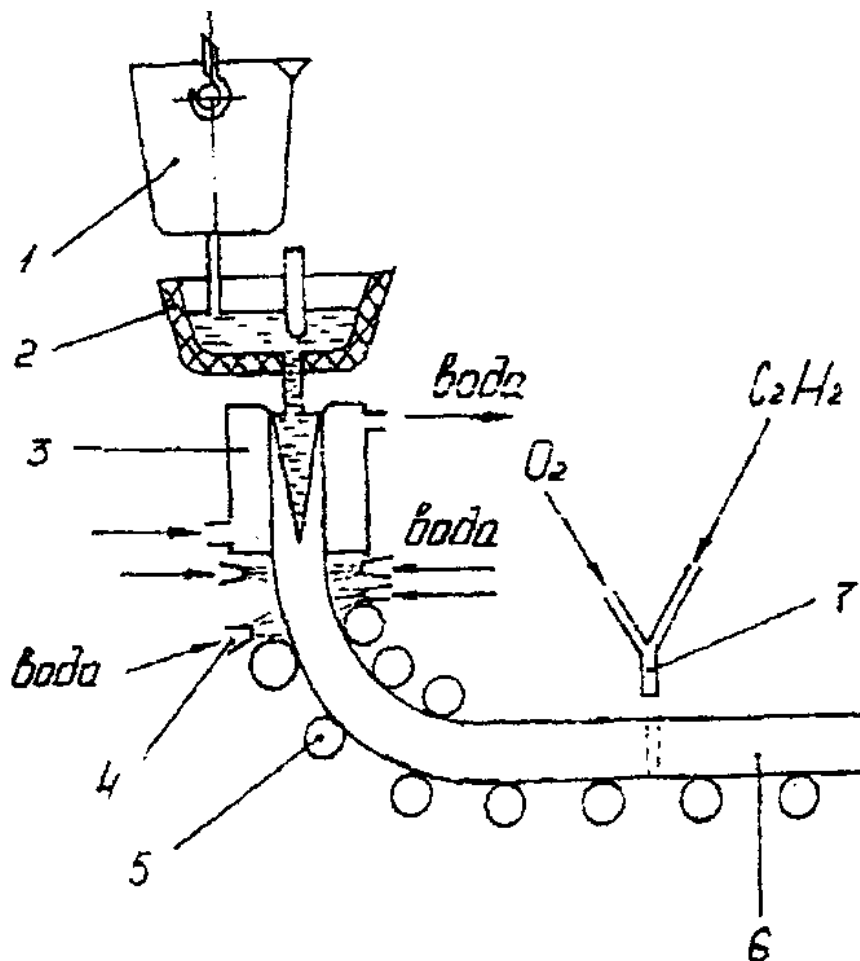


Рис. 3.10. Схема машини безперервного лиття заготовок (МБЛЗ) вертикального типу з подальшим згином зливка:

1 - ківш для розливання сталі; 2 - розливний проміжний пристрій; 3 - кристалізатор; 4 - водняна форсунка; 5 - тяговий валок; 6 - частина зливка;

7 - ацетиленокисневий різак

При безперервному розливанні сталі підвищується продуктивність праці і поліпшуються її умови, зменшуються виробничі площі і відпадає потреба у громіздкому устаткуванні (виливницях, нагрівальних колодязях, обтискних прокатних станах тощо), що дорого коштує.

Завдяки безперервному живленню і спрямованому затвердінню у виготовлених на МБЛЗ зливках немає усадочних раковин, що забезпечує вихід придатного металу до 96-98 % від маси виплавленого. Поверхня таких зливок має високу якість, а метал - однорідну будову. Енергетичні витрати при виготовленні заготовок на МБЛЗ зменшуються приблизно на 15 %. Завдяки цьому кількість

сталі, що розливається безперервним способом, перевищує 60 % від загального об'єму світового виробництва.

Постійні вимоги до збільшення енергозбереження при виробництві сталі довели до того, що методом безперервного лиття зараз починають виробляти листи товщиною від 0,8 до 5 мм.

Виробництво листів. Заливка розплавленого металу в проміжок між двома валками, що горизонтально обертаються, дає можливість одержувати тонкий, дещо перевершуючий по товщині лист покрівельного заліза.

Рідкий метал, після очищення шлаку в ковші 1 (рис. 3.11), заливають в ливникову воронку 2, звідки він поступає через отвір 3 в зазор між циліндричними гладкими валками 4, що обертаються, із горизонтальними і паралельними осями. Величина зазора між валками відповідає товщині листа 5. У середині валків циркулює вода. Завдяки зіткненню з холодними поверхнями валків рідкий метал швидко кристалізується і, пройшовши зазор між валками, перетворюється на нескінченну смугу з товщиною, рівною величині зазора між валками. Смуга поступає на роликівий приймальний стіл 6, у кінці якого встановлені ножиці типу гільйотини. Ножиці розрізають смугу на листи мірної довжини, які складають в стопку 7 і подають в піч для відпалу.

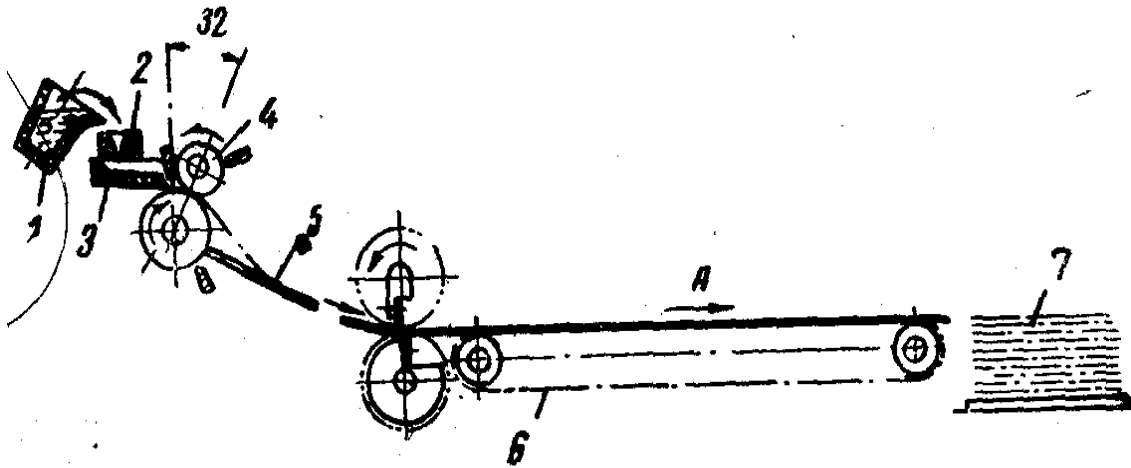


Рис. 3.11. Рідка прокатка для виробництва литого листу [14].

Прокатка рідкого металу має ряд істотних переваг порівняно з прокаткою листового матеріалу. Головна перевага цього способу полягає у відсутності енергоємних операцій, звичайних для обробки прокатної смуги у валках, оскільки рідині легше надати будь-яку форму, ніж твердому матеріалу. Головний недолік виробництва листів таким чином полягає у великій швидкості росту кристалів, за якою не встигає переміщення рідини для поповнення міжкристалевих

усадкових пор. В результаті отримуємо безліч пор — зародків тріщин. Готовий лист покривається тріщинами усадкового походження, які знижують міцність, пластичність і корозійну стійкість.

За кордоном з 1989 р. почалися дослідження з виробництва тонкого листа (2x1345 мм) методом безперервного лиття в Австралії (ВНР, Port Kembla) і Японії (ІНІ, Yokohama), на заводі Port Kembla (Австралія), потім цими дослідженнями зайнялися у Франції, Італії, Німеччині, США.

Сучасна схема виробництва тонкого листа показана на рис. 3.12.

Технічні характеристики процесу представлені в табл. 3.4.

Продуктивність установки складає від 300 000 до 500 000 т. на рік.

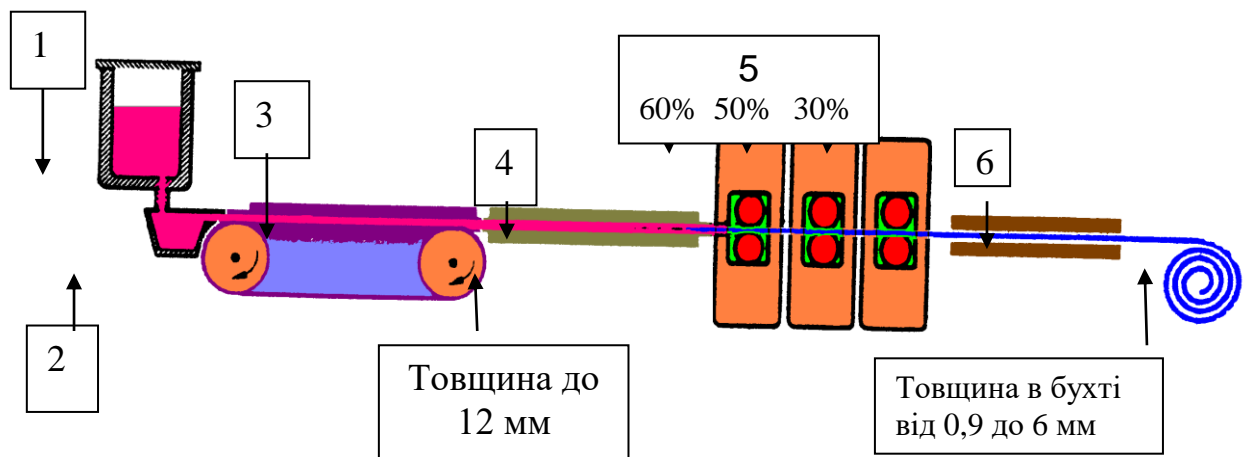


Рис. 3.12. Схема виробництва тонкого листа методом безперервного лиття:

1- ківш для розливання; 2- проміжний ківш; 3-первинне охолодження;

4- вторинне охолодження; 5-прокатні стани з обтисненням відповідно

(60%, 50%, 30%); 6-третинне охолодження; 7- бухта.

Переваги методу безперервного розливання сталі:

- внаслідок відсутності усадкової порожнини відходи металу зменшуються до 2-4 % від маси рідкої сталі;

- не потрібно великої кількості виливниць, піддонів та інших пристроїв:

- структура зливка щільна, дрібнозерниста та хімічно однорідна завдяки високій швидкості охолодження;

- поверхня зливка має добру якість;

- форма та розміри перетину зливка максимально наближені до

виробу;

- не потрібно застосувати обтискні вальцівні стани — блюмінги та слябінги, внаслідок чого заощаджується значна кількість енергії;
- покращуються умови праці.

3.4. Технічні характеристики процесу виробництва тонкого листа методом безперервного лиття

Компанія	Ширина листа, м	Товщина листа, мм	Діаметр валка, мм	Маса ковша для розливання, тонн	Швидкість розливання, м/хв	Матеріал арка сталі
N SC/M HI	до 1,33	2-5	200	60	30-80	Нержавіючі
A ST/CS M / VAI	до 0,8	2-5	500	60	50-80	Вуглецеві, нержавіючі
M yosotis	до 0,87	2-4	500	90	10-70	Вуглецеві, нержавіючі
B HP/THI	до 1,35	2-3	500	60	12-25	Вуглецеві
P osco	до 1,3	2-6	250	50	40-70	Нержавіючі
N uscor	до 2	0,7-2,1	500	110	80-150	Вуглецеві, нержавіючі

Таким чином, безперервне розливання сталі можна вважати видатним досягненням металургії 20 ст. Світова сумарна частка сталі, розливої на МБРЗ в 1960 р., становила менше 1 %, а в 1970 р. — менше 10 %. Починаючи з 1975 р., безперервне розливання сталі

стрімко розвивається. Вже в 1990 р. майже 60 % виплавленої в світі сталі було розливо на МБРЗ. Досягнутий світовий рівень істотно перевершили такі країни як Японія, Італія, Республіка Корея, ФРН, де понад 90 % сталі розливають на МБРЗ. Водночас значне відставання від середньостатистичного світового рівня спостерігається в КНР, Росії, Індії, Україні.

Перспективи розвитку сталеплавильного виробництва

Розглянуті технологічні особливості виробництва сталі показують, що найбільші переваги серед них мають киснево-конвертерний та електроплавильний способи. Тому вони поступово витісняють мартенівський процес (рис. 3.13).

Слід також звернути увагу на те, що сучасні способи виробництва сталі ґрунтуються на двостадійній переробці залізних руд: спочатку з них виплавляють чавун, а потім із чавуну одержують сталь. Такий спосіб складний, потребує великих затрат праці, часу, теплових і матеріальних ресурсів. При цьому потрібно враховувати і те, що сталеплавильне виробництво є одним із інтенсивних забруднювачів атмосфери. Металургійний завод продуктивністю 10 млн. т сталі на рік без суворих заходів контролю викидає щорічно в атмосферу понад 200 тис. т пилу, 50 тис. т сполук сірки, 250 тис. т оксидів вуглецю, азоту та інших елементів. Останнім часом на багатьох металургійних комбінатах досягнуто високого рівня робіт, пов'язаних з охороною навколишнього природного середовища від забруднювальних викидів та практичною утилізацією і раціональним використанням усіх відходів виробництва.

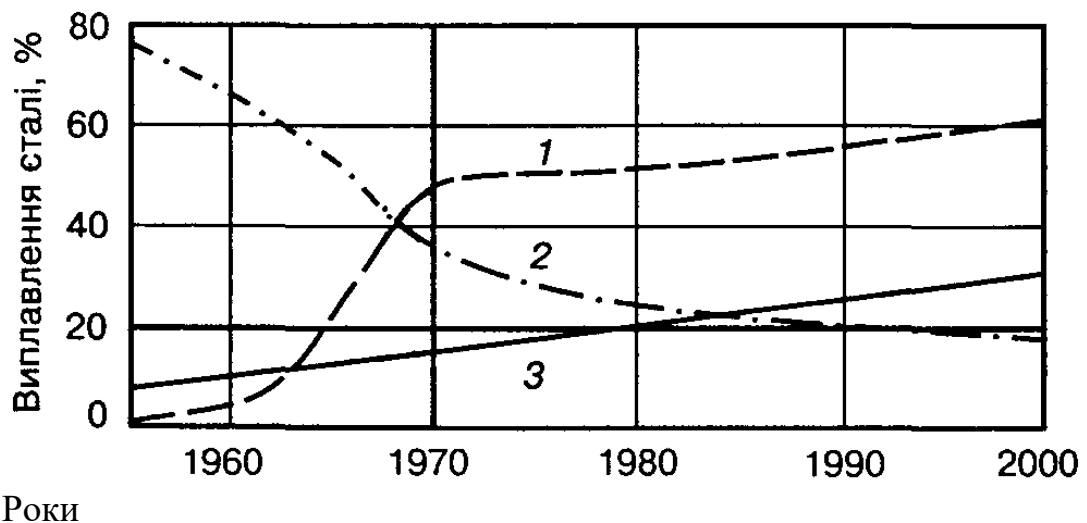


Рис. 3.13. Світове виробництво сталі [1]: 1 - в кисневих конвертерах; 2 - в мартенівських печах; 3 - в електричних печах.

3 Пряме відновлення заліза із руд, його перспектива.

У ряді країн в промислових масштабах залізо виробляють безпосередньо з руди за різними технологічними схемами.

Технологічну схему процесу бездоменного виробництва сталі показано на рис. 3.14. Сировиною для одержання заліза є концентрат з 70 % Fe, що подається трубопроводом 2 із збагачувального комбінату 1 у вигляді пульпи (суміші з водою). Після відстоювання пульпи осад концентрату зневоднюється за допомогою дискових вакуум-фільтрів 3, змішується в барабанних змішувачах 4 із зв'язкою (бентонітом) і піддається гранулюванню в установці 5. Одержані обкатиші обпалюють у печі 6 і подають конвеєром у шахтну піч 8 прямого відновлення заліза.

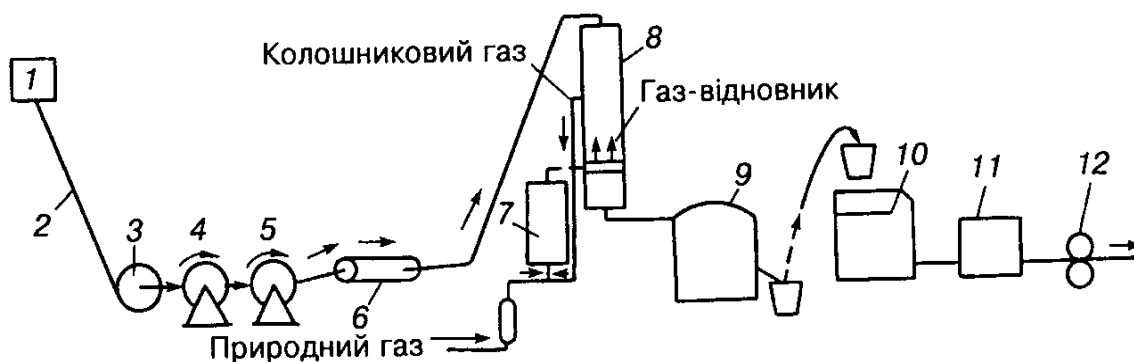


Рис. 3.14. Схема процесу бездоменного виробництва сталі [1].

Знизу в піч подається газ-відновник з температурою 1000 °С під тиском 0,15 Па, який утворюється в реформері 7 при взаємодії природного і колошникового газів: $\text{CH}_4 + \text{CO}_2 = 2\text{CO} + 2\text{H}_2$. У результаті реакції відновлення масова частка заліза в обкатишах підвищується до 95 %. Далі обкатиші надходять у електропіч 9 місткістю 150 т, плавляться, метал очищається від домішок, до нього додають потрібні концентрати і отримують леговану сталь, яка розливається на МБЛЗ 10. Зливки підігрівають у печі 11 і прокатують на стані 12. Кількість сталі виплавленої цим методом у світі поки що становить близько 2 %.

Більш раціональним є одностадійний високотемпературний процес прямого відновлення рідкого заліза при температурі 1350 - 1650 °С. Цей процес здійснюється в протитечійній шахтній печі (рис. 3.15). Руда надходить у піч через завантажувальний пристрій 3. Крізь

отвори 4 подається кисень, який забезпечує допалювання CO у верхній частині печі. Кільцевими трубами 2 крізь отвори 5 подається відновлювальний газ. Відновлене залізо плавиться пальниками 1 і зливається крізь випускні отвори (фурми) 6. Подальша переробка заліза в сталь може бути такою самою, як і при низькотемпературному процесі.

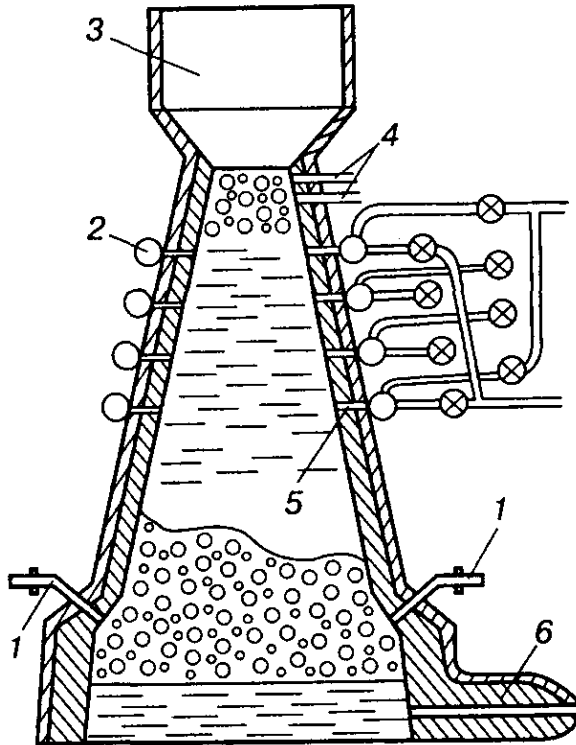


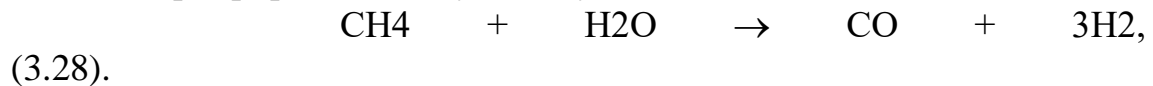
Рис. 3.15. Схема високотемпературного процесу отримання заліза [1].

Основна ідея запозичена з «технології» наших далеких предків, які відновлювали залізо з руди, не розплавляючи її. Відновлення відбувалося у твердому стані. Річ у тім, що в оксидах заліза (Fe_2O_3 і Fe_3O_4) залізо здатне відновлюватися воднем (H_2), а також, як і в домені, монооксидом вуглецю (CO) при температурах $750 - 800^\circ C$, що значно нижче від температури плавлення як руди, так і самого заліза ($1540^\circ C$). Хімічна суть цього процесу наступна:



Як результат отримуємо залізну спечену губчасту масу — «губчасте залізо», водяну пару і діоксид вуглецю та ніяких шкідливих речовин. Принципова схема наведена на рис. 3.15. Така технологія була реалізована на Оскольському електрометалургійному комбінаті (недалеко від Харкова) ще у 80-х роках. Руду для цього комбінату

добувають на Лебединському родовищі залізної руди і після глибокого збагачення подають безпосередньо на металургійний комбінат закритим гідропроводом. Після відфільтрування концентрату (близько 100% оксиду заліза) його формують у гранули — «обкатиші», спікають і подають до шахтних печей, куди надходять також відновлювачі CO і H₂, які одержують конверсією на нікелевому катализаторі природного газу метану:



У результаті процесів відновлення за наведеними вище схемами «окатиші» із оксиду заліза Fe_nO_m перетворюються на металізовані (Fe — до 95 %), які в електропечах переплавляються у високоякісну сталь.

Переваги процесу «прямого відновлення» перед доменним:

1. Відсутнє дороге та надзвичайно шкідливе виробництво коксу; майже відсутні характерні для коксового і доменного виробництва шкідливі викиди сполук сірки, азоту, канцерогенних органічних сполук, пилу і шлаку.

2. Немає потреби в енергомістких і шкідливих агломераційних і конвертерних цехах.

3. Транспортування сировини здійснюється гідротранспортом, конвеєрами і транспортерами, що значно зменшує забруднення навколишнього середовища пилом порівняно з традиційними видами транспорту, які потребують перевантажування матеріалів.

4. Значне зменшення витрат води і забруднення річок і водоймищ.

5. Реальні перспективи можливості вдосконалення процесу відновлення. За поліпшення енергетичної ситуації в народному господарстві цілком можливо, що буде економічно доцільним одержання відновника (H₂) з допомогою електролізу води. У процесі відновлювання водень, відбираючи кисень від оксиду, зв'язується у воду, яка знову вводиться в цикл (на електроліз). Отже, формується справді екологічно чисте, практичне маловідходне виробництво (рис. 3.16).

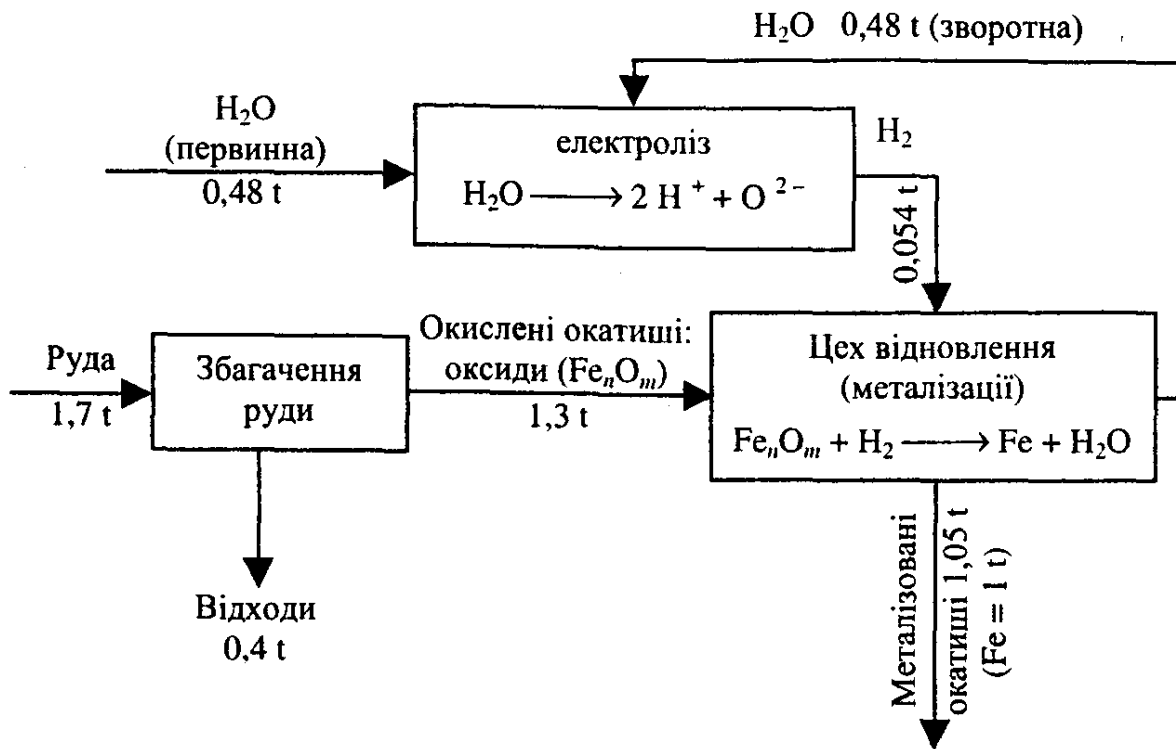


Рис. 3.16. Матеріальні потоки прямого відновлення заліза [10].

Головний недолік процесу прямого відновлення заліза полягає у тому, що в теперішній час продуктивність процесу у 4 рази менша ніж при класичній схемі, але у майбутньому цей показник буде зменшуватися і виробництво сталі буде відбуватися в основному за допомогою прямого відновлення заліза.

Лекція № 4

План лекції:

- 1 *Металургійні методи отримання високоякісних сталей.*
- 2 *Електрошлакове, вакуумно-дугове, плазмо дугове та електронно-променеве переплавлення.*
- 3 *Рафінування сталі поза межами плавильного агрегату.*

1 Металургійні методи отримання високоякісних сталей.

Якість виплавлених у різних плавильних агрегатах сталей не завжди відповідає вимогам сучасної техніки. Тому для поліпшення її розроблено спеціальні технологічні процеси рафінувальних переплавок і позапічного рафінування.

До рафінувальних переплавок належать: електрошлакова, вакуумно-дугова, плазмо дугова, електронно-променева.

2 Електрошлакове, вакуумно-дугове, плазмо дугове та електронно-променеве переплавлення.

Електрошлакову переплавку (ЕШП) виконують так. Сталь для переплавки надходить в установку у вигляді електрода 6 (рис. 4.1, а). Розплавлений шлак 5 (суміш 60-65 % CaF, 25-30 % Al₂O₃, CaO та інші добавки) має великий електроопір, тому при проходженні електричного струму в ньому генерується теплота, достатня для розплавлення електрода. Краплі металу проходять крізь шар шлаку 5, збираються у ванні 4, кристалізуються в охолоджуваному водою кристалізаторі 2 і утворюють зливоч 3. При цьому кристалізація металу проходить послідовно і спрямована вгору, що сприяє видаленню неметалевих домішок і бульбашок газу, а отже, створенню щільної і однорідної структури зливка. У кінці переплавки піддон 1 опускають і затверділий зливоч витягують із каталізатора.

Сучасні установки ЕШП дають змогу виготовляти зливки різного перерізу масою до 40 т.

Вакуумно-дугову переплавку (ВДП) проводять у вакуумних дугових печах з електродом 6, що переплавляється (рис. 4.1, б), при цьому зливоч 3 утворюється, як і при ЕШП, в охолоджуваному водою кристалізаторі 2. У корпусі 7 печі підтримується вакуум близько 1,5 Па, що сприяє якісному очищенню металу від газів, а спрямована кристалізація забезпечує видалення неметалевих домішок, утворення щільної структури і виключає утворення усадочної раковини. Місткість печей для ВДП досягає 60 т.

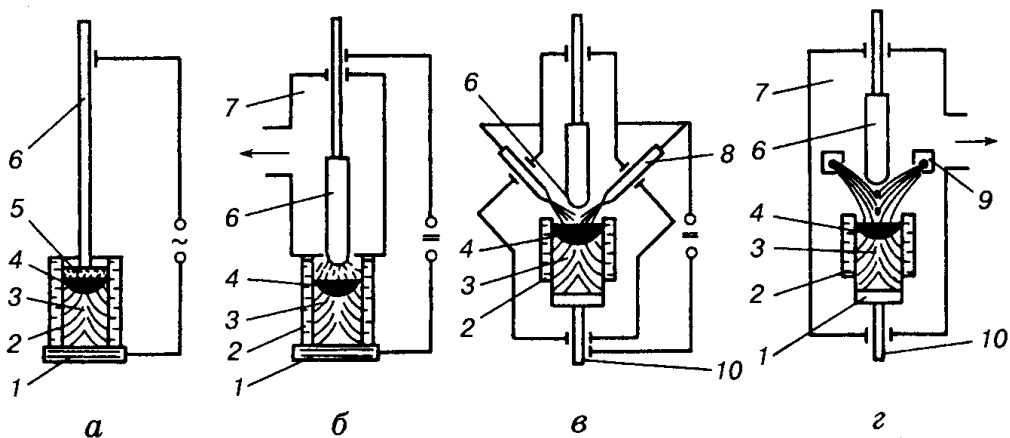


Рис. 4.1. Схеми рафінувальних переплавок [1]:

а — електрошлакова; б - вакуумно-дугова; в - плазмо дугова; г - електронно-променева; 1 - охолоджуваний водою піддон; 2 - кристалізатор; 3 - зливоч; 4 - металева ванна; 5 - розплавлений шлак; 6 - заготовка (електрод), що переплавляється; 7- вакуумна камера; 8 - плазмотрон; 9 - електронна гармата; 10 - пристрій для витягання зливка.

Плазмо дугову переплавку (ПДП) застосовують для виробництва сталей та сплавів особливо високої чистоти. Джерелом теплоти в установці є плазмова дуга з температурою 10 000-15 000 °С (рис. 4.1, в). Вихідний матеріал для виготовлення зливоків може надходити у вигляді електрода інших подрібнених відходів металообробної промисловості. Метал плавиться і затвердне в охолоджуваному водою кристалізаторі, а зливочок витягується вниз. Завдяки високій температурі з металу інтенсивно випаровуються сірка і фосфор, а також видаляються неметалеві домішки.

Електронно-променевою переплавкою (ЕПП) здійснюють за рахунок теплоти, яка утворюється внаслідок опромінення металу потоком електронів. Переплавка проводиться у вакуумних установках, подібних до тих, що використовуються для ПДП при залишковому тиску 0,001 Па (рис. 4.1, г). Глибокий вакуум і сприятливі умови кристалізації забезпечують одержання особливо чистого металу. Тому ЕПП застосовують для одержання сталей особливо високої чистоти, сплавів зі спеціальними властивостями, а також чистих тугоплавких металів (W, Mo, Nb та ін.).

3 Рафінування сталі поза межами плавильного агрегату.

Останнім часом помітно вирости вимоги до чистоти сталі щодо оксидів, сульфідів та розчинених газів. Найчастіше сталь очищають від названих домішок у ковші, тобто поза межами плавильного агрегату. Основними методами такого очищення є продуванням рідкої сталі інертними газами, обробка рідкої сталі синтетичним шлаком та вакуумування сталі.

Продування сталі інертним газом вилучає з неї розчинені гази та неметалеві включення, а також вирівнює температуру і хімічний склад металу в ковші. Цей метод було запропоновано в 60-х роках минулого століття. Найчастіше сталь продувають аргоном через спеціальний вогнетривкий пористий блок, вмонтований у дно ковша. Тиск аргону на 0,2-0,5 МПа перевищує атмосферний. Тривалість операції - 5-15 хв. У бульбашки аргону переходять водень і азот (рис. 4.2). Бульбашки газів виносять на поверхню неметалеві включення.

Обробка сталі синтетичним шлаком.

Суть методу обробки сталі в ковші синтетичним шлаком полягає у тому, що спочатку в ківш додають 3-5 % синтетичного шлаку (близько 45 % CaO, 40 % Al₂O₃, 10 % SiO₂, 5 % MgO), який спеціально плавлять у дуговій електропечі, а потім з деякої висоти виливають в ківш потужним струменем із плавильного агрегата сталь, яка добре перемішується зі шлаком (рис. 4.3). Унаслідок інтенсивного перемішування сталі й шлаку поверхня їх взаємодії збільшується в

сотні разів порівняно з тією, що була в печі. У результаті поверхня контакту між металом і шлаком сильно зростає, що в сотні разів прискорює металургійні реакції, і для їх проходження потрібно не 1,5-2 год, як звичайно в печі, а приблизно стільки, скільки на випуск плавки.

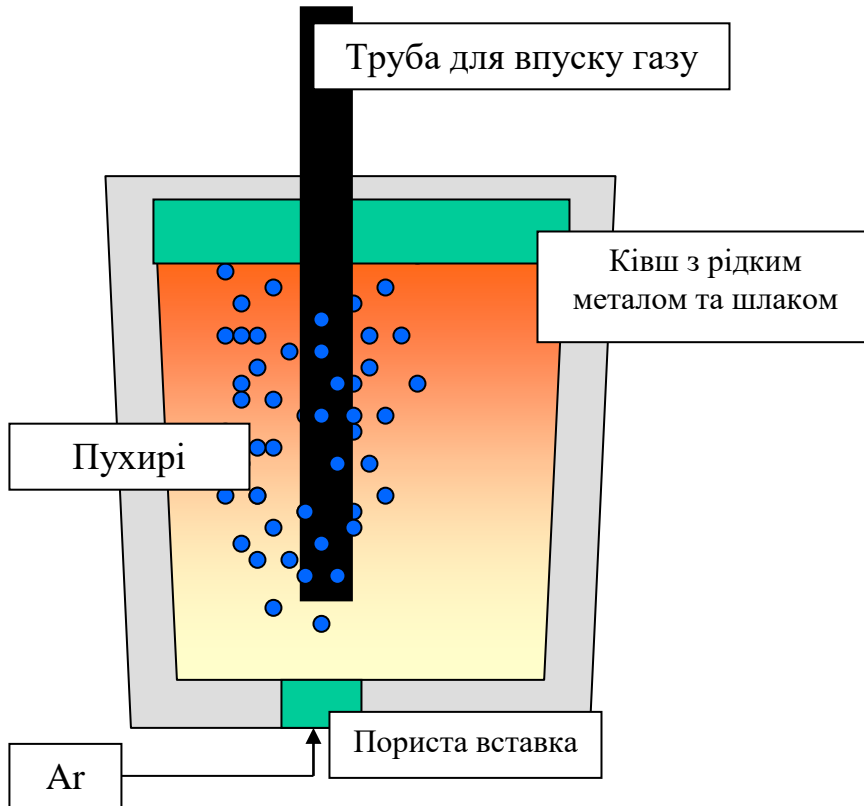
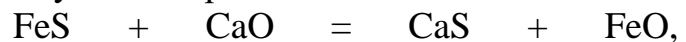


Рис. 4.2. Схема продування рідкого металу аргоном.

Вміст сірки у сталі зменшується за реакцією



(4.1)

підвищується її чистота щодо неметалевих включень, які асимілюються синтетичним шлаком і спливають разом із ним на поверхню.

Рафінована синтетичним шлаком сталь відрізняється малим вмістом кисню, сірки і неметалевих домішок, що забезпечує їй високу пластичність і ударну в'язкість.

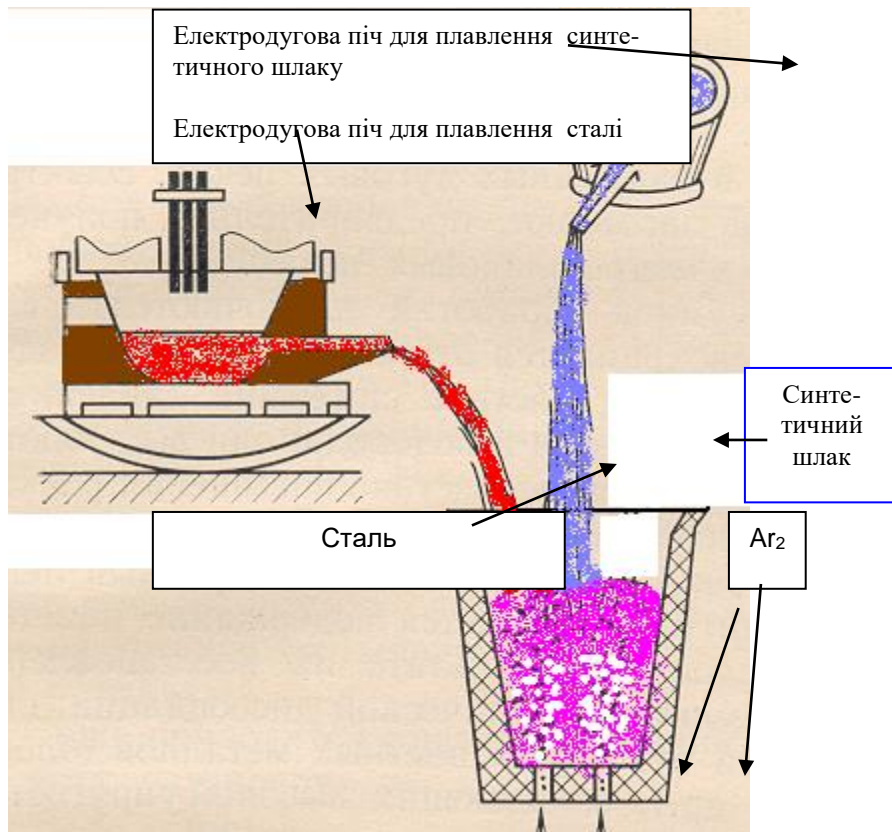


Рис. 4.3. Обробка сталі синтетичним шлаком.

Вакуумну обробку застосовують для зменшення вмісту в сталі розчинених газів (O_2 , H_2 , N_2). При цьому завдяки інтенсивному перемішуванню металу бульбашками газів, що виділяються, видаляються внаслідок флотації частини неметалевих домішок, які "прилипають" до бульбашок газів, виносяться ними наверх у шлак. Для цього перед розливанням у ківш рідку сталь витримують у вакуумній камері. Іноді сталь заливають під вакуумом. Завдяки вакуумуванню вміст газів і неметалевих включень у сталі стає мінімальним.

Вакуумна дегазація сталі, як правило, найчастіше відбувається у ковші або у виливниці, щоб вилучити з рідкого металу неметалеві включення та розчинені гази. Вакуумування виконують у спеціальних герметичних камерах, футерованих зсередини. Зниження тиску над дзеркалом металу зменшує розчинність газів у рідкій сталі. Азот, водень і оксид вуглецю, що бурхливо виділяються, захоплюють зі собою неметалеві включення й виносять на поверхню. У результаті вміст у металі газів та неметалевих включень помітно зменшується. Кінцевий тиск у камері становить близько 300 Па, а тривалість обробки – 10 - 15 хв. Вакуумування в ковші виконують перед розливанням сталі.

Вакуумна обробка дає змогу в 3-5 разів зменшити вміст газів і в

2-3 рази неметалевих домішок у сталі, що сприяє підвищенню її міцності та пластичності.

Найпоширеніші такі способи обробки сталі вакуумом:

а) ківш з металом розміщують у вакуумній камері з залишковим тиском 250-650 Па і витримують у ній 10 - 15 хв. Для прискорення процесу вакуумування сталь перемішують інертним газом. Початок використання 1965 рік (рис. 4.4);

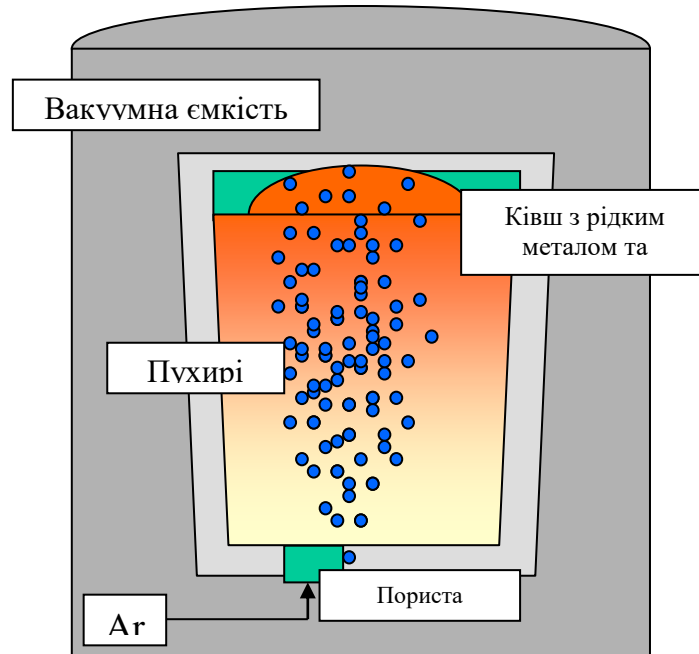


Рис. 4.4. Обробка ковша з рідкою сталлю у вакуумній камері.

б) сталь вакуумують при переливанні з ковша у ківш або з ковша у виливницю, тобто обробляють вакуумом струмінь металу;

в) сталь вакуумують окремими дозами. Для цього вакуумну камеру 3 (рис. 4.5, а) опускають (або ківш 1 підіймають) так, щоб патрубок 2 занурився в метал. Під дією вакууму метал засмоктується у вакуумну камеру, витримується деякий час і знову виливається у ківш 1. Ця операція повторюється стільки разів, скільки потрібно для завершення вакуумування;

г) більш продуктивним є циркуляційне вакуумування. Два патрубкі 2 (рис. 4.4, б) вакуумної камери 3 занурюють у метал і він піднімається в камеру. Крізь один із патрубків подають інертний газ (аргон), внаслідок чого метал спрямовується по ньому в камеру, а по другому - стікає в ківш, циркулюючи таким чином через установку.

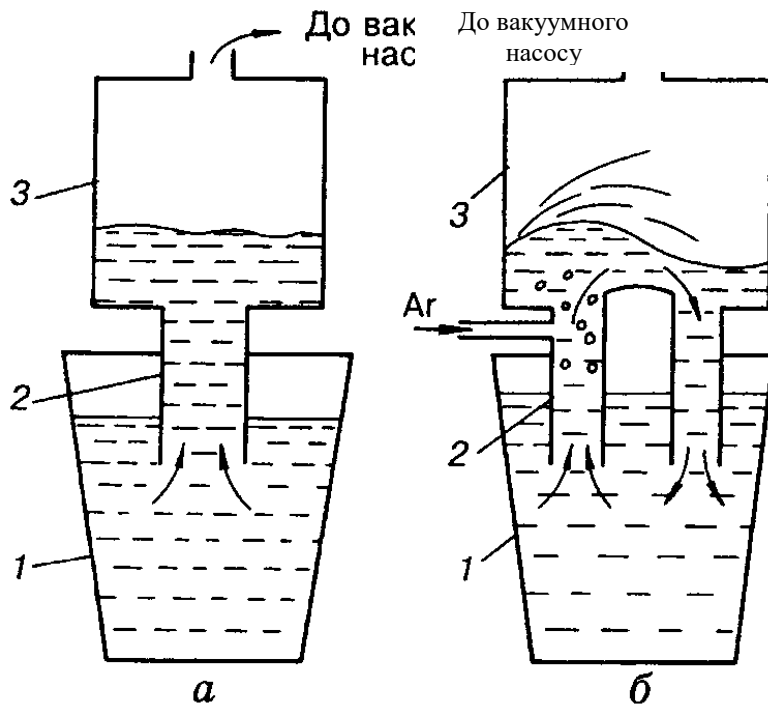


Рис. 4.5. Схеми установок для вакуумування сталі:
а - дози; б – циркуляційне

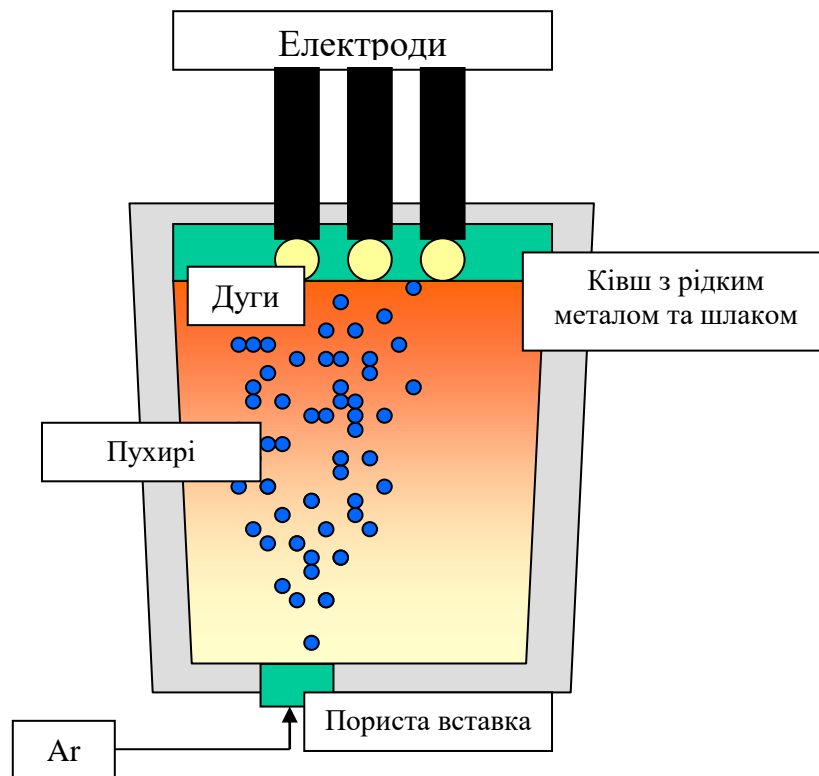


Рис. 4.6. Схема обробки у печі – ковші.

Але при позапічній обробці сталі втрачається багато тепла і тому у 1970 році було запропоновано проводити одночасно продувку рідкого металу та його нагрів. Такий агрегат має назву піч-ківш (рис. 4.6).

З метою зменшення кількості кисню та сірки в сталі в 1970 році, також, була запропонована обробка рідкого металу частинками Al, SiCa, CaO, CaF, одночасно з продувкою газом (рис. 4.7).

У 1972 році цей метод було удосконалено і для зниження рівня пилу на виробництві замість дрібних частинок почали застосовувати дрiт із Al, SiCa, CaO, CaF (рис. 4.8).

Для підвищення однорідності рідкої сталі, унаслідок примусового руху, з 1985 року використовують електромагнітне змішування схема, якого наведена на рис. 4.9.

На сучасному металургійному заводі, залежно від умов виробництва, можуть використовуватися всі вищевикладені методи виробництва і позапічної обробки рідкого металу або їх комбінація. Схема виробництва сталі на заводі “ABS” в Італії показана на рис. 4.10.

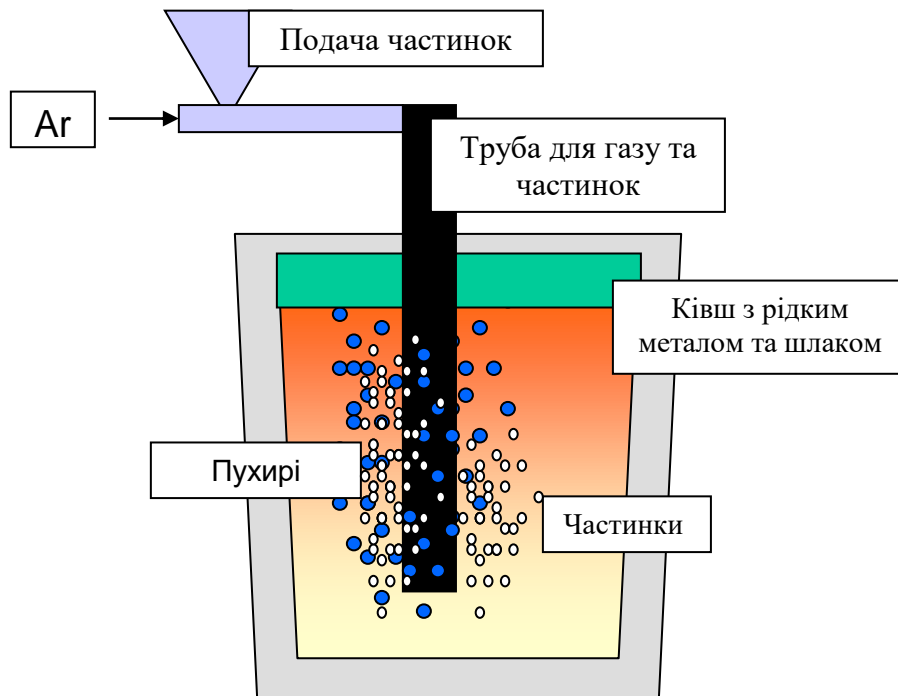


Рис. 4.7. Обробка рідкого металу частинками Al, SiCa, CaO, CaF, одночасно з продувкою газом.

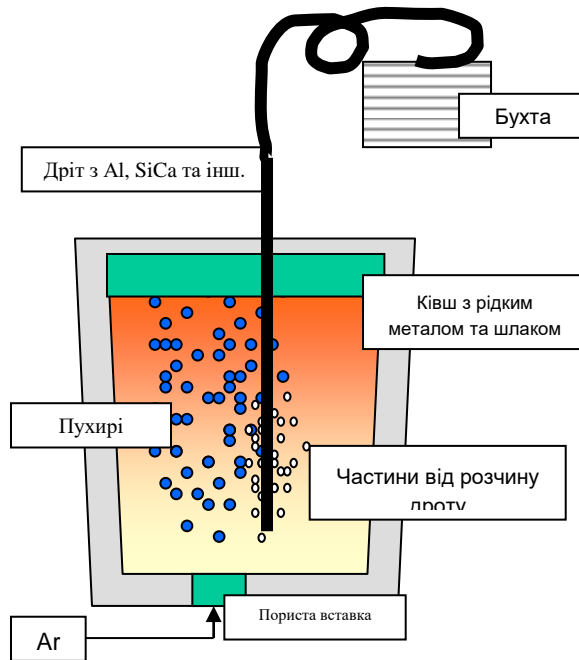


Рис. 4.8. Обробка рідкого металу дротом з частинками Al, SiCa, CaO, CaF та одночасною продувкою газом.

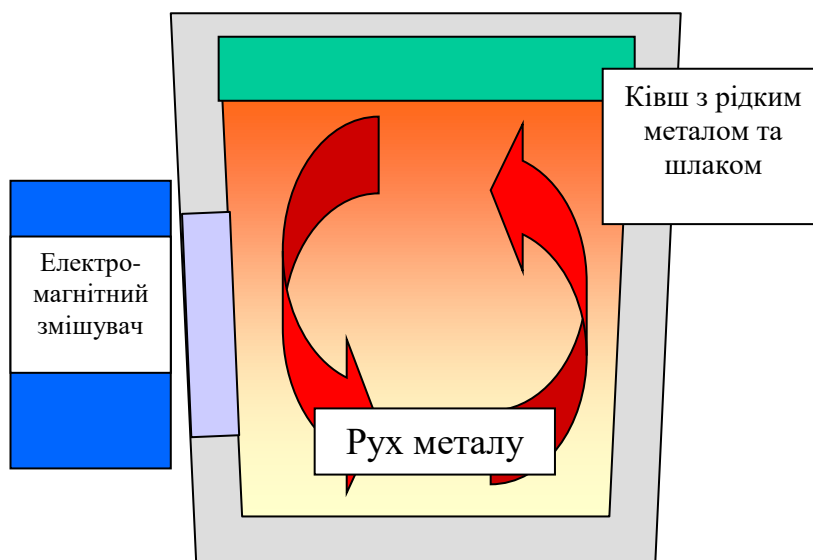
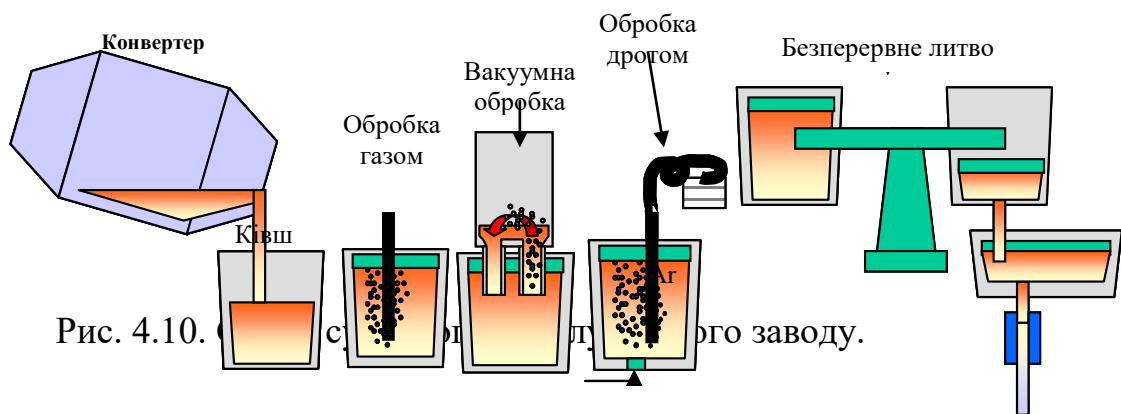


Рис. 4.9. Схема електромагнітного змішування.

Використання сучасних методів виробництва та позапічної обробки рідкого металу дає можливість отримати сталі з дуже малим вмістом шкідливих домішок. Перспективними є металургійні заводи

для виробництва сталей глибокої витяжки вільних від домішок втілення (так званих „Interstitial free steels”), які повинні мати наступний хімічний склад:

$C < 0,0025\%$; $N < 0,0025\%$; $Si = 0,01 - 0,015\%$; $P = 0,01 - 0,027\%$;
 $Mn = 0,1 - 0,33\%$; $S = 0,005 - 0,009\%$; $Al = 0,04 - 0,06\%$;
 $Nb+Cr+Mo+V+Cu+Sn+Zn+As+Sb < 0,1\%$.



Лекція № 5.

План лекції:

1 Кольорова металургія.

2 Виробництво міді, алюмінію, титану, магнію.

Виробництво міді. Масова частка міді в земній корі 0,01 %. Мідні руди містять 1-5% міді. Мідь у них міститься у вигляді сірчистих сполук CuS , Cu_2S (халькозин має мідний блиск) або $CuFeS_2$, $CuS \cdot FeS$ (мідний колчедан), оксидів CuO і Cu_2O (куприт), карбонатів. Поряд з міддю ці руди часто містять нікель, цинк, свинець, золото, срібло та інші метали.

Головні поклади мідних руд знаходяться на південному Уралі, в Закавказзі, Казахстані, Узбекистані на Таймирі, а також в США, Чилі, Конго та багатьох інших країнах.

Суть процесу отримання міді із руди

Близько 90 % первинної міді одержують пірометалургійним способом; близько 10 % — гідрометалургійним.

Гідрометалургійний спосіб полягає у вилученні міді із руди шляхом її вилуговування (наприклад, слабкими розчинами сірчаної кислоти) і подальшого виділення металевої міді з розчину. Цей спосіб, який використовують для переробки бідних окислених руд, не

отримав широкого розповсюдження в вітчизнчній промисловості.

Отримують мідь із сульфідних руд у основному пірометалургійним способом. Процес одержання міді із руди включає:

- збагачення і випалення руди;
- виплавляння напівпродукту - штейну, з якого одержують чорнову мідь;
- рафінування - очищення від домішок чорнової міді.

Основні технологічні процеси та агрегати для отримання міді.

Схема отримання міді наведена на рис. 5.1.

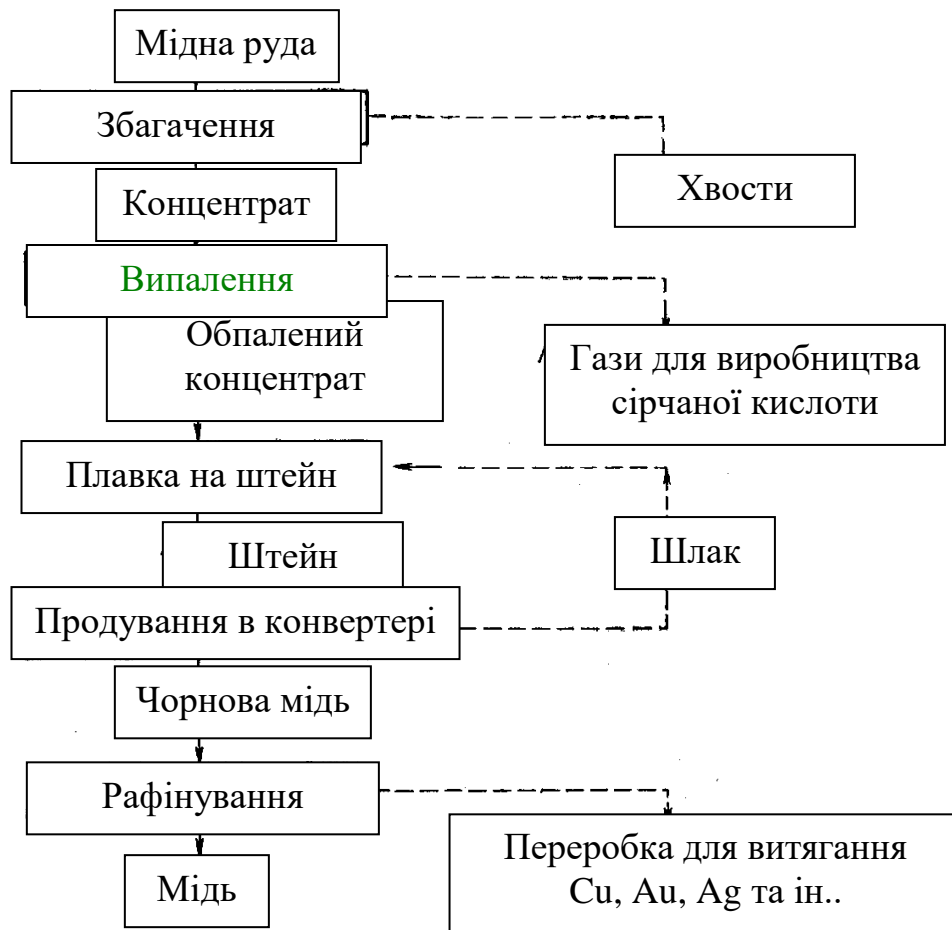


Рис. 5.1. Спрощена схема пірометалургійного виробництва міді [15].

Збагачують мідні руди методом флотації (для отримання концентрату, що містить 10 - 35 % мідь), заснованим на різному змочуванні водою сполук міді та пустої породи. У флотаційній машині подрібнена руда, вода та флотаційні реагенти (наприклад, смерекова олія) утворюють пульпу. Флотаційні реагенти адсорбуються на частинках руди у вигляді погано змочуваної водою півки. При продуванні пульпи бульбашки повітря концентруються на

поверхні цих частинок і піднімають їх наверх, утворюючи шар піни, а змочувана водою пуста порода осідає на дно ванни. Після фільтрації і сушіння зібраної піни утворюється концентрат з масовою часткою міді 15-35 %. Флотація заснована на різному змочуванні водою частинок, що містять метал і частинок пустої породи. У ванну флотаційної машини (рис. 5.2) подають пульпу — суспензію з води, тонко подрібненої руди (0,05 - 0,5 мм) і спеціальних реагентів, утворюючих на поверхні метало утримуючих частинок плівки, не змочувані водою. В результаті енергійного перемішування і аерації навколо цих частинок виникають пухирці повітря. Вони спливають, витягуючи з собою частинки, що містять метал і утворюють на поверхні ванни шар піни. Частинки пустої породи, змочувані водою, не спливають і осідають на дно ванни.

З піни фільтрують частинки руди, сушать їх і одержують рудний концентрат, що містить 10—35 % мідь. При обробці комплексних руд застосовують селективну флотацію, послідовно виділяючи частинки, що містять різні метали. Для цього підбирають відповідні флотаційні реагенти.

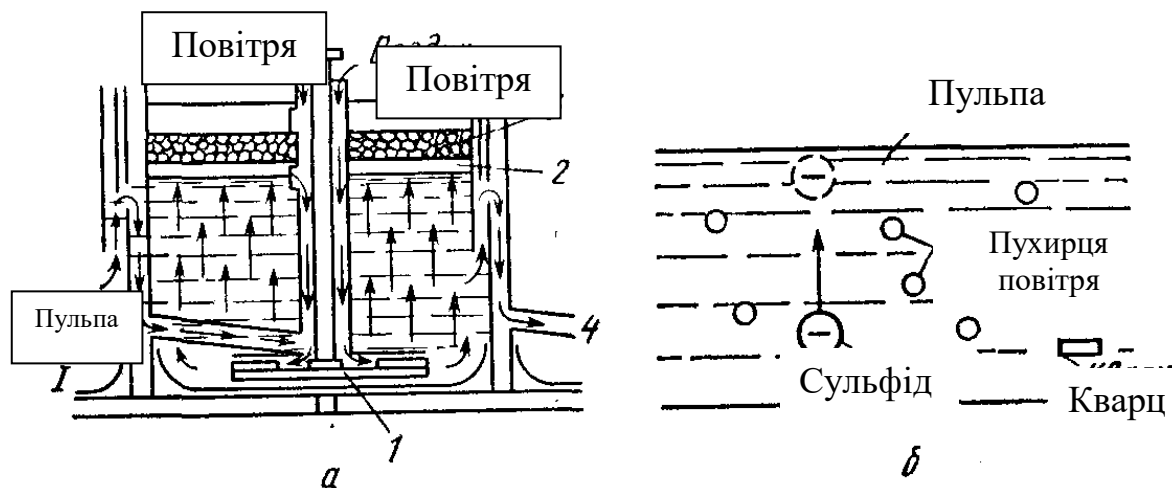


Рис. 5.2. Схема флотації [16]:

а — принципова схема механічної флотаційної машини;

б - схема спливання частинок;

1 - мішалка з лопатями; 2 - перегородка; 3 - шар мінеральної піни; 4 - отвір для видалення хвостів порожньої породи; I — зона перемішування і аерації

Важливою операцією у одержанні міді з сульфідних руд є випалювання руди або концентрату для видалення надлишку сірки (перетворення її під дією кисню повітря в сірчистий ангідрид SO_2) та окислення сульфідів і заліза. За рахунок цієї реакції піч нагрівається

до температури 600-700 °С. Випалюють концентрат при температурах 750-850 °С в повітряній атмосфері. Прогресивним є випалювання у "киплячому" шарі. Концентрат завантажують у піч крізь вікно 3 (рис. 5.3).

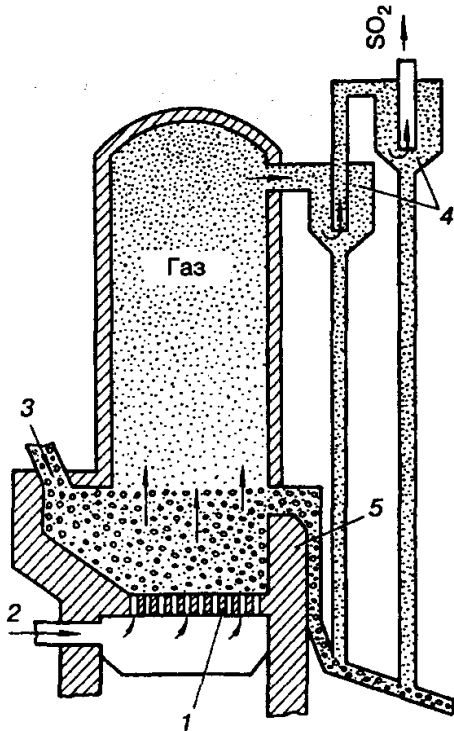


Рис. 5.3. Схема печі для обпалювання концентрату в "киплячому" шарі [1].

Знизу в піч каналом 2 крізь отвори в піддоні 1 надходить повітря. Тиск повітря встановлюється таким, щоб частинки концентрату були в завислому ("киплячому") стані. Випалений концентрат "переливається" через поріг печі 5 у вигляді огарка. Сірчисті гази, що відходять, очищають у циклонах 4 і направляють в сірчано-кислотне виробництво.

Штейн виплавляють із концентрату в полуменових відбивних печах (рис. 5.4).

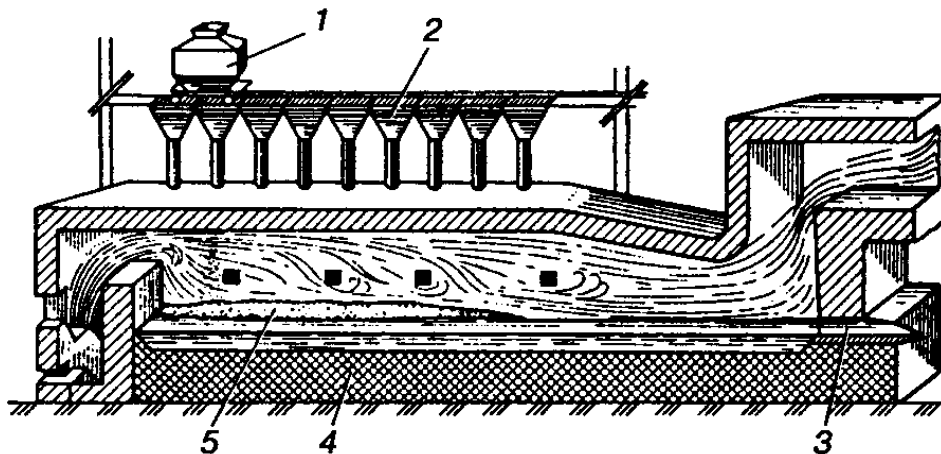
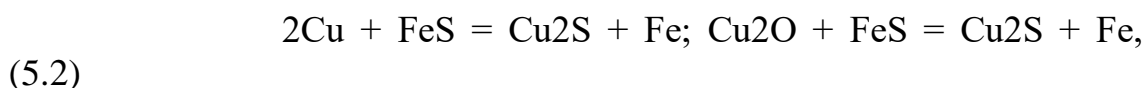


Рис. 5.4. Схема полуменевої відбивної печі для плавлення мідних концентратів [1].

Такі печі будують завдовжки 40 м, місткістю шахти 100 т і більше. Опалюють піч мазутом, пилом вугілля або газом. Максимальна температура в головній частині печі 1550 °С поступово зменшується до хвостової частини до 1250-1300 °С. Шихту 5 завантажують на під 4 вагонеткою 1 крізь отвори в склепінні 2. Під час плавки сульфід міді Cu_2S реагує з оксидом Cu_2O і утворюється мідь:



Мідь, що утворилась, і оксиди, що залишилися, реагують з сульфідом заліза:



У результаті цих реакцій на поді печі скупчується і по льотці 3 стікає у ківш розплавлений мідний штейн - сплав сульфідів Cu_2S , FeS , сульфідів металів-домішок та оксиду Fe_3O_4 з масовою часткою 20-45 % Cu , 20-40 % Fe , до 25 % S та домішки Au , Ag , Zn , Ni тощо. Одночасно в печі утворюється шлак, в якому збираються оксиди, розчинені в розплавленому силікаті заліза.

Останнім часом для плавлення концентратів застосовують електричні печі і плавлення в киплячому стані, що дає змогу підвищити продуктивність процесу майже втричі порівняно з полуменевою відбивною піччю і зменшити енергозатрати на 30 %.

Чорнова мідь утворюється при продуванні розплавленого

штейну повітрям у конвертері (рис. 5.5) - горизонтально розташованій посудині з листової сталі завдовжки 5 - 10 м і діаметром 3-4 м, футерованій магнезитовою цеглою.

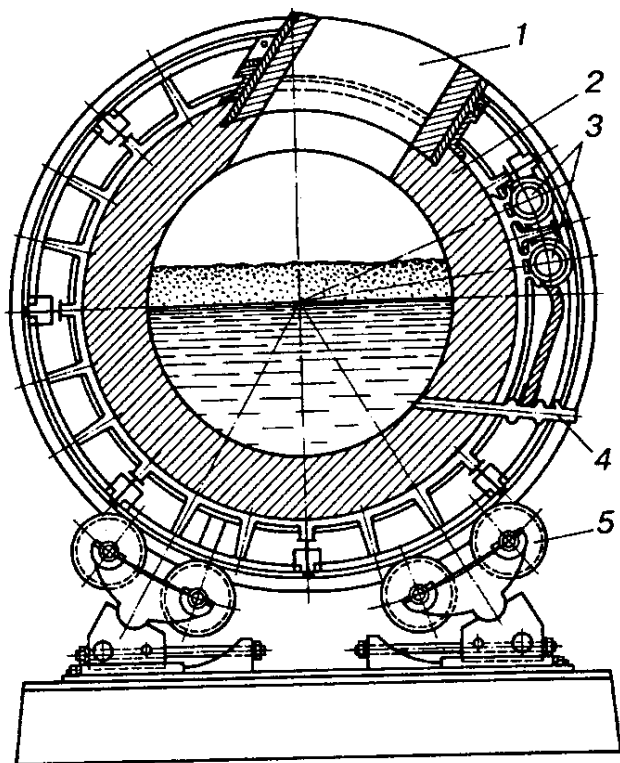
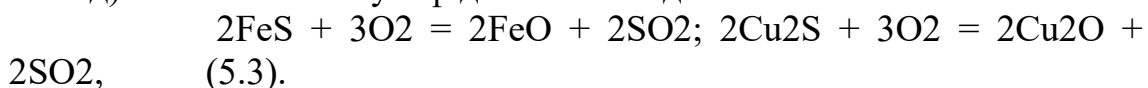


Рис. 5.5. Схема конвертера для одержання чорнової міді [1].

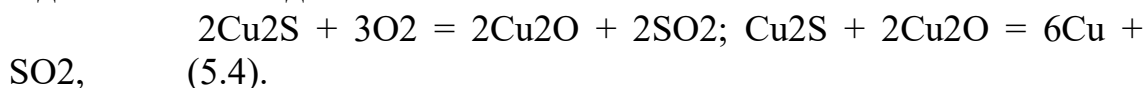
Повітряне дуття підводиться трубами 3 і подається всередину конвертера 2 крізь 40-50 фурм 4, розміщених по його твірній. Для заливання штейну в горловину 1 і виливання продуктів плавлення конвертер повертають на роликах 5. Процес продування відбувається при температурі 1200 - 1300°C, яка підтримується за рахунок тепла хімічних реакцій.

Конвертування проходить за два періоди. У першому періоді (5-25 год) окислюються сульфіди заліза і міді:



Оксид заліза FeO зв'язується флюсом - кремнеземом SiO₂ і виділяється в шлак 2FeO·SiO₂.

У другому періоді (2-3 год) окислюються сульфіди міді та відновлюється мідь:



Виплавлену мідь називають чорною тому, що вона містить до 1,5 % домішок. Для очищення домішок чорнову мідь піддають вогне-

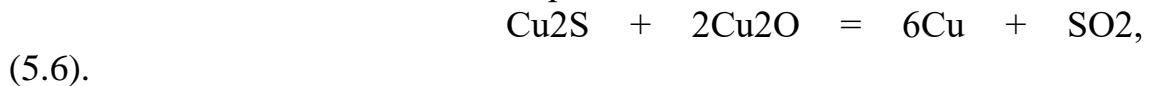
вому і електричному рафінуванню.

Рафінування міді.

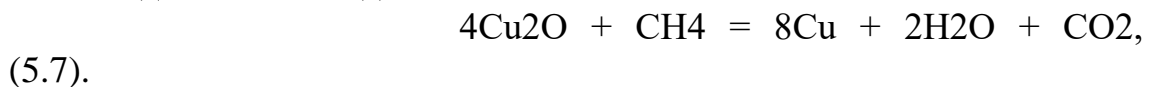
Вогневе рафінування полягає в окисленні домішок у відбивних печах при продуванні чорної міді повітрям. При цьому кисень повітря сполучається з міддю і утворює оксид Cu_2O , який потім реагує з домішками металів (Me) за реакцією



Одночасно окислюється і сірка:



Після цього мідь розкислюють - відновлюють Cu_2O , перемішуючи природним газом CH_4 . Вуглеводи сприяють видаленню газів і відновленню міді:



Після вогневого рафінування чистота міді досягає 99,7 %. Із неї відливають чушки для одержання сплавів або плити для електролітичного рафінування.

Електролітичне рафінування застосовують для одержання міді чистотою 99,95 %. Електроліз проводять у спеціальних ваннах (рис. 5.6).

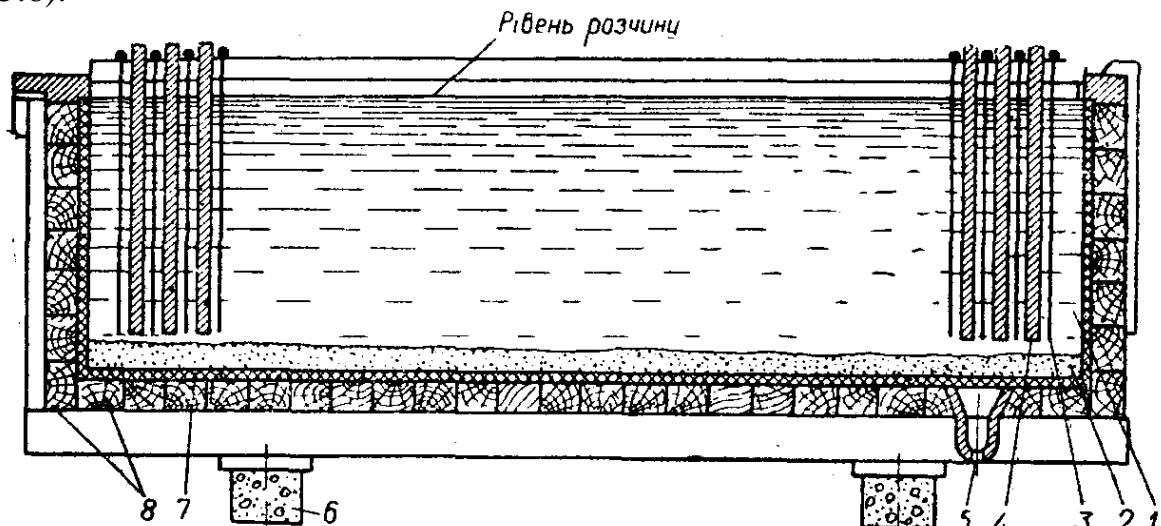


Рис. 5.6. Схема електролітичної ванни для рафінування міді [13].

Електролізна ванна (рис. 5.6) - це довгий прямокутний резервуар, наповнений 12 - 16%-ним водним розчином 1 мідного купоросу ($\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$) в сірчаній кислоті, в якій підвішено поперемінно аноди 4 і катоди 3. Корпус ванни 8 виготовляють з дерева або бетону, зсередини викладають шаром пластмаси 7 і

встановлюють на скляні ізолятори 6. Анодами є плити з чорної міді вагою 200 - 250 кг, а катодами - тонкі (0,5 - 0,7 мм) листи електролітичної міді. Під час пропускання електричного струму крізь ванну анод розчиняється і на катоді осаджуються іони міді. Протягом 10 - 12 днів на катоді осаджується до 100 кг електролітичної міді. Катодні пластини потім переплавляють у печах і розливають у зливки потрібного перерізу. При електролізі частина домішок, що є в аноді, розчиняється і переходить у розчин, а деякі домішки (золото, срібло) не розчиняються та осаджуються на дні ванни у вигляді шламу 2. Крізь отвір 5 шлам періодично випускають з ванни і піддають подальшій обробці для виділення з нього благородних металів у чистому вигляді.

Анодами є пластини з чорної міді розміром 1 x 1 м завтовшки 50 мм, катодами - листи завтовшки 0,5 мм з чистої міді, електролітом - водяний розчин сірчаної кислоти і сірчаної кислоти міді. При проходженні струму напругою 2-3 В і густиною 100-400 А/м² анод розчиняється, мідь переходить в розчин у вигляді катіонів, які потім розряджаються на катодах і відкладаються шаром чистої міді. При цьому домішки осідають на дно ванни у вигляді шламу. Іноді в шламі міститься до 35 % Ag, 6 % Se, 3 % Fe, 1 % Au та інші цінні елементи. Тому шлами переробляють з метою вилучення цих елементів.

Маркування міді. Первинну мідь поставляють таких марок: M00 (99,99 % Cu), M0 (99,95 % Cu), M1 (99,9 % Cu), M2 (99,7 % Cu), M3 (99,5 % Cu).

Техніко-економічні показники виробництва міді.

Вихід шлаків на 1 т виплавленої міді становить 10-30 т.

Виробництво алюмінію

Алюміній - найпоширеніший метал у земній корі. Його масова частка становить 8,8 %. Алюмінієвими рудами є боксити, нефеліни, апатити та алуніти. Алюміній міститься в них у вигляді глинозему Al₂O₃, його гідратів Al₂O₃·nH₂O та інших сполук. Уперше отримав алюміній в чистому вигляді датський учений Ганс-Крістіан Ерстед у 1825 р.

Основною промисловою сировиною для одержання алюмінію є боксити. До їх складу може входити до 60 % Al₂O₃; 13 % SiO₂; 23 % Fe₂O₃; 10 % TiO₂. Алюміній у них міститься у вигляді гідроксидів Al₂O₃·n H₂O. Первинний алюміній добувають із глинозему Al₂O₃ електролізом, а вторинний - із металобрухту.

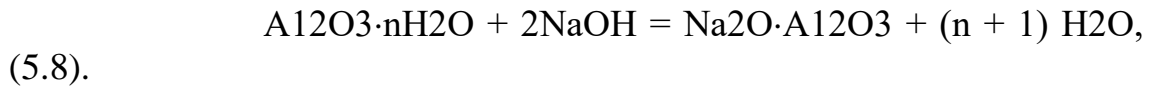
Сумарне виробництво алюмінію (первинного і вторинного) у 1990 р. було понад 21 млн. т. Найбільшими виробниками первинного

алюмінію є США, Канада, Австралія, Бразилія і КНР. Україна виробляє щорічно близько 0,1 млн. т первинного алюмінію. В електротехніці алюміній йде на виготовлення кабелів, шинопроводів, конденсаторів.

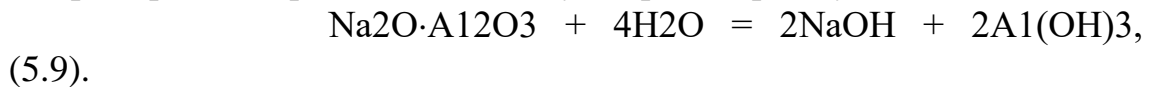
Виробництво алюмінію складається з двох процесів: виділення глинозему з руди і його електроліз.

Технологічні особливості отримання алюмінію із руд.

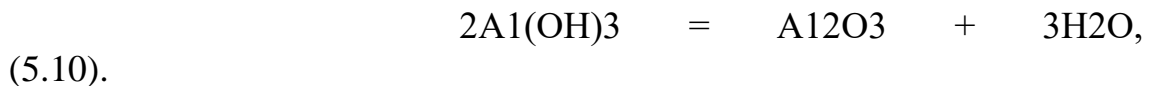
Глинозем одержують з бокситів в основному лужним способом. Для цього подрібнений боксит піддають вилуговуванню в автоклавах при температурі 100-250 °С у концентрованому розчині лугу NaOH:



Добре розчинений алюмінат натрію $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ залишається у розчині, а домішки (оксиди заліза, титану та ін.) випадають у осад. Відфільтрований розчин алюмінату натрію гідролізують:



Гідроксид алюмінію $\text{Al}(\text{OH})_3$ випадає в осад. Його прожарюють при температурі 1200 °С в трубчастих обертових печах і дістають глинозем:



Основні технологічні процеси і агрегати отримання алюмінію.

Електроліз глинозему. Утворений глинозем розчиняють у кріоліті - фториді натрію та алюмінію і піддають електролізу в електролізерах. За конструкцією електролізери бувають різні. Найпоширеніші електролізери з самообпалювальними анодами (рис. 5.7). Ванна для електролізу має сталевий кожух 1, футерований шамотною цеглою 2 і вугільними блоками 3 і 12. У футеровку дна вмонтовані сталеві катодні шини 13. Анодами є вертикально розміщені вугільні електроди 9, занурені в розплав електроліту 4 ($\text{Na}_3\text{AlF}_6 + \text{Al}_2\text{O}_3$).

При проходженні струму напругою 4,0 - 4,5 В і силою 75 - 150 кА електроліт нагрівається до температури 930 - 950 °С. Частина електроліту утворює на боковій поверхні ванни захисний шар (гарнісаж), а на поверхні - кірку 10. На цю кірку періодично насипають чергову порцію глинозему 5.

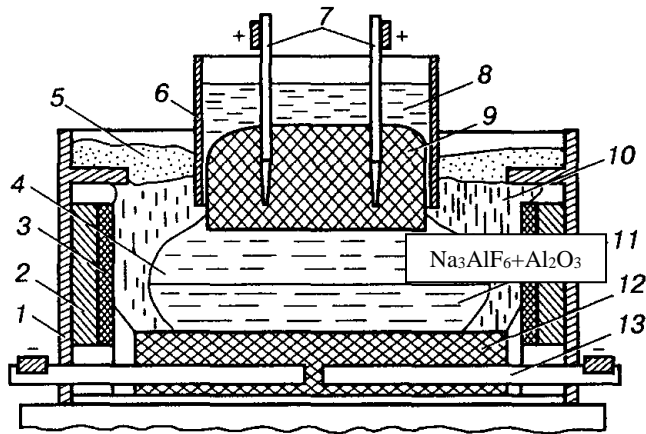
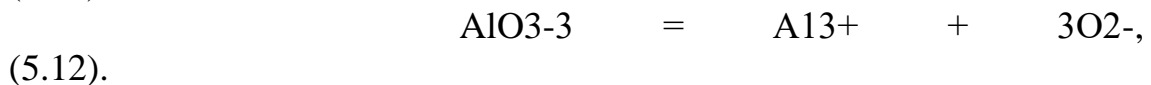
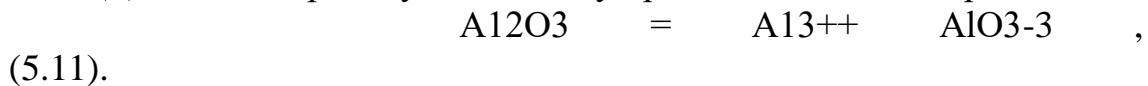


Рис. 5.7. Схема електролізера для виробництва алюмінію [1]:

1 - сталевий кожух; 2 - шамотна футеровка; 3 - вугільна футеровка; 4 - рідкий електроліт; 5 - глинозем; 6 - кожух анода; 7 - металеві стрижні; 8 - анодна маса; 9 - анод; 10 - кірка затверділого електроліту; 11 - рідкий алюміній; 12 - катодні вугільні блоки; 13 - катодні шини

Оскільки нижня частина анода 9 згоряє і він поступово опускається, потрібно нарощувати його верхню частину. Для цього в кожух 6 анода систематично завантажують анодну масу 8, яка плавиться за рахунок теплоти, що надходить з ванни, і потім коксується на поверхні анода, нарощуючи його.

Дисоціація кріоліту і глинозему проходить за такими реакціями:



Катіон Al^{3+} розряджається на катоді - дні ванни і утворює рідкий алюміній, а аніон O_2^{-} - на аноді. При цьому вуглець анода окислюється до CO і CO_2 . Рідкий алюміній раз в 1-2 доби зливають за допомогою сифона або вакуум-ковша. Продуктивність електролізера - близько 350 кг алюмінію на добу. Щоб добути 1 т алюмінію, треба витратити 15- 17 тис. кВт-год електроенергії.

Рафінування алюмінію полягає в продуванні рідкого металу хлором протягом 10-15 хв. Пароподібний хлорид алюмінію AlCl_3 , що утворюється, адсорбується на поверхні неметалевих домішок, які спливають у вигляді шлаку. Хлор також сприяє видаленню розчинених газів (O_2 , CO_2).

Після рафінування і відстоювання протягом 30-45 хв. алюміній досягає чистоти 99,85 %. При більш високих вимогах до алюмінію щодо чистоти, його піддають електролітичному рафінуванню. Такий

алюміній має чистоту до 99,99 %.

Маркування алюмінію. Первинний алюміній виготовляють: особливої чистоти А999 (99,999 % А1); високої чистоти - А995 (99,995 % А1), А99 (99,99 % А1), А97 (99,97 % А1), А95 (99,95 % А1); технічної чистоти - А85, А8, А7, А6, А5, А0 (99,0 % А1).

Техніко-економічні показники виробництва алюмінію.

Щоб отримати 1 т алюмінію, потрібно 16 600 кВт·год електроенергії; 1,9 т глинозему та 5,8 т сировини (бокситу) із вмістом 50 % $\text{Al}(\text{OH})_3$.

Виробництво титану та магнію. Титаномagneїва металургія та її особливості.

Титан відкрив в 1791 р. англійський аматор-мінералог У. Грегор, хоч промислове його виробництво розпочалося тільки в 50-х рр. 20 ст. Титан використовують для легування сталей, для виготовлення твёрдосплавних інструментальних матеріалів, для виробництва титанових білил та емалей тощо. Сплави титану мають найбільшу питому (віднесена до маси) міцність, високу жароміцність і корозійну стійкість, а їх температура плавлення перевищує 1650 оС. Завдяки цим властивостям вони знайшли широке застосування в авіаційній техніці, ракетобудуванні, суднобудуванні та хімічному машинобудуванні.

Виробництво титану

За масовою часткою у земній корі (0,61 %) титану належить четверте місце після алюмінію, заліза та магнію. Відомо близько 60 мінералів титану, з них найбільше промислове значення мають ільменіт $\text{FeO}\cdot\text{TiO}_2$, рутил TiO_2 , сфен (титаніт) $\text{CaO}\cdot\text{TiO}_2\cdot\text{SiO}_2$.

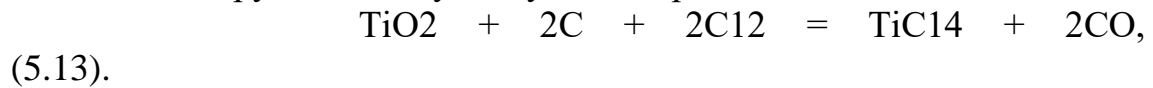
Важливим джерелом ільменіту є титаномagneїтові залізні руди - суміші ільменіту з магнетитом Fe_3O_4 і частково з гепатитом Fe_2O_3 . Після гравітаційного і магнітного збагачення цих руд дістають концентрат з масовою часткою до 40 % TiO_2 , 50 % оксидів заліза та до 8-10 % інших оксидів.

Відомо кілька способів виробництва титану. Частіше для цього застосовують відновлення за схемою, наведеною на рис. 5.8.

За цією технологією концентрат шихтують з коксом, брикетують і переплавляють в електропечі. В результаті плавки відновлюються оксиди заліза і утворюється чавун з 2,5-3,0 % С та невеликою кількістю (0,4-0,9 %) Si і Mn. Оксиди титану та силіцію утворюють шлак з масовою часткою 65 - 85 % TiO_2 , 10 - 15 % SiO_2 та інших оксидів. Цей шлак піддають хлоруванню - обробці в хлораторі розплавленими хлоридами MgCl_2 , KCl , NaCl . Хлор надходить у

хлоратор через ряд фурм (рис. 5.9). Кожух 1 хлоратора виготовляють з листової сталі і футерують зсередини фасонною динасовою цеглою 2 з шамотним термоізоляційним шаром. Крізь бункер 6 у хлоратор завантажують брикети 5 пресованої суміші титанового концентрату і деревного вугілля (або графіту). Знизу, крізь патрубок 4, у хлоратор надходить хлор. Процес хлорування відбувається при температурі 800 - 850° С.

Хлоратор нагрівається за допомогою нагрівальних графітових елементів опору 3. У ньому відбувається реакція



Пари чотирихлористого титану TiCl_4 , що утворюються, трубопроводом 7 надходять у пилоочисник 8, а потім - у конденсатор 9, де перетворюються на рідину. Рідкий чотирихлористий титан після відстоювання надходить на дальше очищення — фільтрацію та дистиляцію.

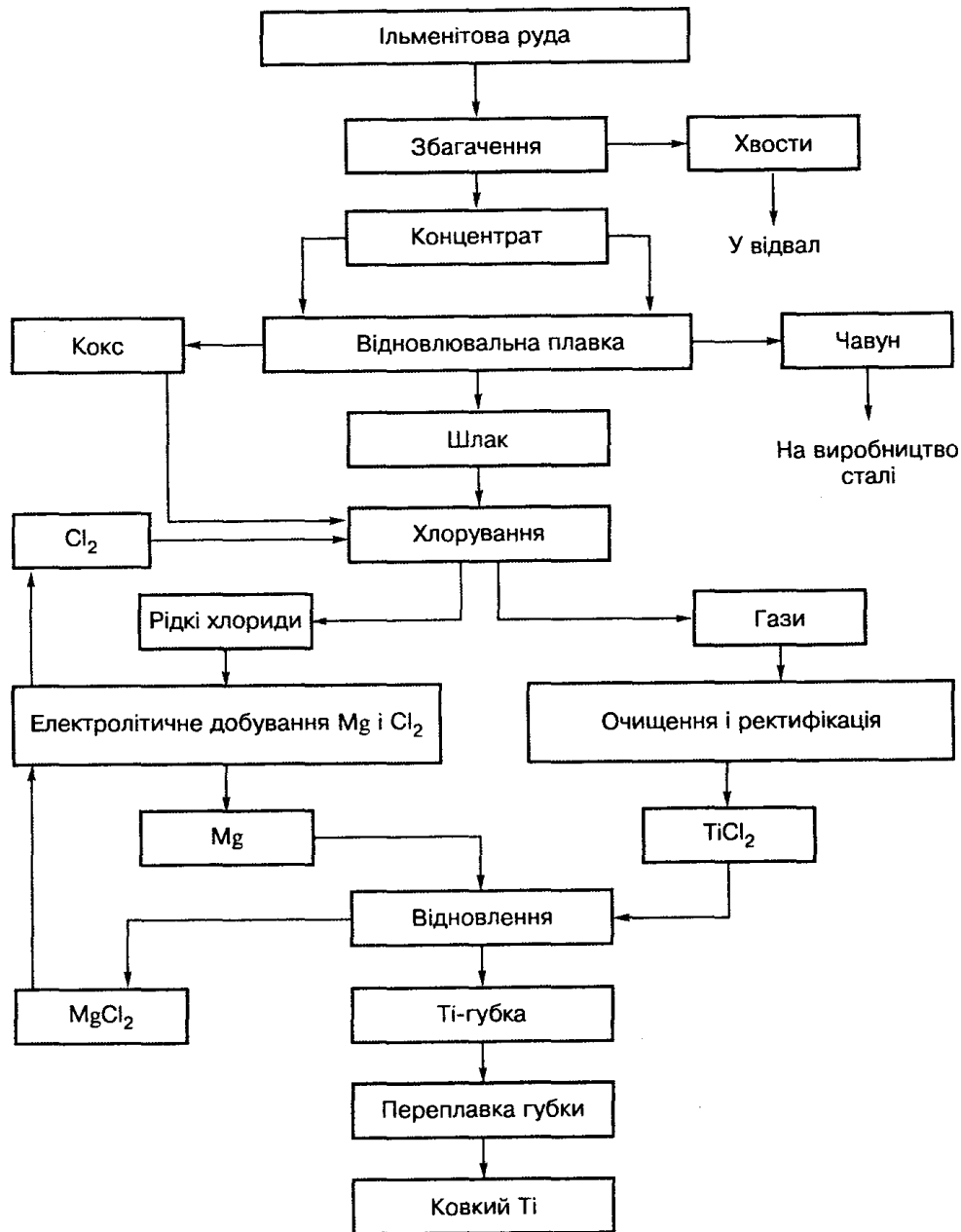


Рис. 5.8. Загальна схема виробництва титану [1].

Отримання металевого титану. З очищеного чотирихлористого титану відновлюють металевий титан. Цей процес ведуть у спеціальних ретортах (рис. 5.9, б). У стальний стакан 17 корпуса 11 реактора завантажують чушковий магній, герметично закривають кришкою 14, відкачують повітря з реактора і заповнюють його очищеним аргоном. Потім за допомогою електронагрівача 12 реактор нагрівають до температури 800 - 850° С і подають у нього по трубі 13 чотирихлористий титан. Процес відновлення титану відбувається за реакцією:

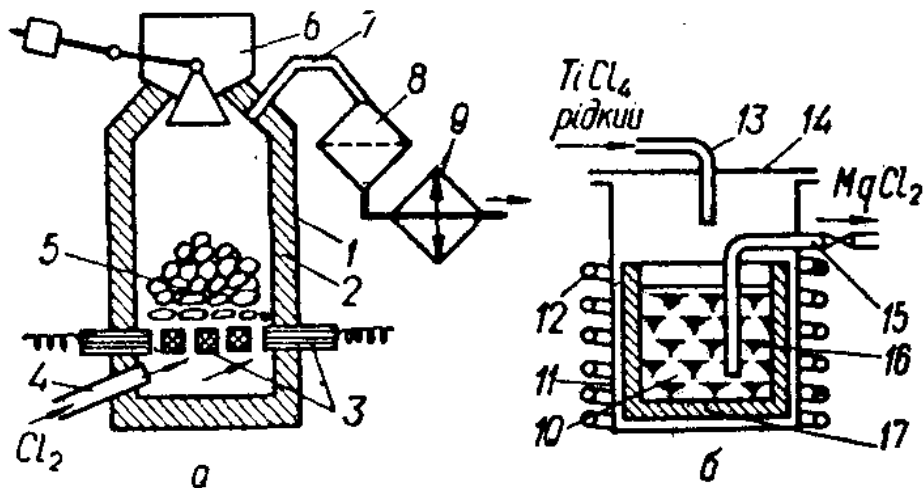
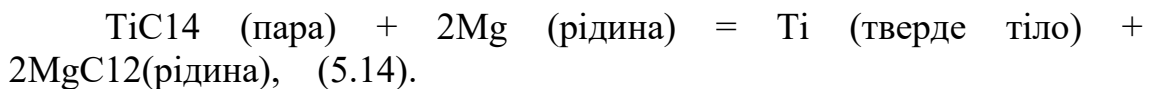


Рис. 5.9. Схема виробництва титану [13].



Металевий титан виділяється у вигляді губки 16, а хлористий магній 10 відкачується вакуум-насосом крізь трубопровід 15. Після закінчення процесу реактор охолоджують і виймають стакан з титановою губкою.

Губка містить значну кількість шкідливих домішок, тому її очищають вакуумною дистиляцією. Для цього стакан з нею вміщують в апарат, де утворюється вакуум і одночасно здійснюється нагрівання до температури 900 - 950° С. Це забезпечує видалення з пор губчастої маси залишків металевого й хлористого магнію. Після охолодження апарата стакан виймають і титанову губку відправляють на механічне дроблення. Подрібнену губку обробляють металокерамічним або іншими методами плавлення для того, щоб мати компактний титан. Суть металокерамічного методу виплавлення компактного титану полягає в тому, що титанові порошки пресують у заготовки, а потім спікають у вакуумній печі при температурі 1050 - 1100° С. Компактний титан дістають також плавленням губки в електричних дугових печах з нейтральною атмосферою в середовищі аргону або у вакуумі. З цією метою застосовують електродугові печі двох типів: а) з постійним вольфрамовим електродом; б) з пресованим плавким електродом із титанової губки.

На рис. 5.10 подано схему електродугової печі для плавлення титану з постійним вольфрамовим електродом, що охолоджується водою. В інтенсивно охолоджуваній водою мідний тигель 10 з

бункера 4, герметично закритою кришкою 5, за допомогою вібратора 3 завантажується титанова губка. Тигель і вольфрамовий електрод 1 уміщено в герметичний металевий корпус, який крізь патрубок 7 заповнюється аргоном або може перебувати під вакуумом.

Вольфрамовий електрод кріплять за допомогою гнучкого сильфона 6. За рахунок тепла електричної дуги, яка горить між титановою губкою та неплавким електродом тигель поступово заповнюється розплавленим титаном і в ньому утворюється зливоч. Піч обладнано надійною електроізоляцією 2, 8 і герметизовано за допомогою гумових прокладок 9.

Принципіальна схема електродугової печі з плавким електродом аналогічна розглянутій. Проте в ній в якості електроду застосовують спресований з титанової губки стержень, який плавиться під дією електричної дуги, що горить між ним і титановою губкою. Рідкий титан, який утворюється від плавлення електроду та самої губки, кристалізується, утворюючи зливоч.

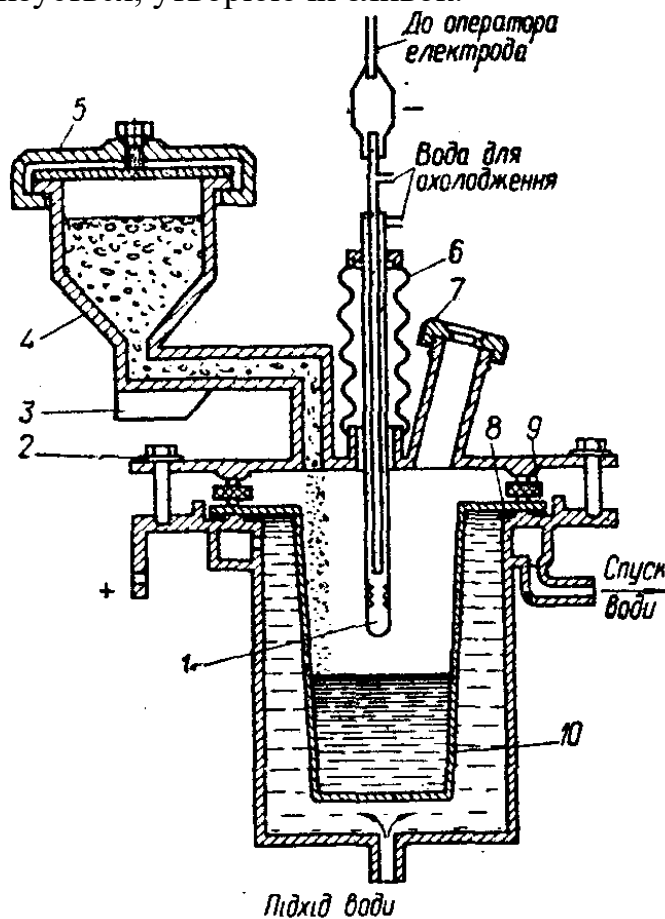


Рис. 5.10. Схема електричної дугової печі для плавлення титану [13].

В даний час зливки титану виготовляють переважно методом вакуумного плавлення в електродугових печах з мідними тиглями і пресованими електродами. Проте цей метод плавлення титанової губки технічно складний, оскільки виготовлення пресованих електродів - трудомістка та дорога операція.

Останнім часом починають застосовувати й інші методи плавлення титану — плавлення в електричних печах з високочастотним нагріванням; електрошлакове переплавлення титану, розроблене в Інституті електрозварювання ім. Є.О. Патона АН УРСР; плавлення титану електронним променем. Широке впровадження нових, більш прогресивних методів дасть змогу виплавляти компактний титан з більш високими фізико-хімічними властивостями.

Губчастий титан виплавляють марок ТГ90, ТГ100-ТГ150, де число визначає твердість губки за Бринеллем.

Маркування титану. Технічний титан, одержаний переплавою губки і відходів: ВТ1-00 (99,53 % Ti), ВТ1-0 (99,46 % Ti).

Отримання злитків титану.

Плавлення титану пов'язане з певними труднощами, оскільки в рідкому стані він реагує з усіма вогнетривами, а при високих температурах взаємодіє навіть з азотом. У зв'язку з цим електродугове плавлення титанової губки здійснюють у водоохолоджуваному герметичному мідному циліндрі - виливниці, яку на час плавлення вакуумують. Наявність вакууму не лише запобігає окисації титану, але й сприяє його очищенню від домішок (водню, вологи, магнію, хлористого магнію).

Іноді для отримання зливок використовують роздрібнену титанову губку. Тоді дуга горить між розплавленим металом і графітовим або вольфрамовим електродом, який піднімається в міру наповнення виливниці. Щоб отримати високоякісний злиток, плавлення повторюють двічі. Друге плавлення відбувається у виливниці більшого діаметра з огляду на те, що електродом слугує зливка першого плавлення. Чистота титану після другого плавлення становить 99,6 - 99,7 %, маса отриманого зливка від 500 до 5000 кг. Зливки використовують для вальцювання, кування або штампування. Під час отримання сплавів титану легуючі елементи (алюміній, марганець, ванадій) додають до губки, що йде на перше плавлення. У результаті дворазового переплаву згадані елементи рівномірно розподіляються по зливку.

Виробництво титану й магнію здійснюють на одному заводі, оскільки хлористий магній, що є побічним продуктом при виробництві титану, слугує основним продуктом під час виробництва

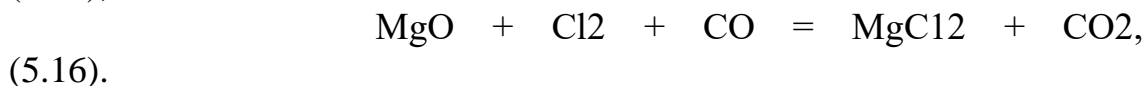
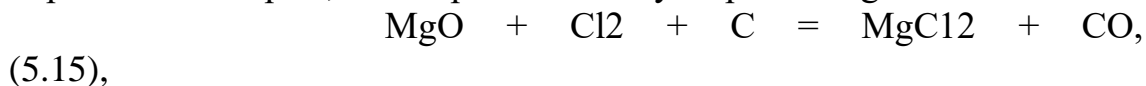
магнію. Водночас хлор з виробництва магнію використовують для хлорування титану.

Виробництво магнію.

Масова частка магнію в земній корі 2,4 %. Рудами магнію є карналіт $MgCl_2 \cdot KCl \cdot 6H_2O$, магнезит $MgCO_3$, доломіт $MgCO_3 \cdot CaCO_3$, бішофіт $MgCl_2 \cdot 6H_2O$.

Найпоширенішим способом виробництва магнію є електролітичний. Він складається з двох процесів - виробництва хлориду магнію $MgCl_2$ і його електроліз.

Основною сировиною для виробництва магнію є карналіт ($MgCl_2 \cdot KCl \cdot 6H_2O$). З метою збагачення карналіт обробляють гарячою водою. При цьому хлориди $MgCl_2$ і KCl переходять у розчин, з якого при охолодженні отримують кристали штучного карналіту. Для видалення вологи штучний карналіт обпалюють в обертових або з "киплячим" шаром печях і плавлять в хлораторах, щоб зменшити вміст оксиду MnO в безводному карналіті. Магнезит і доломіт спочатку обпалюють, а потім піддають хлоруванню в присутності вуглецю і одержують хлорид магнію $MgCl_2$. Подрібнивши руди, їх перемішують з графітом, пресують у брикети і завантажують в електропіч, де при температурі 800 - 900° C обробляють хлором, що й приводить до утворення $MgCl_2$:



Електроліз хлориду магнію проводять у футерованих шамотом електролізерах, які складаються з ряду комірок з вугільним анодом 4 (рис. 5.11) і двома катодами у вигляді сталевих пластин 2. У верхній герметизованій частині комірки анодний простір відокремлений від катодного шамотною перегородкою 1 для збирання і відведення хлору.

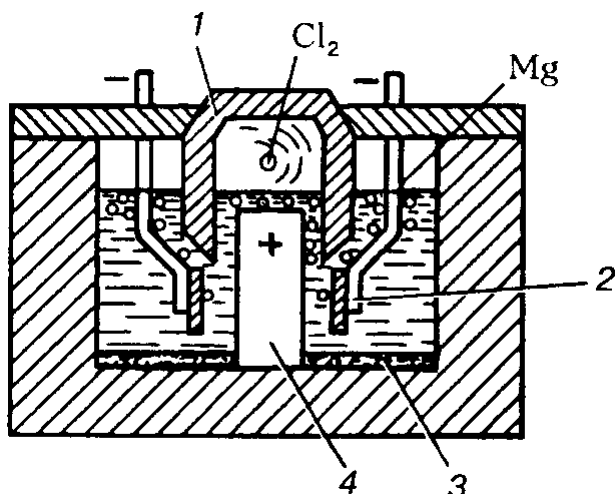


Рис. 5.11. Схема електролізера для одержання магнію [1]:
 1 - перегородка; 2 - сталеві катоди; 3 - шлам; 4 - графітовий анод.

Електролітом для виробництва магнію є розплав солей $MgCl_2$, $CaCl_2$, $NaCl$, KCl з добавкою NaF і KF . Електроліз ведуть при температурі $720^{\circ}C$, електричній напрузі близько 3 В і силі електричного струму 30 - 50 кА. Витрата електроенергії для виробництва 1 т магнію становить 15 - 17кВт·год. Іони магнію, що утворюються при електролізі, розряджаються на катодних пластинах 2, збираються в краплі й спливають на поверхню електроліту. Рідкий магній періодично видаляють вакуум-ковшом. Іони хлору розряджаються на аноді, виходять на поверхню під перегородкою 1 і відкачуються насосом. На дні ванни утворюється шлам 3.

Рафінування магнію. Чорновий магній містить до 2-5 % різних домішок, тому в більшості випадків його піддають рафінуванню - переплавці з флюсами, до складу яких входять хлориди магнію, барію, калію, натрію тощо. Переплавку ведуть в електропечах при температурі $720^{\circ}C$ протягом 0,5 - 1 год. Перемішування розплаву сприяє розчиненню домішок у флюсі, спливанню та переходу в шлак. Чистота рафінованого магнію досягає 99,9%.

Більш глибоке очищення магнію можна здійснити його сублимацією у вакуумі. Магній-сирець 8 (рис. 5.12) завантажують у сталеву реторту 4, яка герметично закривається кришкою 2. У верхній частині реторти встановлено кільцеву камеру 3. Кришка і кільцева камера охолоджуються проточною водою. Розрідження в порожнині реторти утворюється за допомогою вакуум-насоса, з'єданого з ретортою трубкою 1. Нижня частина реторти є сублиматором. Її встановлено в нагрівнику - спіраль-опора 6, вміщена в теплоізоляції 7. Під час проходження електричного струму нижня частина реторти

нагрівається до температури 600 °С. Внаслідок цього в умовах глибокого вакууму в нижній частині реторти утворюється пара з магнію, яка проникає по кільцевій щілині між стінкою реторти й екраном 5 у зону конденсації. Тут пара, стикаючись із більш холодними стінками реторти (з температурою 450 - 500 °С), осідає на них у вигляді кристалів магнію 9. Після рафінування магній переплавляють і розливають у зливки.

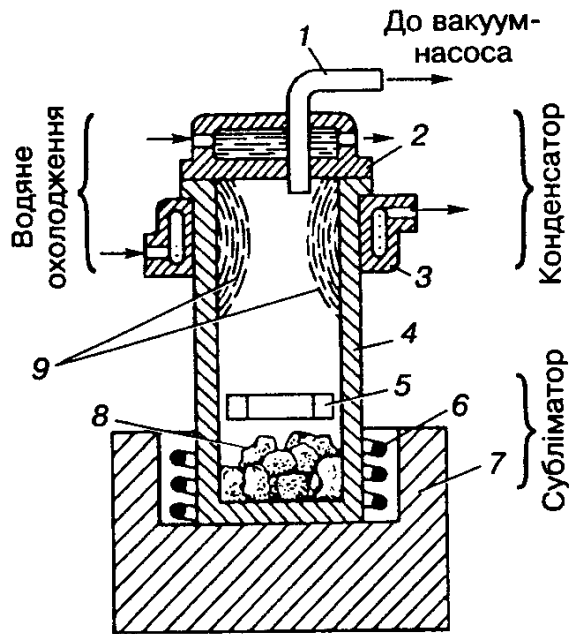


Рис. 5.12. Схема установки для рафінування магнію сублімацією [13].

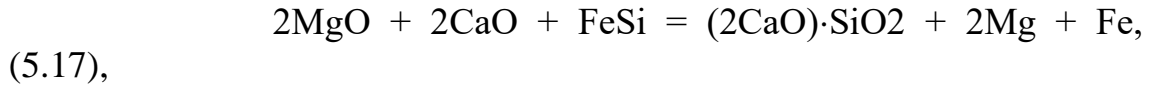
Магній можна одержати також термічним способом - відновленням його оксиду MgO вуглецем, силіцієм або феросиліцієм при високих температурах та відносно глибокому вакуумі.

Виробництво магнію електролітичним способом складне і потребує великих затрат електроенергії. Тому в промисловості частіше вдаються до більш простого способу — термічного.

Виробництво магнію термічним способом. Є кілька варіантів термічного способу, які відрізняються типом відновника, сировиною і технологічним обладнанням. Проте найбільш поширені силікотермічний і карбідотермічний способи.

Силікотермічний спосіб виробництва магнію — це відновлення його з окису за допомогою кремнію, яке ведуть в ретортних печах (рис. 5.13) у вакуумі при температурі 1150 - 1200° С. Шихту, що складається з брикетів 9, спресованих із суміші магnezиту (або доломіту) і феросиліцію, завантажують у реторту 1, виготовлену з нержавіючої сталі. Потім головку реторти щільно закривають

кришкою 5. Вакуум-насосом крізь патрубок 4 з реторти відсмоктується повітря й утворюється розрідження 13 н/м² (0,1 мм рт. ст.). Реторта, встановлена в торцевій стінці 2 печі, нагрівається за рахунок спалювання газу, рідкого палива або за допомогою електричного струму. Внаслідок нагрівання шихти в умовах глибокого вакууму магній відновлюється за реакцією



а потім сублимується, і пари його надходять у зону конденсації, яку утворює водоохолоджувана камера 3. Тут вони, стикаючись з більш холодними стінками сталюого рознімного циліндра 6, осаджуються у вигляді кристалів 7. Екран 8 захищає зону конденсації від нагрівання за рахунок випромінювання розжареної шихти. Після закінчення робочого циклу рознімний циліндр з кристалами магнію витягають з реторти, магній переплавляють і розливають у зливки.

Карбідотермічний спосіб полягає у відновленні магнію з його окису карбідом кальцію. Брикети, виготовлені з окису магнію і карбиду кальцію, завантажують у ретортну піч (рис. 5.13) і в умовах глибокого вакууму нагрівають до температури 1150 - 1200° С. Відновлення магнію відбувається за реакцією

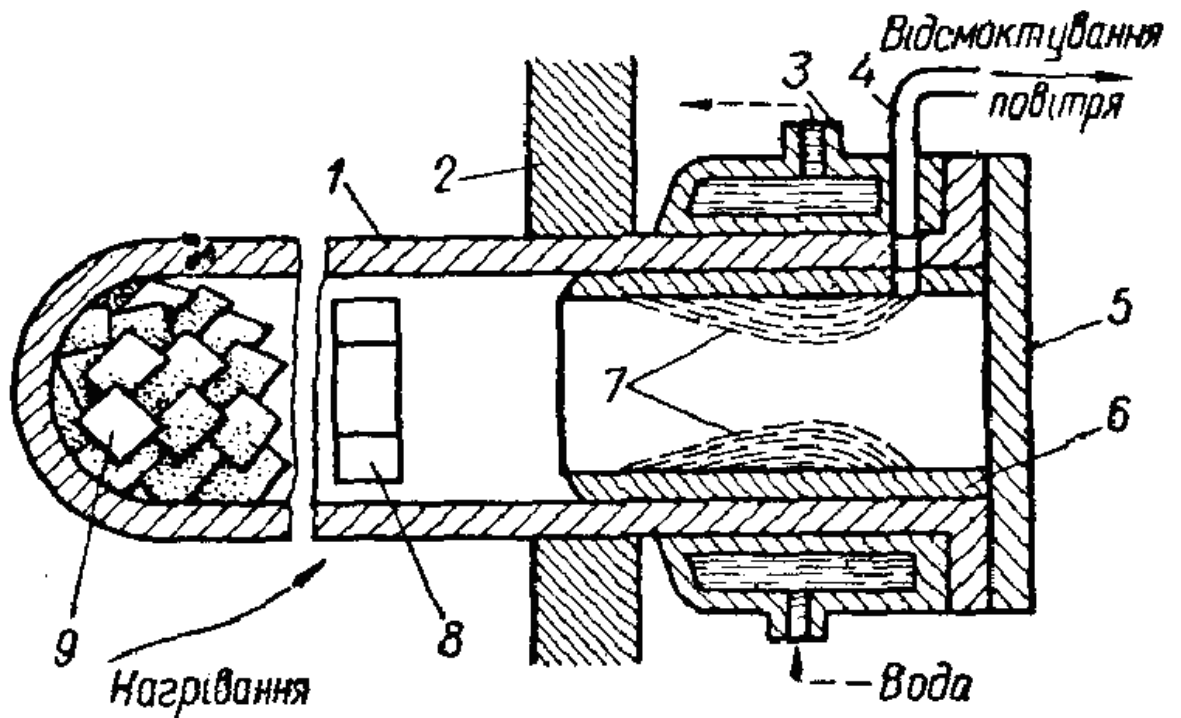
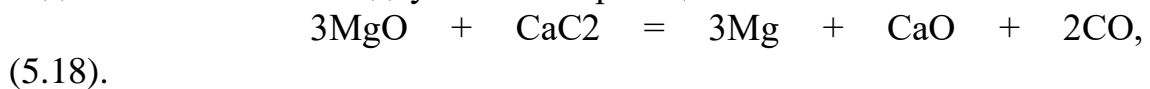
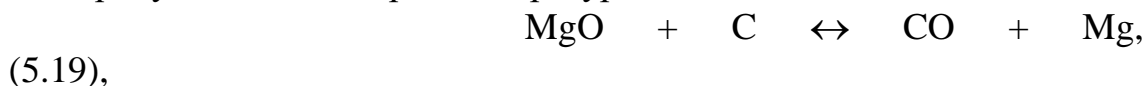


Рис. 5.13. Схема ретортної печі [13].

Відновлений магній сублимується та конденсується у вигляді кристалів аналогічно до того, як це відбувається при силікотермічному способі.

Відновити магній з окису можна також за допомогою вуглецю в електродугових печах при температурі, вищій за 2000° С:



де магній одержують у пароподібному стані.

Термічний спосіб виробництва дає змогу мати магній безпосередньо із сировини за допомогою простих технологічних процесів і апаратури, а також дешевого палива. Тому його широко використовують у промисловості.

Маркування. Виплавляється первинний магній таких марок: Мг96 (99,96 % Mg), Мг95 (99,95 % Mg) і Мг90 (99,90 % Mg).

Лекція № 6.

Порошкова металургія.

Особливості та значення в сучасному машинобудуванні.

Порошкова металургія - це галузь, що охоплює виробництво порошків металів, їх сплавів і сполук, також неметалевими матеріалами (графіту, сажі) і одержання з них напівфабрикатів, заготовок або готових виробів. При цьому основний компонент таких матеріалів не доводять до плавлення.

Світове виробництво порошків металів (Fe, Cu, Ni, Co, Cr, W, Mo, V тощо) та їх сплавів, а також сполук (карбідів, боридів, силіцидів тощо) з частинками розміром від 0,1- 1,0 мкм до 1 мм перевищує на рік 1 млн. т за, а виробів з них- 550-600 тис. т. Щорічний приріст виробництва порошкової металургії становить в середньому 6-8 %, а іноді 15-20 %.

Метод порошкової металургії цінний насамперед тим, що дає змогу отримувати матеріали, які іншими методами отримати неможливо, наприклад, із металів зі значною різницею температури плавлення (W + Cu; W + Ag тощо), з металів і неметалів (бронза + графіт), з хімічних сполук (оксидів, карбідів, нітридів), матеріалів з певною заданою пористістю (підшипники ковзання, фільтри), з особливими електричними, магнітними та іншими властивостями.

Особливе місце серед порошкових матеріалів належить твердим сплавам. їх отримують із порошків карбідів WC, TiC, TaC з додаванням порошку кобальту. Вони мають велику твердість (85-92 HRA) і теплостійкість (900-1000 °С). Використовують їх переважно

для виготовлення різального інструменту, який працює при значних навантаженнях і швидкостях різання.

Порошкова металургія відзначається також мінімальними втратами (іноді до 10 разів) матеріалів при виготовленні виробів, дає змогу значно зменшити верстатний парк та кількість робітників. Тому цей метод є високоефективним також при виготовленні деталей загального машинобудування або побутового призначення, які отримують шляхом лиття та обробкою різанням. Такі вироби виготовляють з порошків сталі, бронзи, латуні та інших матеріалів. Їх, як і литво, можна додатково обробляти різанням, піддавати термічній обробці.

Технологія отримання порошкових (металокерамічних) сплавів та їх використання.

Технологічний процес порошкової металургії включає (рис. 6.1) одержання порошків, підготовку шихти, пресування (формування) і спікання, а в деяких випадках і додаткову обробку - гаряче допресування, калібрування, просочування мастилами тощо.

Отримання порошків. Для виготовлення спечених виробів використовують порошки розміром 0,5-500 мкм. Отримують такі порошки механічними та хімічними методами.

Механічні методи - це розмел стружки та відходів металообробки, розпилення рідкого металу. Розмел здійснюють у вихрових і кульових млинах.

Вихровий млин (рис. 6.2.) складається з футерованого зносо-стійкою сталлю кожуха, всередині якого обертаються два пропелери 1 з частотою близько 300 об/хв, що створює в робочій камері 2 вихрові потоки. Кусочки подрібнюваного металу у вигляді січки або дрібної стружки із бункера 5 надходять у камеру 2, підхоплюються цими потоками і, стикаючись між собою, подрібнюються на частинки порошку розміром 50-200 мкм. Під час розмелу частинки металу інтенсивно нагріваються. Для запобігання окисленню і самозайманню порошку кожух млина має водоохолоджувану оболонку, а в камеру нагнітається інертний або захисний газ. Він підхоплює частинки порошку і переносить у приймальну камеру 4, де крупні частинки відділяються і направляються в осаджувальну камеру 3 і далі на додатковий розмел, а дрібні - в контейнер. У вихрових млинах

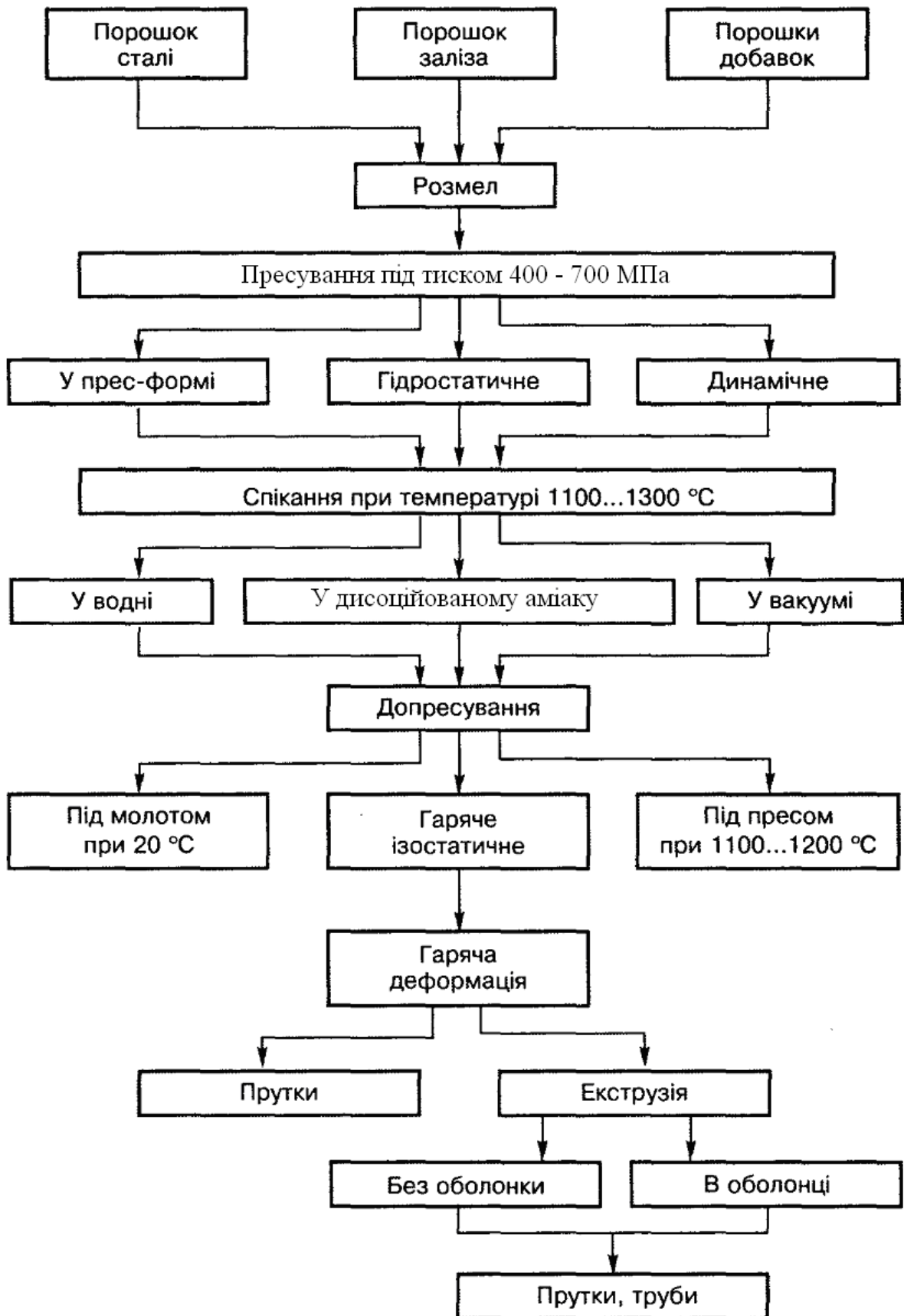


Рис. 6.1. Узагальнена технологічна схема виробництва сталевих

порошкових напівфабрикатів і виробів [1].

подрібнюють такі метали як залізо, мідь, алюміній, вуглецеві й легovanі сталі.

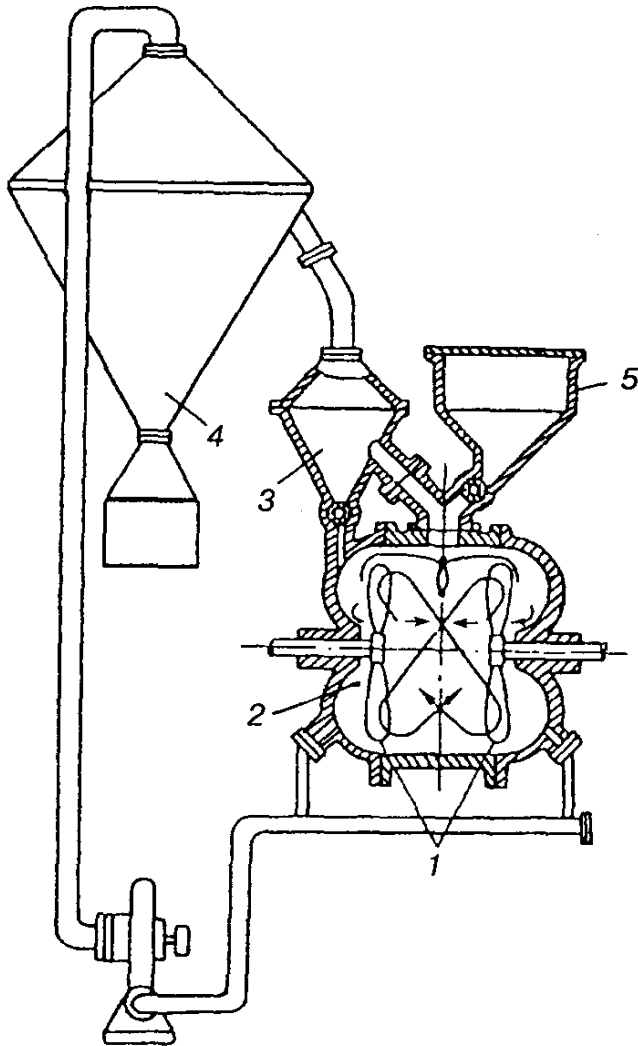


Рис. 6.2. Схема вихрового млина [1].

Кульовий млин має вигляд сталевого або футерованого твердими сплавами барабана, в якому міститься матеріал, розмелюваний важкими сталевими або твердосплавними кулями. Під час обертання барабана кулі підіймаються вгору, а потім, падаючи на розмелюваний матеріал, подрібнюють його. Частота обертання барабана залежить від його діаметра (від 100 до 1500 мм) і становить 30 - 120 об/хв. У кульових млинах подрібнюють крихкі непластичні матеріали (силіцій, манган, хром, тугоплавкі сполуки). Берилій і манган розмелюють в

середовищі азоту або аргону, оскільки при значному подрібненні підвищується їх окислюваність і пірофорність. У кульових млинах можна отримати найдрібніші частинки порошків розміром у кілька мікрометрів.

Спосіб одержання порошків розпиленням струменю рідкого металу (рис. 6.3) застосовують в основному для легкоплавких металів (олово, свинець, цинк, алюміній), заліза, нікелю та деяких інших металів, які мають температуру плавлення не вищу 1500 °С. Цей спосіб простий і водночас високопродуктивний. Недоліком його є можливість окислення порошку. Щоб запобігти цьому, застосовують відновні або інертні гази під тиском 50 - 100 МПа.

Фізико-хімічні методи отримання порошку полягають у відновленні металів з оксидів або солей вуглецем, воднем, природним газом. Відновленням отримують порошки заліза (з окалини), вольфраму, молібдену, хрому, міді та інших металів. До цих методів належить також термічна дисоціація карбонатів - сполук типу $Me_x(CO)_y$ (де Me - один із металів), яка дає змогу отримати порошки високої чистоти.

Фізико-хімічні методи супроводжуються глибоким перетворенням вихідної сировини, внаслідок чого отриманий продукт відрізняється за хімічним складом від вихідного матеріалу. Найпоширенішими серед цих методів є відновлення, електроліз та термічна дисоціація карбонільних сполук.

Відновлення можна описати реакцією, що подана нижче у загальному вигляді:



де Me - будь-який метал, порошок якого необхідно отримати;

A - неметалева складова (кисень, хлор, фтор, соляний залишок) відновлюваної хімічної сполуки MeA ;

B - відновник (водень, оксид вуглецю CO , кокс, сажа, Na , Ca , Mg , Al).

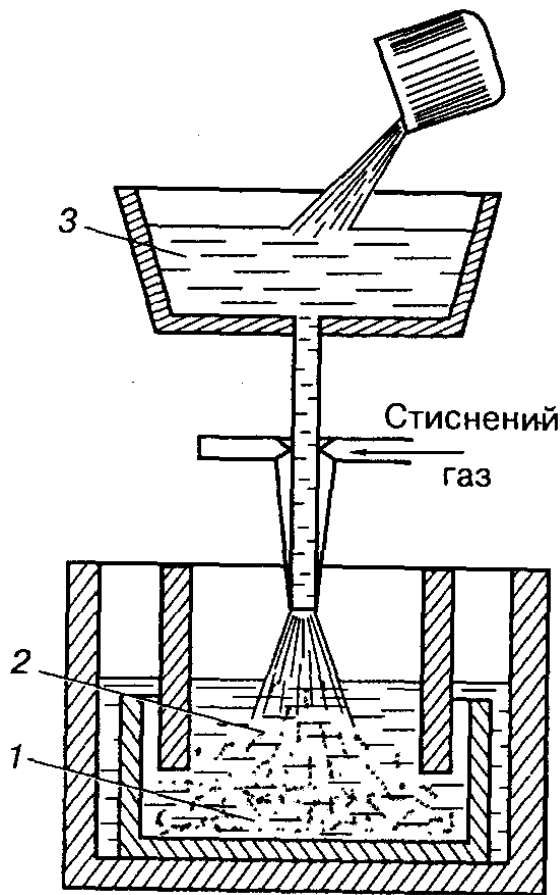


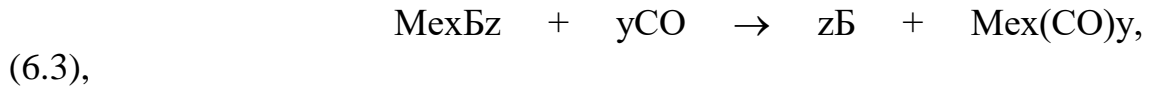
Рис. 6.3. Схема одержання порошку розпиленням металу [1]:
1 - порошок; 2 - вода для охолодження; 3 - рідкий метал

Так відновлюють із хімічних сполук (переважно оксидів) залізо, мідь, нікель, кобальт, вольфрам, молібден та інші метали. Продукти відновлення у вигляді крупинки або губки механічно роздрібнюють у порошок. Під час електролізу водяні розчини або розтоплені хімічні сполуки дисоціюють, а іони металу Me_n^+ під дією постійного електричного струму нейтралізуються електронами та осаджуються на катоді електролізної ванни:

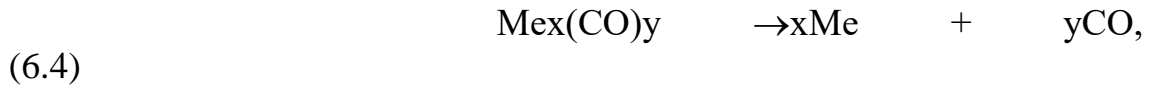


Вдало підібраний режим електролізу дозволяє осаджувати на катоді не суцільний, а порошкоподібний метал, який періодично вилучають і передають на подальше подрібнення.

Карбонат типу $Me_x(CO)_y$ — сполуки металу Me з оксидом вуглецю CO . Щоб отримати карбонат, низькосортну сировину Me_xBz обробляють оксидом вуглецю при підвищеному тиску (5 - 10 МПа) та температурі 50 - 200 °С;



де Б — баластова речовина (кисень, соляний залишок, домішки), від якої шляхом возгонки відокремлюють леткі карбонати. Потім карбонати термічно розкладають у спеціальних апаратах за схемою:



отримуючи порошок нікелю, заліза, кобальту, хрому, молібдену тощо металів.

Фізико-хімічними методами отримують порошки заліза, нікелю, кобальту та деяких інших металів для виготовлення в основному деталей для електро- та радіотехнічних пристроїв.

Підготовка порошків до формування. Для виготовлення якісних заготовок або деталей порошки відпалюють, розділяють за розмірами частинок та змішують. Відпал порошку сприяє повному відновленню оксидів, видаленню вуглецю та домішок, а також усуненню наклепу. Все це стабілізує його властивості та поліпшує пресування. Частіше відпалюють порошки, отримані механічним подрібнюванням.

Порошки з розміром понад 50 мкм розділяють за допомогою набору сит, а дрібніші - повітряною сепарацією.

Властивості порошкових виробів значною мірою залежать від якості змішування компонентів шихти. Ця операція здійснюється в спеціальних змішувачах - кульових або вібраційних млинах та іншими способами.

Іноді в порошкову масу добавляють різні технологічні наповнювачі (наприклад, розчин каучуку в бензині) для поліпшення пресування і можливості виготовлення заготовок видавлюванням (екструзією) або для забезпечення можливості механічної обробки (парафін, віск), виготовлення заготовок литтям (спирт, бензол тощо).

Формування заготовок. Процес формування заготовок полягає в ущільненні порошку під дією прикладеного тиску з метою виготовлення з нього заготовок певної форми. Формування здійснюється пресуванням, видавлюванням, прокатуванням, шлікерним литтям.

Пресування проводять в холодних або гарячих прес-формах. Великі заготовки отримують гідростатичним пресуванням в еластичних формах.

Холодне пресування здійснюють так. У сталеву матрицю 3 (рис. 6.4, а) пресформи з піддоном 1 засипають потрібну кількість порошкової шихти 2 і пресують її пуансоном 4. При цьому різко

зменшується об'єм порошку, збільшується контакт між окремими часточками, відбувається їх механічне з'єднання, міцність заготовки збільшується, а пористість зменшується. Недоліком такої схеми пресування є нерівномірність розподілу тиску по висоті заготовки через тертя її об стінки матриці 3. Виготовлені в таких прес-формах заготовки мають різну по висоті міцність, щільність та пористість. Таким способом отримують заготовки простої форми та малої висоти.

Для усунення зазначеного недоліку застосовують двостороннє пресування за допомогою двох рухомих пуансонів (рис. 6.4, б). Крім того, при такій схемі пресування тиск зменшується на 30 - 40 %. Залежно від потрібної пористості і міцності матеріалу заготовки та її форми тиск пресування становить 0,1 - 1,0 ГПа.

Гаряче пресування суміщає формування та спікання заготовок. Цей процес здійснюється в графітових прес-формах з індукційним або електроконтактним нагріванням. Завдяки високій температурі тиск при гарячому пресуванні можна значно зменшити. Гаряче пресування відзначається малою продуктивністю, великою витратою прес-форм, тому застосовується головним чином для виготовлення заготовок із жароміцних матеріалів, твердих сплавів, чистих тугоплавких металів.

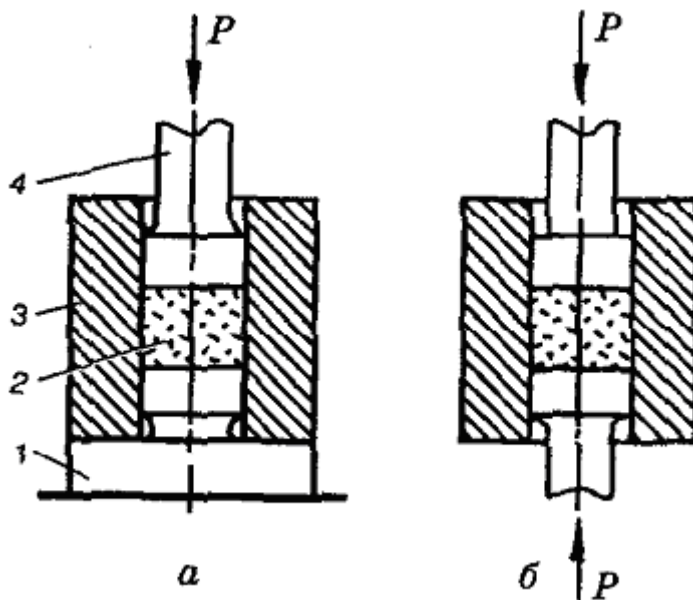


Рис. 6.4. Схеми холодного пресування [1].

Гідростатичне пресування (рис. 6.5) полягає в обтискуванні порошку, розміщеного в еластичній (наприклад, гумовій) оболонці, за допомогою рідини в гідростаті під тиском до 2 ГПа. Цей метод дає змогу отримувати заготовки великих розмірів, циліндрів і труб з

рівномірною щільністю в усьому об'ємі.

Екструзія - це формування заготовок видавлюванням шихти крізь матрицю з отвором різного перерізу (рис. 6.6). Для цього вихідний порошок змішують з пластифікатором (парафіном, воском) у кількості, яка забезпечує шихті консистенцію пластиліну. Цим способом отримують прутки, профілі різного перерізу, трубки. Для виготовлення пустотілих виробів (труб тощо) всередині матриці розміщують відповідну оправку.

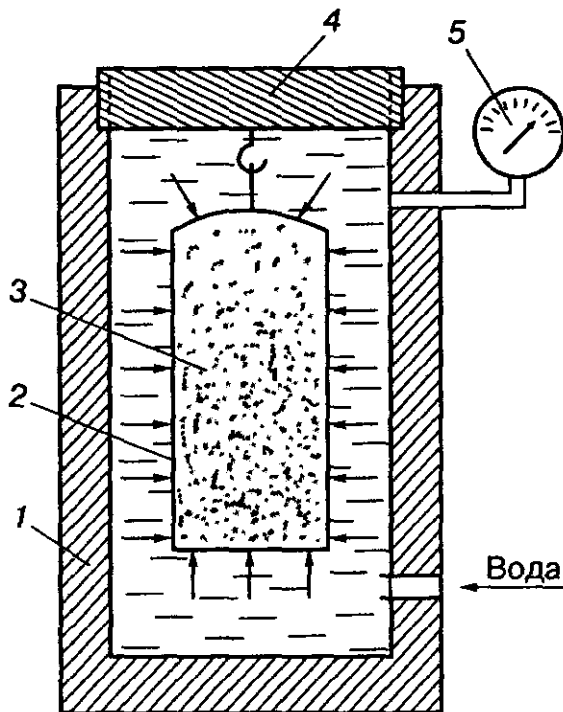


Рис. 6.5. Схема установки для гідростатичного пресування порошків [1]:

- 1 - камера; 2 - еластична оболонка; 3 - порошкова шихта;
- 4 - кришка; 5 - манометр

Прокатування здійснюють обтисненням порошкової шихти між горизонтально розміщеними валками 1 (рис. 6.7). Цим способом отримують пористі та компактні стрічки, смуги та листи товщиною 0,02 - 3,00 мм та шириною 300 мм із заліза, нікелю, корозієстійкої сталі, титану та інших металів. Прокатування легко суміщується зі спіканням та іншими видами обробки. Для цього виготовлену заготовку пропускають крізь прохідну піч, а потім подають на прокатування для калібрування. Прокатуванням можна дістати також двошарові заготовки (наприклад, залізо-мідь). Для цього в бункері 2 уздовж валків 1 встановлюють перегородку 3, щоб поділити його на

дві секції для двох потоків порошків.

Найбільш істотним фактором, що визначає щільність стрічки, є величина зазору між валками. Звичайно вона становить 1 % від діаметра валка. Зі збільшенням зазору щільність стрічки зменшується.
Щільність стрічки

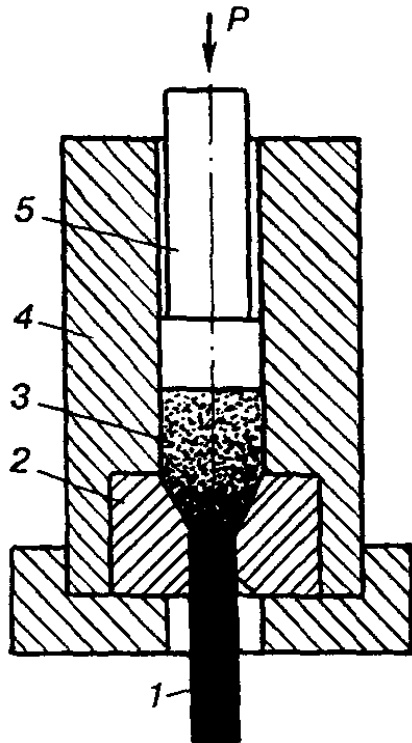


Рис. 6.6. Схема формування порошків екструзією [1]:
1 - заготовка; 2 - матриця; 3 - шихта; 4 - контейнер; 5 - пуансон.

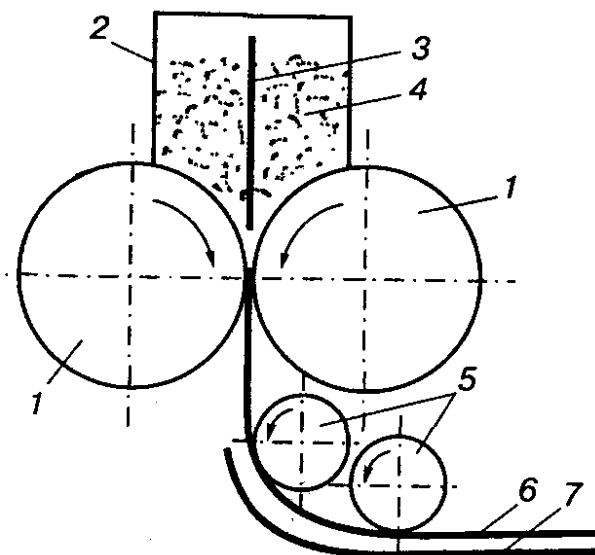


Рис. 6.7. Схема листового прокатування порошків [1]:

1 - валки; 2 – бункер; 3 - перегородка; 4 - порошок; 5 – ролики;
6 - спресована стрічка; 7 - направляюча

залежить також від швидкості прокатування. З підвищенням швидкості щільність та її рівномірність за шириною стрічки зменшуються. Тому для кожної товщини стрічки існує своя оптимальна швидкість прокатування, яка зумовлюється частотою обертання валків у межах 0,5 - 50,0 об/хв.

Для підвищення щільності та поліпшення механічних властивостей спечену стрічку піддають багаторазовому прокатуванню з проміжними відпалами. Після три-чотирикратного прокатування і відпалювання механічні властивості підвищуються в кілька разів, а щільність досягає майже 100 %. Прокатування дає змогу отримувати з порошкових металів і сплавів однорідні за щільністю вироби будь-якої довжини, порівняно великі за шириною та дуже малі за товщиною.

Шлікерне лиття дає можливість одержувати вироби великих розмірів і складної форми без застосування тиску. Технологія цього методу така. Порошкову шихту певного складу суспендують у рідкому середовищі до консистенції сметани, а потім заливають у пористу керамічну або гіпсову форму відповідного профілю і розмірів. З часом рідина виводиться із шихти крізь пори або вбирається матеріалом форми. При цьому частинки порошку механічно з'єднуються між собою і утворюють міцну заготовку з пористістю 30 - 60 %. Після такого "підсушування" її вилучають з форми, сушать і спікають. Для шлікерного лиття використовують тонкі порошки з частинками розміром 5 - 10 мкм. Масова частка порошкової шихти в суспензіях становить 40 - 70 %. Рідиною для приготування суспензії є водно-спиртові розчини полівінілу, вода з добавками хлориду заліза, соляної кислоти тощо.

Спикання та додаткова обробка заготовок. Для підвищення міцності відформовані з порошку заготовки піддають спіканню. Цю операцію здійснюють в печах електроопору або індукційних з нейтральним або захисним середовищем протягом 30 - 90 хв при температурі, що становить 2/3 від температури плавлення основного компонента. В процесі спікання відновлюються оксиди, розвиваються дифузійні явища, створюються нові контактні поверхні.

Якщо потрібно підвищити точність розмірів і ущільнення поверхневого шару, то спечені деталі піддають калібруванню.

Калібрування забезпечує надання деталям потрібних розмірів з точністю 6 - 7 квалітетів, а також високої чистоти поверхні (7 клас

шорсткості і вище). На рис. 6.8 наведено схему сумісного калібрування втулок за зовнішнім (матрицею 5) і внутрішнім (пуансоном 3) діаметрами. Незакріплений (плаваючий) пуансон 3 фіксується оброблюваною втулкою 4 (I). При калібруванні (II) втулка 4 переміщується одночасно відносно матриці 5 і пуансона 3, який у цей момент утримується в матриці оброблюваною втулкою 4 і опорною плитою 2. Втулка 4 проштовхується крізь вічко матриці під дією верхнього пуансона 6 до наступної втулки 7, яка підлягає калібруванню. Після проштовхування першої втулки 4 (III) пуансон 3 утримується в матриці другою втулкою 7. При переміщенні опорної плити 2 на себе прокалібрована втулка 4 падає на підставку 1 (IV) і виштовхується із прес-форми при поверненні плити 2 у вихідне положення. Після цього цикли I - IV повторюються.

Деформація поверхневого шару при калібруванні супроводжується також наклепом і ущільненням. Ступінь деформації матеріалу в поверхневому шарі визначається допуском на калібрування, який становить від 0,2 - 0,4 до 0,5 - 1,6% від відповідного розміру.

Спечені заготовки можна обробляти різанням - точінням, фрезеруванням, свердлінням. Не слід застосовувати мастильно-охолодні рідини (МОР), які можуть проникати в пори і спричиняти внутрішню корозію матеріалу. Якщо вихід пор на поверхню потрібно зберегти (наприклад, для вкладишів підшипників), то спечені деталі слід обробляти добре загостреним різальним інструментом. Спечені деталі із сплавів на основі заліза, титану, нікелю та інших металів можна також піддавати різним видам термічної або хіміко-термічної обробки.

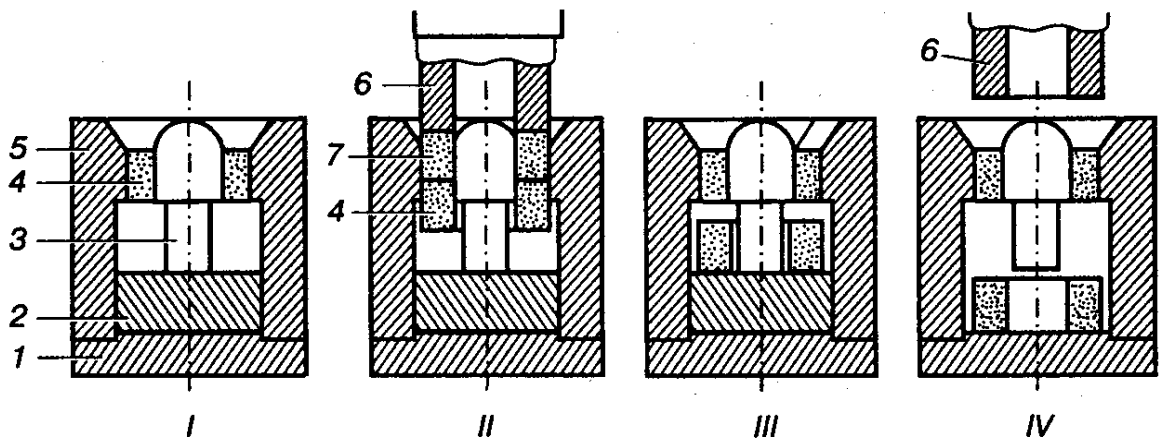


Рис. 6.8. Схема калібрування втулки [1].

Конструюючи вироби з порошків, не варто допускати значної

різниці в товщині стінок, оскільки при великій усадці виріб може жолобитися; треба уникати виступів, пазів і отворів, розміщених перпендикулярно до напрямку пресування, гострих кутів, а в місцях спряження елементів виробу типу фланець-циліндр передбачати заокруглення радіусом не менше 0,25 мм; зовнішні та внутрішні різьби слід виконувати різанням; товщину стінок виробів передбачати не менше ніж 1 мм.

Продукція порошкової металургії дуже різноманітна. До основних її видів належать конструкційні, інструментальні, електротехнічні та інші матеріали.

Конструкційні порошкові матеріали - це насамперед антифрикційні та фрикційні матеріали, пористі матеріали для фільтрів.

Антифрикційні матеріали - композиції, які одержують пресуванням та спіканням порошків заліза або бронзи з 2 - 5 % графіту. Умови пресування та спікання вибирають такими, щоб пористість матеріалів становила близько 15 - 30 %. Після спікання матеріали просочують мінеральним мастилом. Своєрідна структура (графіт і заповнені мастилом пори) забезпечують цим матеріалам малий коефіцієнт тертя, високу стійкість до спрацювання і здатність працювати в багатьох випадках без додаткового змащування. Застосовують їх для виготовлення підшипників ковзання різного устаткування і приладів. Марки та хімічний склад деяких спечених антифрикційних матеріалів наведено в табл. 6.1.

6.1. Марки та хімічний склад спечених антифрикційних матеріалів [2].

Марка	Масова частка, %				Пористість, %
	о снова	г рафіт	о лово	інші	
Ж	з алізо	-	-	-	17- 25
ЖГр1	з алізо	0 ,8-1,5	-	-	17- 25
ЖГр2	з алізо	2 ,0	-	-	17- 25
ЖГр3	з алізо	3 ,0	-	-	17- 25
ЖГр(2- 2,5)Д(2,5-5)	з алізо	2 -2,5	-	-	17- 25

ЖГр3Цс4		3	-	ZnS-4	15-
		,0			20
БрО10		-	1	-	15-
		0			26
БрО8Гр4	м	4	8	-	15-
ідь		,0			25
БрО10-фт	м	-	1	фторопла	30-
ідь		0		ст	35

Фрикційні матеріали мають високий коефіцієнт тертя, тому їх використовують для виготовлення деталей, гальмових пристроїв, дисків зчеплення тощо. Виготовляють ці матеріали на основі заліза та міді з добавками свинцю, графіту, азбесту, кремнезему тощо. Матеріали на основі заліза призначені для роботи в умовах сухого тертя, а на основі міді - в масляному середовищі. Марки та хімічний склад деяких спечених фрикційних матеріалів наведено у табл. 6.2.

Пористі матеріали застосовують для фільтрування рідин і газів. Спечені фільтри прості у виготовленні, відзначаються високою міцністю, стабільністю фільтрувальних властивостей за всією площею фільтра. Фільтри, виготовлені з корозійно- та жаростійких матеріалів (корозійностійка сталь, нікель, титан, бронза), дають можливість фільтрувати хімічно активні високотемпературні рідини та гази. Спечені фільтри виготовляють із сферичних порошків (дробу) діаметром 50 - 800 мкм, що дає змогу мати пори розміром 20 - 320 мкм.

6.2. Марки й хімічний склад деяких спечених фрикційних матеріалів [2].

Марка	Масова частка, %				Пористість, %
	снова	графіт	свинець	інші	
МК 5	мідь	6-8	7-9	Sn = 8 - 10; Fe = 3 - 5	3 - 5
ФМ К-11	залізо	9	-	Cu = 15; SiO ₂ = 3; BaSO ₄ = 6; азбест = 3	8 - 10
МК В-50А	залізо	8	-	Cu = 10; FeSO ₄ = 5; SiC = 5; B ₄ C = 5; азбест = 3	10 - 12
СМ	залізо	-	-	Cu = 23; Mn = 6,5;	12 -

K-80	алізо			BN = 6,5; MoS2 = 2,5; B4C = 10; SiC = 3,5	18
------	-------	--	--	--	----

Композиційні матеріали виготовляють із порошків кольорових металів, які створюють основу (матрицю), і дисперсійно-зміцнювального компонента - оксидів металів. Порошинки оксиду розміром 0,1 - 5 мкм ефективно гальмують рух дислокацій в матриці і таким чином підвищують її міцність. Найпоширеніші композиційні матеріали на основі алюмінію - САП (спечений алюмінієвий порошок): САП-1, САП-2, САП-3 з вмістом 6 - 17 % Al_2O_3 , міцністю $\sigma_b = 300 - 400$ МПа і пластичністю 3 - 8 %. За міцністю САП перевищує дуралюміні і навіть теплостійкі сталі при температурах до 500 °С. Відомий магнієвий композит, зміцнений оксидами MgO і BeO, який має $\sigma_b = 280 - 300$ МПа та робочу температуру до 400 °С.

Перспективним матеріалом типу САП є матеріали на основі нікелю з оксидами торію, гафнію, цирконію: ВДУ-1 (Ni + 2 % ThO₂), ВДУ-2 (Ni + 2 % HfO₂), ВД-3 (Ni + 20 % Cr + 2 % ThO₂) міцністю $\sigma_b = 525 - 550$ МПа, пластичністю $\delta = 13 - 23$ %, здатні працювати при температурах до 1000 °С.

Інструментальні порошкові матеріали - це тверді сплави. Ці сплави називають металокерамічними, оскільки вихідними матеріалами для їх виготовлення є металеві порошки, а технологія виробництва (формування виробу і наступне спікання) подібна до технології виготовлення керамічних виробів. Термічній обробці інструменти з твердих сплавів не піддають. Виготовляють їх із порошків карбідів WC, TiC і TaC з додаванням порошку кобальту, їх висока твердість, стійкість до спрацювання, міцність, теплостійкість, що досягає 900 - 1000 °С, дають змогу виконувати твердосплавними інструментами високопродуктивну обробку різноманітних металевих та неметалевих матеріалів. За своїми різальними властивостями інструменти оснащені твердими сплавами, значно переверщують інструменти навіть із легованих інструментальних сталей і допускають обробку зі швидкістю різання до 800 м/хв.

Твердосплавні пластинки необхідної форми та розмірів виготовляють пресуванням і спіканням у вакуумі або в атмосфері водню при температурах 1350 - 1550 °С. Під час спікання кобальт, а також евтектика на його основі розплавляються, а під час кристалізації та подальшого охолодження міцно з'єднуються з карбідами. Перелічені вище карбіди дуже тверді та мають підвищену

крихкість. Найтвердішим серед них є карбід титану, найменш твердим - карбід танталу. Змінюючи співвідношення між масовими частками карбідів і зв'язки, можна регулювати твердість сплаву та інші його властивості. Зі збільшенням масової частки кобальту зростає міцність і в'язкість, а твердість і стійкість проти спрацювання сплаву зменшується. Збільшення розмірів зерен карбідів є причиною зменшення міцності й росту зносотривкості сплаву.

Тверді сплави для різальних інструментів відзначаються дуже високою твердістю (86 - 92 HRA або умовно 74 - 78 HRC) і великою теплотривкістю в інтервалі температур 750 - 900 °С. Водночас вони характеризуються задовільною міцністю на стиск і порівняно невеликою міцністю на згин. Завдяки високій теплостійкості й зносостійкості тверді сплави зайняли провідне місце серед інструментальних матеріалів: інструментами, оснащеними твердосплавними пластинками, знімають близько 70 % від сумарної маси стружки.

Тверді сплави поділяють на три групи: вольфрамові ВК, титановольфрамові - ТК і титанотанталовольфрамові - ТТК.

Вольфрамові сплави (група ВК - ВК2, ВК3, ВК4 тощо) складаються із зерен карбиду WC, зацементованих Со. Цифра після літери К позначає вміст Со у відсотках, решта карбід WC. Крупнозернисті тверді сплави з розміром зерен 3 - 5 мкм позначають літерою В у кінці марки (наприклад, ВК6-В), а з розміром зерен 0,5 - 1,5 мкм - літерою М (ВК6-М).

Титановольфрамові сплави (група ТК - Т5К10, Т5К12В, Т15К6 тощо) складаються з карбідів WC і TiC, зцементованих Со. Цифра після літери Т показує вміст карбиду TiC у відсотках, а після К - вміст Со, решта - карбід WC. Найбільшу для титановольфрамових сплавів зносостійкість та найбільшу допустиму швидкість різання має сплав Т30К4. Водночас його міцність на згин найнижча ($\sigma_{zg} = 980$ МПа). Сплав Т5К10 найменш зносостійкий, але найміцніший ($\sigma_{zg} = 1420$ МПа).

Титанотанталовольфрамові сплави (група ТТК - ТТ7К12, ТТ7К15) цифра після літер ТТ показує сумарний вміст карбідів TiC + TaC, а після К - вміст Со, решта - карбід WC.

Із сплавів групи ВК виготовляють інструмент, призначений для обробки чавуну, кольорових сплавів, пластмас, а із сплавів групи ТК — інструмент для обробки сталі. Сплави ТТК за своїми властивостями займають проміжне місце між сплавом Т5К10 та швидкорізальною сталлю і призначені для чорнової обробки з ударами сталей із забрудненою кіркою. Стійкість різця з пластинкою

із сплаву ТТК в 1,5—2 рази вища за стійкість різця з швидкорізальної сталі Р18.

Тверді сплави випускають у вигляді пластинок, форму і розміри яких стандартизовано. Виготовляють також монолітні інструменти малих розмірів з твердих сплавів (свердла малих діаметрів, відрізні і та прорізні фрези, коронки для кінцевих фрез тощо). Через високу вартість твердих сплавів їх використовують для різальних інструментів у вигляді пластинок, які припаюють або кріплять механічно до сталевого корпусу інструменту. Останнім часом спостерігається тенденція переходу від різального інструменту з припаяними пластинками до інструменту з непереточуваними багатовістряними пластинками, механічно закріпленими.

Щоб підвищити стійкість, на робочу поверхню твердосплавних пластинок, а також на інструменти з швидкорізальних сталей наносять зносостійкі покриття з карбідів титану, нітридів титану або карбонітридів титану завтовшки 4 - 8 мкм. Завдяки цьому стійкість інструменту зростає у 1,5 - 2,5 рази. Із збільшенням вмісту кобальту в сплаві міцність і в'язкість його підвищується, а твердість і стійкість до спрацювання зменшується. Тому сплави з більшим вмістом кобальту застосовують для виготовлення інструментів, які працюють у важких умовах, при великих і нерівномірних навантаженнях і, навпаки, з малим вмістом кобальту - для обробки з невеликим навантаженням, але з великою швидкістю різання.

З метою економії дефіцитних металів вольфраму і кобальту розроблено сплави на основі $TiC + Ni + Mo$ (сплав ТН-20) і на основі карбонітриду титану $Ti(CN) + Ni + Mo$ (сплав КНТ16). Цифра в цих марках показує сумарний вміст $Ni + Mo$ у відсотках. Безвольфрамові тверді сплави замість дефіцитних WC і Co містять карбід титану або карбонітрид титану та сплав нікелю з молібденом як зв'язувальну речовину. Твердість безвольфрамових сплавів є в межах 87 - 91 НРА, теплостійкість до 1000 °С. Вони мають високу зносостійкість, але менш міцні порівняно з вольфрамовими сплавами ($\sigma_{zg} = 1000 - 1150$ МПа).

Безвольфрамові тверді сплави поділяють на: сплави (ТН) на основі карбиду титану TiC , наприклад, ТН-20, ТН-30, ТН-40; сплави (КНТ) на основі карбонітриду титану $Ti(CN)$, зокрема КНТ-16. Цифри в кінці марки після літер ТН показують середню сумарну масову частку в % нікелю і молібдену за винятком марки КНТ-16, в якій масова частка $Ni + Mo$ становить 26 %. Безвольфрамові тверді сплави застосовують для напівчистового й чистового точіння й фрезерування сталей та сплавів кольорових металів.

Серед інструментальних порошкових матеріалів окрему групу становлять так звані мінералокерамічні матеріали. Ці матеріали мають у своїй основі оксид алюмінію Al_2O_3 (99 %). До їх складу входить також небагато домішок (активаторів) MgO , ZrO_2 тощо, а часто і наповнювач (звичайно карбід титану TiC). Пластинки з керамічних матеріалів виготовляють методом спікання або гарячого пресування при температурах 1650 - 1750 °С. Під час цього домішки взаємодіють з основою, активізуючи спікання й формування безпористого твердого (91 - 94 HRA) та зносостійкого матеріалу, що має теплостійкість у межах 1100 - 1200 °С. Керамічні матеріали менше взаємодіють зі сплавами заліза, ніж тверді сплави. Водночас їх міцність серед інструментальних матеріалів найнижча.

Інструментальні керамічні матеріали поділяються на: оксидні (білі), виготовлені на основі Al_2O_3 з добавкою оксиду магнію (марки ЦМ-332, ВО-13); змішані (чорні), виготовлені на основі Al_2O_3 (до 80 %) і TiC , мають підвищену твердість і міцність (марки В-3, ВОК-60), з нітриду силіцію з іншими добавками - силеніт-Р. Не зважаючи на недефіцитність Al_2O_3 , технологія виготовлення пластин дорога, вони не дешевші від твердосплавних. Керамічні пластинки кріплять до держаків (корпусів інструментів) механічно, рідше паянням. Пластинки, як правило, перезагострюванню не підлягають. Інструменти з керамічних матеріалів застосовують для чистової обробки чавунів і загартованих сталей з великими швидкостями різання й малими подачами.

Основною перевагою мінералокераміки є висока теплостійкість (до 1200 °С), що дає змогу обробляти різні матеріали із значно більшими швидкостями, ніж інструментами з твердих сплавів. Проте слід враховувати, що мінералокераміка відзначається також великою крихкістю та малим опором згину. Тому її використовують переважно для інструментів чистової обробки різанням без ударів. Кращою маркою вітчизняної мінералокераміки є ЦМ-332. Для підвищення міцності пластин мінералокераміки до неї додають вольфрам, молібден, бор, титан тощо. Такі матеріали називають керметами і використовують, обробляючи важкооброблювані матеріали.

Частка інструментів, оснащених керамічними матеріалами, становить у вітчизняній промисловості близько 0,5 %, у США — 2 %, в країнах Західної Європи — 7 % від загальної кількості різального інструменту.

Порошкові швидкорізальні сталі - однорідний дрібнозернистий матеріал без карбідної ліквіації. Порівняно із звичайними сталями вони мають більшу твердість і теплостійкість. Металорізальний інструмент

із цих сталей має в 1,5 - 2 рази більшу стійкість.

Електротехнічні порошкові матеріали - це велика група композицій, призначених для виготовлення розривних контактів з порошків тугоплавких металів (W, Mo) з металом високої електропровідності (Cu, Ag), і ковзних контактів з графіту і порошків міді або бронзи.

З магнітних матеріалів методом порошкової металургії виготовляють магнітодіелектрики, які є композиціями порошків заліза високої чистоти, пермалою, альсиферу або інших матеріалів з різними діелектриками, магнітотверді сплави типу алніко і магніко або рідкоземельних металів, а також так звані ферити - матеріали, які отримують із оксиду заліза Fe_2O_3 і оксидів деяких інших металів - NiO, MnO, ZnO тощо.

Список літератури

1. Сологуб М.А., Рожнецький І.О., Некоз О.І та ін. Технологія конструкційних матеріалів та матеріалознавство. К.: Техніка, 2002. – с. 374.
2. Попович В. Технологія конструкційних матеріалів і матеріалознавство. Книга І. Львів. 2000.-с.264.
3. Попович В., Голубець В. Технологія конструкційних матеріалів і матеріалознавство. Книга ІІ. Суми. Університетська книга, 2002.-с.259.
4. Кнорозов Б.В., Усова Л.Ф., Третьяков А.В. та ін. Технологія металів і матеріалознавство (на російській мові). М: Металургія, 1987, 800 с.
5. Солнцев Ю.П., Веселов Д.А., Демянцевич В.П. та ін. Матеріалознавство і технологія металів (на російській мові). М.: Металургія, 1988, 512 с.
6. Кондратьев Е.Т. Технологія конструкційних матеріалів і матеріалознавство (на російській мові). М.: Колос, 1983.
7. Гуляев А.П. Металознавство (на російській мові). М.: Металургія, 1986, 544с.
8. Практикум з технології конструкційних матеріалів і матеріалознавства (на російській мові) під ред. С.С.Некрасова. М.: Колос, 1983, 256 с.
9. Поверхневе зміцнення сталей /А. С. Опальчук, К. Г. Лопатько, О. В. Зазимко та ін. // Методичні вказівки до лабораторних робіт з розділу „Термічна обробка сталі”. Київ: Національний аграрний університет, 1998.-с. 18.
10. Технологічні процеси галузей промисловості. Навчальний посібник за ред. Д.М. Колотила, А.Т. Соколовського. Київ.: КНЕУ, 2003.- с. 380.
11. Закиянов Д. Подъем продолжается. Киевские ведомости. 3 июня 2004 р.-с.11.
12. Соціально-економічне становище України за 2004 рік. Український інвестиційний журнал. Київ, Державний комітет статистики України, №2, 2005.-с.10-15.
13. Технологія металів та інших конструкційних матеріалів. За редакцією Г.О.Прейса. К.: Вища школа, 1973. – с. 512.
14. Бидуля П.Н. Технология литейного производства. М.: Машгиз. 1956.-с. 615.
15. Технология металлов и материаловедение. Под ред. Л.Ф.Усовой. М: Металлургия, 1987.-с.800.

16. Хільчевський В.В., Кондратюк С.Є., Степаненко В.О., Лопатько К.Г. Матеріалознавство і технологія конструкційних матеріалів. Київ: Либідь, 2002.-с.326.
17. Роговський Л.Л., Зазимко О.В., Роговський І.Л. Лабораторні роботи з дисципліни „Технологія конструкційних матеріалів та матеріалознавство”. Київ: Національний аграрний університет, 2003.-с. 18.
18. Воздвиженский В.М., Грачев В.А., Спасский В.В. Литейные сплавы и технология их плавки в машиностроении. М: Машиностроение, 1984.-с.432.
19. Электротехническое материаловедение/ А. В. Шишкин, В. С. Чередниченко, М. С. Майнагашев и др.// М: Интеграция, 1999. - с.202.
20. М.І. Майський, В.М. Майський. Лабораторно-практичні роботи з технології металів і конструкційних матеріалів. Київ: 1972.-с. 152.
21. Визначення прогартовуваності сталей методом торцевого гартування/ О.О. Котречко, А.С.Опальчук, К.Г.Лопатько та ін.// Київ: Національний аграрний університет, 2002. - с. 11.
22. Коротин И.М., Сгибнев Г.Ф. Термист. М: Высшая школа, 1968.-с. 207.
23. Натапов Б.С. Термическая обработка металлов. Киев: Вища школа, 1980.-с. 288.
24. Лившиц Л.С., Хакимов А.Н. Металловедение сварки и термическая обработка сварных соединений. М.: Машиностроение, 1989.-с.336.
25. Лившиц Л.С. Легирование и термическая обработка конструкционных сталей / Металловедение и термическая обработка стали. Справочник в 3-х томах. Под ред. М.Л. Бокштейна и А.Г.Рахштадта. Том. 2. Основы термической обработки // М.: Металлургия, 1983. - с.264-280.
26. Шмыков А.А. Справочник термиста. М.: Машгиз, 1956 - с.331.
27. Ершов Г.С., Бычков Ю.Б. Физико-химические основы рационального легирования сталей и сплавов. М.: Металлургия, 1982. –с. 360.
28. Векслер Ю. Г., Коршунов Л.Г. Специальные испытания / Металловедение и термическая обработка стали. Справочник в 3-х томах. Под ред. М.Л. Бокштейна и А.Г.Рахштадта. Том. 1. Методы испытаний и исследования // М.: Металлургия, 1983. - с.249-2750.
29. Г. П. Хомченко. Хімія для вступників до вузів. Київ: Вища

школа, 1991.-с. 423.

30. Ульянов Е.А. Легирование и термическая обработка коррозионной стали / *Металловедение и термическая обработка стали. Справочник в 3-х томах. Под ред. М.Л. Бокштейна и А.Г.Рахштадта. Том. 2. Основы термической обработки // М.: Металлургия, 1983. - с.318 - 329.*

31. Пикеринг Ф.Б. Физическое металловедение и разработка сталей.- М.: Металлургия,1982.-с.182.

32. Михайлов-Михеев П.Б. Металл газовых турбин.- М.-Л.: Машгиз, 1958.- с.351.

33. Мідь та сплави на основі міді. / О.В. Зазимко, К.Г. Лопатько, О.М. Каспрук та ін.// *Кольорові метали та їх сплави. Київ: Національний аграрний університет, 2001.-с. 1-15.*

34. Вивчення мікроструктури кольорових сплавів / О.О. Котречко, А.С. Опальчук, К.Г. Лопатько та ін. // *Київ: Національний аграрний університет, 2002.- с. 9.*

35. Алюміній і ливарні сплави на основі алюмінію / О.В. Зазимко, К.Г. Лопатько, О.М. Каспрук та ін.// *Алюміній та його сплави. Київ: Національний аграрний університет, 2001.-с. 1-11.*

36. Термічна обробка алюмінієвих сплавів / О.В. Зазимко, К.Г. Лопатько, О.М. Каспрук та ін.// *Алюміній та його сплави. Київ: Національний аграрний університет, 2001.-с. 22-28.*

37. Алюмінієві сплави, що деформуються / О.В. Зазимко, К.Г. Лопатько, О.М. Каспрук та ін.// *Алюміній та його сплави. Київ: Національний аграрний університет, 2001.-с. 12 - 21.*

38. Савченко С.М. Износ и восстановление деталей оборудования. - М.: Оборонгиз, 1948.- с.181.

39. Лившиц Б.Г., Крапошин В.С., Линецкий Я.Л. Физические свойства металлов и сплавов. - М.: Металлургия,1980.-с.320.

40. Погодин – Алексеев Г.Н., Геллер Ю.А., Рахштадт А.Г. *Металловедение (Методы анализа, лабораторные работы и задачи).* - М.: Оборонгиз, 1956.- с.427.

41. Новиков И.И. Дефекты кристаллического строения металлов. - М.: Металлургия,1975. - с. 208.

42. Русаков А.А. Рентгенография металлов. - М. : Атомиздат, 1977. - с. 480.

43. Металлография сплавов железа. Справочник под ред. М. Л. Бернштейна. - М.: Металлургия,1985. - с. 248.

44. Лившиц Б.Г., Лилеев А.С. Физические методы исследования (тепловые, объемные, электрические, магнитные) / *Металловедение и термическая обработка стали. Справочник в 3-х*

томах. Под ред. М.Л. Бокштейна и А.Г.Рахштадта. Том. 1. Методы исследований и испытаний // М.: Металлургия, 1983. - с.275 - 320.

45. Черепин В.Т. Экспериментальная техника в физическом металловедении. Киев: Техніка, 1968.-с. 280.

46. Технология конструкционных материалов. Лабораторные работы /И.П.Волчок, В.М. Плескач, П.А. Аверченко и др.//Киев: Вища школа, 1990. - с. 152.

47. Цибрик А.Н. Технические и социальные проблемы литейного производства. Киев: ИПЛ АН УССР, 1976.-с. 41.

48. Головин С.Я. Краткий справочник литейщика. М.-Л.: Машгиз, 1960.-с. 375.

49. Вплив пластичної деформації на властивості та структуру сталі /А.С.Опальчук, О.О. Котречко, О.В. Зазимко та ін.// Київ: Національний аграрний університет, 1998.-с. 12.

50. Бернштейн М.Л., Займовский В.А. Механические свойства металлов. М.: Металлургия, 1979. - с. 495.

51. Маслов В.И. Сварочные работы. М.: Асадема, 2002.-с.240.

52. Сварка в машиностроении. Том 1. Под ред. Н.А. Ольшанского. М.: Машиностроение, 1978.-с. 504.

53. Сапиро Л.С. Справочник сварщика. Донецк, Донбас, 1984.-с. 189.

54. Вивчення фізико-механічних властивостей полімерів та пластмас / К.Г. Лопатько, О.В. Зазимко, О.М. Каспрук, А.В. Поліщук// Київ: Національний аграрний університет, 2000.-с. 37.

55. Неметалеві конструкційні матеріали / К.Г. Лопатько, О.В. Зазимко, О.О. Котречко, О.М. Каспрук, А.В. Поліщук// Київ: Національний аграрний університет, 2000.-с. 33.

56. Общая химическая технология. Часть 2. Важнейшие химические производства. Под ред. И.П. Мухленова. М.: Высшая школа, 1984.-с. 263.

57. Масино М.А., Алексеев В.Н., Мотовилин Г.В. Автомобильные материалы. М.: Транспорт, 1979.-с.288.