

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ ТА НАУКИ УКРАЇНИ
ДОНЕЦЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ
УНІВЕРСИТЕТ**

**Опорний конспект лекцій по дисципліні
„ЗБАГАЧЕННЯ РУД ЧОРНИХ МЕТАЛІВ”**

**(для студентів спеціальності 7.090302,
„Збагачення корисних копалин”)**

Затверджено
Навчально-видавничою радою ДонНТУ
Протокол № від _____ 2008 р.

Схвалено на засіданні
методичної комісії спеціальності
„Збагачення корисних копалин”
Протокол № від _____ 2008р.

Донецьк – 2008 р.

УДК 622.7

Опорний конспект лекцій по дисципліні „Збагачення руд чорних металів” (для студентів спеціальності 7.090303 „Збагачення корисних копалин”) / П.В. Сергєєв.-Донецьк: ДонНТУ, 2008.- с.

Опорний конспект лекцій є роздаточним матеріалом для студентів по дисципліні „Збагачення руд чорних металів”. Наведено запитання для самоперевірки.

Укладач – П.В. Сергєєв

**ОПОРНИЙ КОНСПЕКТ ЛЕКЦІЙ
ПО ДИСЦИПЛІНІ
„ЗБАГАЧЕННЯ РУД ЧОРНИХ МЕТАЛІВ”**

для спеціальності 7.090302 - "Збагачення корисних копалин"

Виписка з навчального плану

| Семестр | Аудиторні години | | | СРС | Разом по дисципліні, годин | Вид контролю |
|----------|------------------|-----|-----|-----|-------------------------------|--------------|
| | Лк | Ін. | Лаб | | | |
| 9 | | | | | | |

Лектор - Сергєєв П.В.

Лекція № 1.

ВВЕДЕННЯ В КУРС “ЗБАГАЧЕННЯ РУД ЧОРНИХ МЕТАЛІВ”

Питання, що виносяться на лекцію:

Поняття та значення чорної металургії, сучасні тенденції в її розвитку, склад рудної сировини для чорної металургії, основні характеристики мінералів руд чорних металів, вимоги до руд і концентратів, металургійна цінність руд чорних металів.

Введення.

Чорна металургія - область науки і техніки, а також галузь промисловості, що включають виробництво чавуна, сталі, прокату, сталевих і чавунних виробів, феросплавів. На долю чорних металів приходиться близько 95% усієї виробленої у світі металопродукції.

Основною сировиною чорної металургії є руди чорних металів: залізні, марганцеві і хромові. Невідповідність між якістю сировини, що добувається, і вимогами до неї споживачів обумовлює необхідність наявності в гірничо-металургійному переділі циклу збагачення руд. Процеси збагачення займають одне з ведучих місць у гірничорудній промисловості.

Розвиток збагачення руд чорних металів характеризується, з одного боку, безупинною інтенсифікацією основних і допоміжних процесів у зв'язку з погіршенням руд, що добуваються, а з іншого боку - усі зростаючими вимогами до концентратів, тому що значне поширення одержують нові технології (наприклад, бескоксові способи виробництва сталі), успішне впровадження яких вимагає застосування високоякісних концентратів. Подальший розвиток галузі передбачає підвищення вилучення компонентів з руд, що добуваються, збільшення змісту заліза марганцю і хрому в концентратах, підвищення комплексності використання мінеральної сировини. Промислова цінність руди визначається як змістом у ній основного компонента, так і супутніх - титана, ванадію, Cu, Co, Pt, Au і ін. Комплексне використання руд разом з поліпшенням техніко-економічних показників збагачення вирішує важливу народно-господарську задачу - раціональне використання природних ресурсів.

Склад рудної сировини

Залізо, марганець і хром виплавляють з рудних мінералів, що добуваються з земної кори і з дна океанів. В кристалічних решітках мінералів катіони чорних металів зв'язані з різними аніонами. В залежності від роду цих аніонів мінерали і руди підрозділяються на *оксидні*, що вміщують аніони кисню; *гідроксидні*, утворені гідроксильними іонами; *карбонатні*, що вміщують карбоксилідові аніони; *силікатні* і *сульфідні*, утворені аніонами силікатів і сірки відповідно. В тому випадку, коли поряд з катіонами чорних металів сировина містить катіони рідких і кольорових металів, руди називаються комплексними (наприклад, титаномагнетитові). В чистому виді металвміщуючі мінерали в природі майже не зустрічаються. Вони вкраплені в

частки порожньої породи. Корисні копалини називаються рудами в тому випадку, коли зміст у них рудних мінералів забезпечує доцільний рівень переробки.

До *основних технологічних параметрів* руд відносяться: *вміст (β) корисного компонента* (компонентів) і *вкрапленість*. Вміст корисного компонента є одночасно якісною і кількісною характеристикою руд. Воно визначає придатність руд до металургійного переділу чи безпосередньо, чи після попереднього збагачення. В рудах, що підлягають збагаченню, важливе значення має в якій мінеральній формі знаходиться компонент, оскільки мінеральний склад визначає здатність руд до збагачення. Параметр “вкрапленість” визначає необхідну крупність здрібнювання руд, що служить основним показником енергоємності їх переробки. Вкрапленість мінералів у рудах визначається максимальним лінійним розміром (крупністю) зерен і їх агрегатів.

Основні характеристики мінералів руд чорних металів

Розглянемо коротко основні мінерали руд чорних металів. *Залізні руди* представлені більш ніж 20 мінералами. До основних з них відносяться: магнетит (Fe_3O_4); мартит (Fe_2O_3); гематит ($\alpha \text{Fe}_2\text{O}_3$); лимоніт ($2 \text{Fe}_2\text{O}_3 \times 3\text{H}_2\text{O}$); гідроокси заліза; сидерит (FeCO_3); силікати заліза. Запаси залізних руд в країнах СНД по різновидах розподіляються в такий спосіб: магнетитові - 60%; окислені руди - 15%; бурі залізняка - 20%; сидеритові руди - 5%.

Розвідані запаси *марганцевих руд* представлені п'ятьма основними типами: окисними, карбонатними, окисленими, змішаними окісно-карбонатними, залізо марганцевими. Найбільше промислове значення мають окисні руди, представлені наступними мінералами марганцю: манганітом ($\text{Mn}_2\text{O}_3 \times \text{H}_2\text{O}$); піролюзитом (MnO_2); браунітом (Mn_2O_3); гаусманітом (Mn_3O_4). Карбонатні руди представлені родохрозитом (MnCO_3), мангано-кальцитом, олігонітом.

Хромітові родовища країн СНД відносяться до магматичного типу. Загальна формула хромшпинелідів (хромвміщуючих мінералів): $(\text{Mg, Fe}) (\text{Cr, Al, Fe})_2 \text{O}_4$.

Якість хромових руд визначається в основному співвідношенням $\text{Cr}_2\text{O}_3/\text{Fe}$. В рудах мінерали хрому представлені магнохромитом і алюмохромитом, рідше зустрічається хроміт - FeCr_2O_4 . Балансові запаси виділяються по мінімальному вмісту Cr_2O_3 у руді (32-33%) і при $\text{Cr}_2\text{O}_3/\text{Fe} > 2,5$. Основні запаси в СНД - Казахстан. Багаті хромові руди зі змістом Cr_2O_3 більш 45% піддаються тільки дробленню і сортуванню. Бідні руди надходять на збагачення.

Вимоги до руд і концентратів.

Продукцію чорної металургії складають залізні, марганцеві, хромові руди і продукти їхнього переділу - концентрати, агломерати, окатиші. В залежності від призначення продукція чорної металургії нормується і маркірується по хімічному, гранулометричному складах і хімічних властивостях.

Залізні руди і продукти їх переділу застосовують для виробництва передільних і легованих чавунів. Їх нормують по вмісту заліза і шлакоутворюючих елементів, вмісту шкідливих домішок, крупності, а при виплавці легованих чавунів - також по вмісту легуючих домішок. Основними шкідливими домішками в рудах є фосфор і сірка. Граничний вміст фосфору в товарній руді складає 0,07-0,15 %. Се-

редній вміст сірки в товарній руді не повинен перевищувати 0,15%; миш'яку - не вище 0,05 - 0,1%; цинку - 0,1- 0,2%; міді - до 0,2%.

Вимоги до руд по крупності зводяться до обмеження максимального розміру шматків і змісту дріб'язку менш 3(5) мм. Розмір кусків магнетитових руд - не більш 40-50 мм, легкопоновлюємих бурих залізняків і мартитів 80-150 мм. Припустимий зміст дріб'язку в руді - до 5-15%. Звичайно дріб'язок крупністю 10(12)-0 мм відсівають і агломерують.

Марганцеві руди надходять на переробку для одержання концентратів і агломератів, що застосовуються у багатьох галузях народного господарства (чорна і кольорова металургія, електрохімічна промисловість і ін.). У чорній металургії марганцеві концентрати застосовують для виробництва чавуна, сталей і феросплавів. Їх нормують по змісту Mn, шкідливих домішок (SiO_2 і P), а також по крупності. Вимоги до Mn-руд залежать від їх застосування. Так, наприклад, для електрохімічної промисловості необхідні руди, що містять більш 72% двоокису Mn.

По хіміко-мінеральному складі марганцеві концентрати розділяються на пероксидні, окисні, карбонатні і змішані сорти. Найбільш цінні пероксидні концентрати розділяють по змісту двоокису Mn на три сорти: перший - 87%; другий - 82%; третій - 72%. Зміст фосфору в пероксидних концентратах - менш 0,2%; SiO_2 - 9-10%; вологи - 8%.

Хромові руди застосовуються для виробництва феросплавів, хромових з'єднань, вогнетривких виробів і ін. Для виробництва феросплавів вони нормуються по хімічному складі: Cr_2O_3 - 47-50%; SiO_2 - 7-10%; $\text{Cr}_2\text{O}_3/\text{Fe} = 3-3,5$; P - не більш 0,008%.

Для виробництва хромових виробів встановлюють обмеження по змісту Cr_2O_3 (45-50%), SiO_2 - 8-10%; Fe- не більш 15% і вологи (5%).

Для вогнетривких виробів нормують зміст Cr_2O_3 (45-50%), SiO_2 (8%), Fe(14%), CaO (1-1,3%). По показниках якості для феросплавного виробництва визначені дві марки багатих хромових руд, а для виробництва вогнетривів - 3 марки. У випадку збагачення руд і одержання хромових концентратів нормується якість 3-х марок концентратів.

Металургійна цінність концентратів

Металургійна цінність руд і концентратів визначається змістом основного компонента, співвідношенням і хімічним складом рудних і нерудних мінералів, наявністю супутніх компонентів, гранулометричним складом, фізичними властивостями і витратами на збагачення. Узагальнюючим показником металургійної цінності руд є приведені витрати на виробництво 1 тонни металу з даного типу руд і концентратів, у які включені витрати на їх видобуток, збагачення, грудкування, транспортування і металургійний переділ.

Порівняльна цінність руд з урахуванням приведених витрат може бути охарактеризована показником металургійної цінності $M_{ц}$, що представляє собою відношення середньо галузевих приведених витрат на виробництво 1 т металу ($\Pi_{от}$) до приведених витрат, отриманих при металургійному переділі даної руди, збагаченої до оптимального змісту в ній металу (Π_i):

$$M_{ц} = \Pi_{от} / \Pi_i$$

Показник металургійної цінності при постійних витратах на видобуток, грудкування, металургійний переділ знаходиться в прямої залежності від витрат на збагачення. Ці витрати враховуються складністю схем і методів збагачення, крупністю здрібнювання і дроблення і т.п.

Важливим показником використання сировини в чорній металургії є наскрізне вилучення металу ϵ_c , що визначається як добуток ймовірностей послідовних подій:

$$\epsilon_c = \epsilon_d \cdot \epsilon_z \cdot \epsilon_p \cdot \epsilon_b ,$$

де ϵ_d , ϵ_z , ϵ_p , ϵ_b - відповідно вилучення металу при видобутку, збагаченні, плавці і використанні виплавленого металу. В порошковій металургії ця величина перевищує 75%, в електросталеплавильному виробництві з застосуванням металізованих окатишів значно менше, а при традиційному процесі ледь перевищує 50%. При виплавці сплавів марганцю і хрому наскрізне вилучення є найбільш низьким.

Контрольні питання.

1. Чорна металургія її значення та тенденції розвитку.
2. На які різновиди підрозділяються руди і концентрати чорних металів.
3. Основні показники якості рудної сировини.
4. Короткі показники мінералів руд чорних металів.
5. Назвіть вимоги до якості руд чорних металів та їх концентратів.
6. Що таке металургійна цінність руд і концентратів та якими показниками вона визначається.

Лекція №2.

ХАРАКТЕРИСТИКИ РУД ЧОРНИХ МЕТАЛІВ ЯК СИРОВИНИ ДЛЯ ЧОРНОЇ МЕТАЛУРГІЇ

Питання, що виносяться на лекцію:

Класифікації залізних руд, оптимальна глибина збагачення рудної сировини, корисні та шкідливі домішки руд чорних металів, оцінка рудної сировини для виробництва чавуна і сталі, оцінка марганцевих та хромових концентратів як сировини для виробництва феросплавів.

Класифікації залізних руд.

Залізні руди як промислова сировина для виробництва чавуна і сталі класифікують по вмісту рудних і нерудних мінералів. Нерудні мінерали залізних руд більш численні. За їх складом залізні руди підрозділяються на кислі з перевагою в них кварцу, каолініту і алюмосилікатів та основні, в яких порожні породи представлені переважно кальцитом і доломітом.

Критерієм підрозділу руд на мінералогічні різновиди служить зміст вищевказаних залізородних мінералів. Тип залізної руди приймає найменування того залізородного мінералу, в якому вміст заліза є переважним. Вміст інших залізородних мінералів в найменуванні різновиду враховується у виді приставок до основного найменування. Послідовність приставок повинна відбивати наростаючий вміст цих мінералів у руді. Наприклад, магнетит-гематитові, силікат-магнетит-гематитові, сидерит-лімоніт-мартитові і т.п.

За вмістом заліза руди підрозділяють на природно-багаті, бідні (що потребують збагачення) і забалансові. До першої категорії відносяться природно-багаті руди, що не вимагають збагачення, тому що витрати на нього не компенсуються економією в доменному процесі. До другої категорії відносяться руди, що піддаються збагаченню. Забалансові - руди, що при сучасному рівні техніки і технології їхньої переробки не можуть бути використані як залізородна сировина.

Оптимальна глибина збагачення рудної сировини.

Основною задачею збагачення руд є одержання концентратів з вмістом металу, що дозволяє найбільш економічно їх використовувати в металургійному переділі при максимальному вилученні металу з руд. Техніко-економічні показники виробництва металу з руд з урахуванням витрат на видобуток, збагачення, огрудкування, транспортування і металургійний переділ оцінюються приведеними витратами на 1 тонну виплавленого продукту:

$$П = С + E \cdot \Delta К ,$$

де П - приведені витрати на виробництво металу, грн/т; З - собівартість металу, грн/т ; ΔК- питомі капітальні витрати на виробництво металу, грн/т; E - нормативний коефіцієнт окупності.

При рішенні питання про оптимальну глибину збагачення сировини враховуються інтереси не тільки гірничо-збагачувальних комбінатів (ГЗК), але і металургійних заводів (рис.2.1).

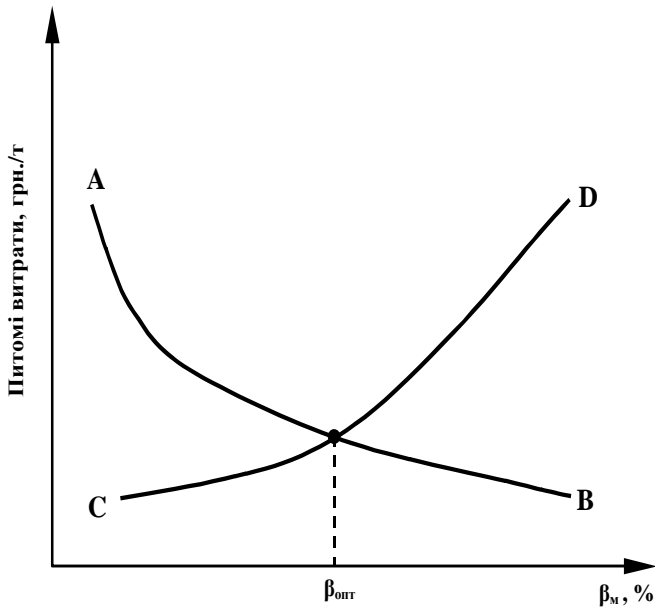


Рис.2.1 Визначення оптимальної глибини збагачення рудної сировини

В міру підвищення вмісту металу в концентраті β_m зростають витрати на збагачення і збільшуються втрати (крива CD на рис.2.1). В той час витрати і втрати металу в металургійному переділі скорочуються (крива АВ). Крапка перетинання кривих АВ і CD вказує на оптимальний ступінь збагачення руд. Крім того, ця крапка звичайно відповідає мінімальній собівартості виробництва чавунів і феросплавів.

Доцільно одержувати такий вміст металу в концентраті, що забезпечує мінімальні приведені витрати на одержання металу в загальному комплексі “видобуток – збагачення - огрудкування- транспорт - металургійний переділ”. Вміст металу в концентраті, що

забезпечує мінімальні приведені витрати на виробництво 1 тони металу, прийнято називати *оптимальним вмістом*.

Корисні та шкідливі домішки руд чорних металів.

До *шкідливих домішок* руд чорних металів відносяться:

сірка - знижує пластичність сталі, викликає красноламкість, збільшує витрату коксу;

фосфор - викликає холодноламкість;

миш'як - викликає одночасно красноламкість і холодноламкість сталі;

цинк - руйнує вогнетривку кладку печей;

свинець - руйнує елементи конструкцій печей;

кремнезем - збільшує витрата коксу і флюсів.

Вплив *корисних домішок* на якість металургійної продукції наступний:

марганець - відбілює чавун, збільшує твердість і в'язкість сталі, зменшує шкідливий вплив сірки;

хром - поліпшує механічні властивості сталі;

нікель - підвищує міцність сталі і корозійну стійкість;

ванадій - поліпшує механічні властивості чавуна і сталі;

мідь - поліпшує антикорозійні властивості, підвищує пластичність сталі;

титан - поліпшує механічні властивості сталей.

Оцінка рудної сировини для виробництва чавуна і сталі.

Виплавка чавуна в доменних печах протікає за інших рівних умов тим швидше, чим більше питома поверхня рудних мінералів, більше газопроникність їх шару, менше вміст в них нижчих окислів (закису заліза), менше вологість і кількість включень породи, нижче температура її плавлення, менше коливання властивостей всередині сорту руди, менше вміст шкідливих і більше корисних домішок.

Великий збиток при виплавці чавуна і феромарганцю наносить надлишок кремнезему. При виплавці чавуна підвищення змісту кремнезему на 1% збільшує витрата коксу приблизно на 3%, флюсів на 4% і зменшує продуктивність доменної печі на 2-7%. При виплавці феромарганцю кремнезем приводить до утворення в нижній частині печі міцних силікатів марганцю, що переходять у шлак, що, в свою чергу, різко зменшує вилучення марганцю.

Невилучена з концентрату глина впливає на показники доменної плавки подвійно: при співвідношенні $\text{SiO}_2 / \text{Al}_2\text{O}_3 < 0,5$ (кремнієвий модуль) - позитивно, а при збільшенні цього модуля до 1,5 - негативно. Це зв'язано зі значним підвищенням в'язкості шлаків.

Вміст заліза в концентраті є одним з основних показників цінності руд, тому що визначає витрата коксу і флюсів, продуктивність печей, і отже, техніко-економічні показники.

Металургійна цінність руд залежить також від наявності і змісту побіжних кошовних домішок. При тому самому вмісті заліза (близько 30%) металургійна цінність титано-магнетитових руд у два рази вище гематито-магнетитових кварцитів. Більш висока цінність титано-магнетитових руд пов'язана з побіжним витягом титана і ванадію в процесі плавки, що значно знижує собівартість металургійного переділу за рахунок реалізації побічної продукції. Ще більший розмах коливань металургійної цінності спостерігається для марганцевих і хромових руд.

Значний вплив на металургійні властивості руд роблять їх фізичні властивості. Встановлено, що найбільш високий ступінь відновлення досягається при металургійній плавці шматків кулястої форми. Практика показує, що залізо відновлюється з руди тим швидше, чим менше розмір кусків, але до відомої межі, тому що щільне злежування дрібної руди погіршує її газопроникність відбудовними газами. Зазвичай максимальний розмір куска руди приймають рівним 50-80 мм, мінімальний 6-10 мм.

Істотний вплив на швидкість відновлення робить пористість руд. Так, наприклад, при зміні пористості руди з 10 до 60% тривалість відновлення зменшується в 3-4 рази. Найбільш щільний магнетит звичайно важко відновлюється. При випалі магнетит окислюється в гематит, що приводить до деякого розпушення шматків, збільшення пористості, і отже, поліпшення відновлюваності. Бурозалізнякові і сидеритові руди легко відновлюються внаслідок їх високої пористості, розтріскування і паротворення при випалі і видаленні летучих.

Таким чином, вимоги до концентратів для виробництва передільного чавуна обмежуються в основному змістом металу, складом порожніх порід і наявністю шкідливих домішок (в основному сірі і фосфору). Ціль цих вимог - організація раціонального виробництва металу за рахунок використання сировини з оптимальним змістом компонента.

При виробництві сталі рудні концентрати вводяться у ванни сталеплавильних і електросталеплавильних печей для того, щоб киснем, що міститься в руді, окислити вуглець, фосфор і інші домішки і видалити їх з металу в шлак і димові гази, а також збільшити вихід сталі за рахунок металу, що відновлюється з руди. Руди, використовувані в сталеплавильному виробництві (мартенівські агломеровані концентрати), повинні містити більш 75% кусків крупніше 10 мм, і менше фосфору і сір-

ки, а також мінімальну кількість кремнезему, тому що останній роз'їдає футерівку печей і зменшує термін їх служби. Для присадки в конвертори і електропечі використовують металізовані окатиші. Останні містять мінімальні кількості шкідливих домішок і додають сталі особливі властивості - високу пластичність. При використанні металізованих окатишів для виплавки сталі пред'являються більш жорсткі вимоги по змісту порожніх порід і шкідливих домішок. У процесі виробництва металевих окатишів порожня порода не віддаляється і після відновлення чи руди концентрату переходить у кінцевий продукт. Отже, якість кінцевого продукту буде визначатися вмістом у сировині порожньої породи. Крім того, наявність порожньої породи в металізованій сировині викликає велике шлакоутворення в процесі виплавки сталі. У цих умовах значно підвищуються витрати електроенергії, флюсів і збільшується тривалість плавки. Крім того, шлак роз'їдає футерівку печей. Тому в металізованій сировині, призначеній для виплавки сталі, прагнуть максимально знизити зміст порожньої породи, а зміст кислих порід (SiO_2) довести до 4%.

Вимоги до концентратів для порошкової металургії обмежуються в основному вмістом кремнезему. Однак припустимий його вміст дуже незначний і не повинен перевищувати 0,15-0,4% для різних сортів, оскільки якість металовиробів із залізних порошоків цілком залежить від наявності в них кремнезему. Вміст заліза в концентратах для порошкової металургії повинен складати 71,7-72,1%.

Оцінка марганцевих і хромових концентратів при виробництві феросплавів

Технологія виробництва марганцевих сплавів полягає у відновленні окислів марганцю, заліза, кремнію і фосфору з рудних концентратів вуглецем коксу в доменних або електропечах. Марганцеві феросплави в даний час виплавляються в герметичних електропечах безупинним процесом. Вищі окисли марганцю відновлюються окисом вуглецю до закису (MnO), а останній відновлюється твердим вуглецем до карбіду і металевого марганцю. Сірка марганцевих руд майже цілком переходить у шлак, фосфор шихти практично цілком відновлюється і переходить у метал. З цієї причини марганцеві концентрати повинні мати вміст фосфору, який не перевищує припустимий. Оскільки фактичний вміст фосфору часто перевищує припустиме значення, концентрати піддають дефосфоризації шляхом переплаву в електропечах. При цьому губиться близько 10% металу.

Підвищений вміст кремнезему в шихті при виплавці феромарганцю в електропечах спричиняє підвищення витрат електроенергії, зниження витягу марганцю. Якість марганцевих концентратів оцінюють також по відношенню суми окислів кальцію і магнію до вмісту глинозему, що повинний бути рівним 2,8.

При виплавці металевого марганцю рудні концентрати повинні бути найбільш багатими, а відношення окису кальцію до кремнезему повинне бути 1,2-1,6. Виплавка карбіду марганцю здійснюється в електропечах з використанням агломерату карбонатних марганцевих концентратів. Сілікомарганець виплавляють на тих же печах з використанням окисних марганцевих концентратів, агломератів і шламів збагачення окисних руд.

Сплави хрому виплавляють тільки в електропечах, оскільки доменний процес неможливий унаслідок тугоплавкості окислів хрому. При виплавці карбіду ферох-

рому плавку ведуть із застосуванням вуглевідновлювального процесу, мало вуглецевого - силікотермічним процесом, а безвуглецевого - алюмініотермічним. Рудною сировиною для такої плавки є багаті мало фосфористі хромшпінелідові руди і концентрати, що містять більш 50% Cr_2O_3 , менш 10% кремнезему при відношенні окису хрому до п'ятиокисі фосфору 0,025 і до закису заліза - не менш 3,2. У якості відновників використовуються низькофосфористі низькосірчані кокси.

Контрольні питання.

1. Які існують класифікації залізних руд.
2. Як визначається оптимальна глибина збагачення рудної сировини.
3. Наведіть приклади корисних та шкідливих домішок руд чорних металів.
4. Оцінка залізних руд як сировини для виробництва чавунів та сталей.
5. Характеристики марганцевих та хромових руд як сировини для виробництва феросплавів.

Лекції № 3-4.

ПІДГОТОВКА СИРОВИНИ ДО ЗБАГАЧЕННЯ

Питання, що виносяться на лекції:

Усереднення якості руд та його показники, способи усереднення, розкриття зростків при підготовці руд до збагачення, принципові схеми розкриття руд та їх характеристики, особливості дроблення та подрібнення руд чорних металів.

Усереднення руд.

Усереднення якості руди - сукупність операцій планування і керування її якістю в процесі гірничо-транспортних робіт і операцій по змішуванню руди на руднику і фабриці, у результаті яких зменшується і стабілізується в заданих межах розмах коливань показників якості в змінних і внутрішніх партіях протягом визначеного періоду часу. Способи усереднення руди розрізняються застосуванням тієї чи іншої технології поділу виділених партій руди на менші та організацією зміни послідовності надходження й об'єднання первісних або зменшених партій руди.

Амплітуда коливань показників якості руди характеризується *розмахом коливань* і *дисперсією* (середнім квадратичним відхиленням). Кількісні оцінки коливань завжди відносяться до визначеної маси (партії) руди. *Середнє квадратичне відхилення* (σ) і *дисперсія* (D) показників якості визначаються по формулах:

$$\sigma = \sqrt{\frac{\sum (\alpha_i - \alpha_{cp})^2}{n-1}}; \quad D = \sigma^2 = \frac{\sum (\alpha_i - \alpha_{cp})^2}{n-1},$$

де α_i - значення показника якості "поточне"; α_{cp} - те ж, але середнє значення; n - число вимірів значень показника якості в статистичній сукупності.

Для оцінки ефективності усереднення використовуються:

- *ступінь усереднення* C , рівна відношенню середніх квадратичних відхилень показників якості неусередненої σ_n і усередненої руди σ_y :

$$C = \sigma_n / \sigma_y = \sqrt{\frac{D_n}{D_y}};$$

- коефіцієнти зменшення дисперсії K_D і середнього квадратичного відхилення K_σ в усередненій руді:

$$K_D = D_y / D_n; \quad K_\sigma = \sigma_y / \sigma_n$$

Всі показники ефективності усереднення зв'язані один з одним:

$$K_\sigma = 1 / C; \quad K_D = (1 / C^2).$$

Для стабілізації процесів збагачення на оптимальному рівні руду необхідно усереднювати за всіма показниками якості, що негативно впливають на ефективність збагачення. Такими показниками є: вміст основних і супутніх корисних компонентів; вміст компонентів у визначеній мінеральній формі; вміст шкідливих до-

мішок, подрібнюваність, крупність вкраплення; вміст великих і дрібних класів; вологість; вміст глинистих домішок і ін. Усі показники якості руди і продуктів збагачення істотно коливаються в порівнянні з плановим значенням. Це приводить до відхилення технологічного режиму від оптимального. Чим більше амплітуда відхилення якості руди від передбаченого при настроюванні процесу і чим триваліше це відхилення, тим більші втрати при вилученні, витрати реагентів, суттєве зниження продуктивності.

Припустимі коливання якості руди, що не впливають негативно на процес, такі: відносне відхилення вмісту заліза від планового рівня $\pm(5-10\%)$; інших металів $\pm 10\%$; відносне відхилення від планового рівня крупності вкрапленості, подрібнюваності та інших показників якості - не більше $\pm 10\%$.

Способи усереднення якості руди:

1. Планування і оперативне керування якістю руди.
2. Виділення умовних сортових потоків руди.
3. Сортіві (шихтові) склади з дозуванням сортів руди.
4. Усереднювальні шарові склади-змішувачі з формуванням і розвантаженням руди (штабелів) екскаваторами.
5. Усереднювальні бункера.
6. Системи двохстадійного усереднення - спочатку сортіві склади, потім - усереднювальні склади-змішувачі.
7. Сортировочно-усереднювальні системи з поділом потоку руди по вмісту металу і крупності.

Розкриття зростків при підготовці руд до збагачення.

Вихідні руди, що надходять на збагачення, переважно представлені зростками рудних і нерудних мінералів. В залозистих кварцитах зростки найчастіше бувають смугастими з вкрапленнями нерудних зерен у рудній смуги, і навпаки, рудних зерен в нерудних шарах. Між рудними і нерудними шарами залягають змішані шари, що складаються з найтонших смужок і вкраплень. В бурозалізнякових і марганцевих рудах зростки мають форму оолітів чи уламків. Якщо поверхні зрощення мінералів не міцні, то їх роз'єднання відбувається легко вже при дробленні. Так поводяться оолітові руди. Однак у більшості руд зростки дуже міцні і для досить повного розкриття мінералів необхідно робити дроблення і здрібнювання в кілька стадій з таким розрахунком, щоб розмір частинок після здрібнювання був на два порядки менше товщини моно мінеральних прошарків і поперечників укралень рудних і нерудних мінералів.

Відношення кількості вільних частинок до загальної їхньої кількості в збагаченні руд чорних металів називають *ступенем розкриття*. *Ступенем вкрапленості* називають відношення кількості мінералу, що знаходиться в зростках, до загальної кількості. Ці відносини виражають у частках одиниці. Відношення розмірів моно-мінеральних вкраплень до величини часток після здрібнювання називають *ступенем перездрібнювання*.

Руйнування зростків досягається наступними шляхами:

тертям або зіткненням частинок друг об друга в барабанних і струминних млинах самоздрібнювання; ударом подрібнювальним тілом чи тертям об його поверхню в молоткових, кульових і інших дробарках, млинах; розколюванням шляхом миттєвого стиску і скидання тиску у вибухових і електрогідравлічних млинах; розтріскуванням під впливом термічних напруг при швидкому нагріванні та охолодженні у випалювальних печах; розколюванням внаслідок зміни обсягу при хімічній взаємодії в реакторах.

Розглянемо принципові схеми розкриття руд різних типів. На рис.3.1 а,б,в показана послідовність прийомів розкриття і концентрації руд: а - розкриваються рудні і нерудні мінерали, такі схеми характерні для збагачення марганцевих і хромових руд. За схемою, представленої на рис.3.1б, першими розкриваються рудні мінерали. Такі схеми застосовуються при збагаченні порівняно багатих залізних руд. За схемою 3.1в першими розкриваються нерудні мінерали - схема характерна для розкриття тонковкраплених залізних кварцитів. Оцінка розкривання руд здійснюється по величині частки рудної фази в зростках після здрібнювання в плинні 40

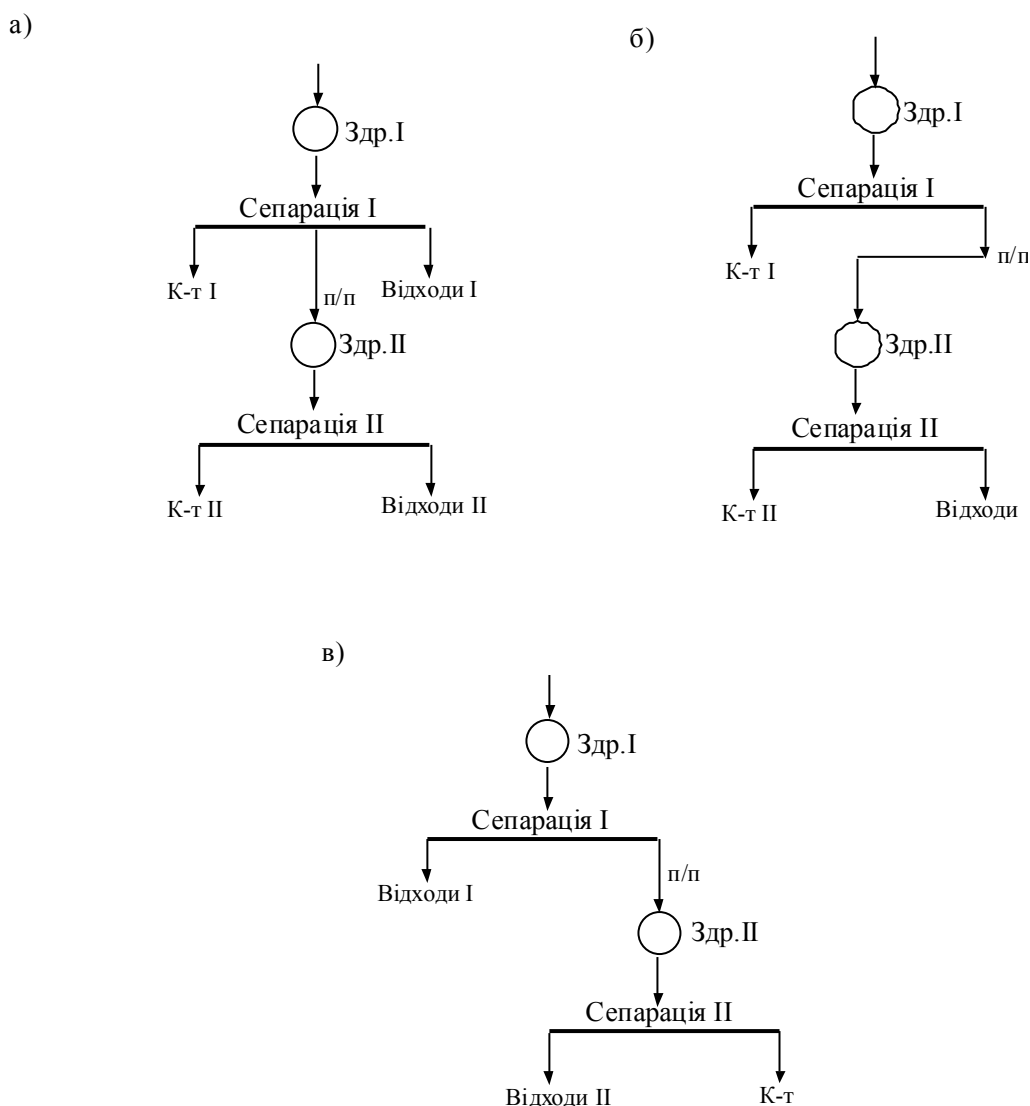


Рис.3.1 Принципові схеми розкриття руд

хвилин у кульовому млині в умовах, обумовлених державним стандартом. До дуже легко розкриваємим відносяться руди, при здрібнюванні яких частка рудної фази в зростках менше 0,05 ; легкорозкриваємі - 0,05-0,1 ; середньорозкриваємі - 0,1-0,15; важко розкриваємі - 0,15-0,20 ; дуже важкорозкриваємі - вище 0,25.

Окислені кварцити, що утворилися внаслідок взаємодії магнетиту з водою і киснем, відрізняються тонкою вкрапленістю і тому найбільш важко розкриваються . По зменшенню крупності вкраплень, а, отже, по розкриванню зростків окислені руди розташовуються в наступний ряд: мартитові гематито-мартитові, лимоніто-мартитові, мартито-гематитові, гематитові. Найвищий ступінь розкриття окислених залізних руд досягається при здрібнюванні до 87% класу менше 44 мкм. На таку крупність здрібнювання налаштовуються млини фабрик, що переробляють окислені кварцити.

Марганцеві і хромові руди розкриваються легше залізних, причому рудні мінерали в більшості випадків розкриваються краще, ніж нерудні, особливо при тонкій вкрапленості нерудних компонентів у рудних прошарках. Ступінь розкриття рудної фази вже при дробленні до 3 мм перевищує 70 %, але нерудна фаза при цьому майже не розкрита. Основна кількість кварцу та інших нерудних компонентів розкривається при здрібнюванні цих руд до 0,2 мм. При цьому ступінь розкриття рудної і нерудної фаз наближається до 100%.

Особливості операцій дроблення і грохотіння руд чорних металів.

Дроблення є підготовчим процесом практично будь-якої технології переробки руд чорних металів. Для крупновкраплених руд дроблення часто є самостійною операцією підготовки до збагачення, оскільки забезпечує достатнє розкриття руди. Розкриття дробленням найчастіше застосовується для попереднього збагачення сухою магнітною сепарацією або гравітацією. Функцію розкриття дроблення виконує при переробці бурозалізнякових і сидеритових руд.

Дроблення руд здійснюється стадіально у відкритих чи замкнутих схемах. Число стадій дроблення коливається від однієї до чотирьох. Дроблення здійснюється в конусних, щокових, валкових і інерційних дробарках. Конусні дробарки, як правило, застосовуються для руд з найбільш високою міцністю і при великих виробничих потужностях підприємств; щокові - для руд середньої міцності; інерційні - для крихких бурозалізнякових руд.

Основні різновиди відкритих схем:

- одностадіальні - застосовуються для підготовки тендітних руд;
- двохстадіальні - застосовуються для підготовки руд середньої міцності, а також міцних руд, коли первинне дроблення здійснюється в шахтних чи кар'єрних дробильних установках;
- тристадіальні - застосовуються для дроблення міцних скельних руд (наприклад, магнетитових, гематитових, сидеритових).

Замкнуті схеми дроблення одержали широке поширення для дроблення руд скарнового типу. Ці схеми як правило мають три стадії. Основна відмінність їх від відкритих схем дроблення полягає в наявності замкнутого циклу в останній (третьої) стадії дроблення, що здійснюється шляхом контрольного просівання розвантаження дробарки і повернення надрешітного продукту в живлення цієї ж дробар-

ки. Достойнства замкнених схем дроблення - зниження енерговитрат, поліпшення умов роботи дробарок, значне поліпшення подальшого процесу здрібнювання, тому що частина роботи з розкриття руди виконується в процесі дроблення. Недоліки - великі капітальні і експлуатаційні витрати, більш високі вимоги до устаткування і його компонування.

Особливістю підготовки руд чорних металів до збагачення є застосування на залізних рудах схем дроблення із сухою магнітною сепарацією (СМС). СМС в схемах дроблення знайшла широке застосування для магнетитових руд скарнового типу, титаномагнетитових і магномагнетитових руд. Метою сухого збагачення є виведення з процесу розкритого рудного чи нерудного матеріалу. У першому випадку виходить готовий грудковий концентрат невисокої якості, в-другому - виділені з процесу відходи використовуються як будівельний матеріал. В обох випадках знижується частка матеріалу, що надходить на здрібнювання, а, отже, і вартість збагачення. Дроблення зі СМС здійснюється по схемах з відкритим і замкнутим циклами. Характерними рисами схем дроблення з СМС є сухе збагачення практично тільки великого (надрешітного) матеріалу. Спроби застосування сухої сепарації на некласифікованому матеріалі приводили до зменшення виходу відходів і разубоживанню промпродуктів дрібним матеріалом, що налипає на барабани.

Особливості схем здрібнювання і класифікації руд чорних металів.

Схеми, що застосовуються для здрібнювання руд, підрозділяються на відкриті і замкнуті. Здрібнювання руди підрозділяється по змісту класу - 0,074(0,044) мм на: велике - до 60% ; середнє - до 85% ; тонке - до 95% і дуже тонке - до 100%. Здрібнювання руди на першій стадії здійснюється в стрижневих, кульових і млинах самоздрібнювання. Стрижневі млини частіше застосовуються у відкритих циклах. В другій і третій стадіях при безкульовому здрібнюванні використовуються галькові млини, а при здрібнюванні тілами, що мелють - кульові. Здрібнювання сталевими тілами можливо практично для всіх руд. Однак цей вид здрібнювання вимагає попереднього дроблення руди до крупності 25 мм і нижче, що зв'язано з будівництвом дробильних фабрик для стадіального дроблення руд. Крім того, при стрижневому і кульовому здрібнюванні витрачається метал, вартість якого складає до 35% усіх витрат на процес.

При самоздрібнюванні в одному агрегаті сполучені середнє, дрібне здрібнювання і здрібнювання руди до крупності, необхідної для первинного збагачення. Це спрощує схему ланцюга апаратів дробильно-збагачувального комплексу і виключає споживання металу для здрібнювання. У той же час швидкість руйнування матеріалу менше в 1,5-2 рази, чим при здрібнюванні тілами, що мелють. Самоздрібнювання відбувається в результаті тертя частинок і частково удару, тому витрати енергії в цих млинах приблизно в 2 рази вище, ніж у стрижневих, де здрібнювання відбувається в основному за рахунок ударів. Деякі різновиди залізних руд, що мають високу щільність і в'язкість, погано піддаються самоздрібнюванню (гематитомангнетитові руди Михайлівського родовища). Іноді застосування цього методу технологічно недоцільно, тому що виключається суха магнітна сепарація. В той же час більшість залізних руд успішно піддаються безкульовому здрібнюванню. В країнах СНД одержали поширення мокрі методи самоздрібнювання.

Класифікація є однією з основних операцій здрібнювання руд. Основна вимога до цієї операції складається в поділі здрібненої руди на розкритий матеріал і зростки. В якості класифікуючих апаратів в даний час найбільш широко застосовуються спіральні класифікатори (одно і двохспіральні) з незануреними і зануреними спіралями, а також гідроциклони.

Відкриті схеми здрібнювання фабриках по переробці руд чорних металів набули обмеженого застосування. На закордонних фабриках ці схеми застосовують для здрібнювання магнетитових руд з велико-вкрапленою порожньою породою. Здрібнювання здійснюється в стрижневих млинах. Відкриті схеми застосовують звичайно для підготовки руди до збагачення в першій стадії. Відкриті схеми забезпечують крупність здрібненого матеріалу 6-0 м.

Замкнуті схеми здрібнювання широко застосовуються як у першій, так і в наступних стадіях здрібнювання при кульовому і бесшаровому методах здрібнювання. Особливість цих схем - максимальна концентрація надрешітного продукту в млинах, що забезпечує при великому і середньому здрібнюванні значне підвищення продуктивності млинів по готовому продукту.

По способу здрібнювання замкнуті схеми підрозділяються на чотири типи.

Перший тип - замкнуті цикли в стрижневих млинах. Крупність здрібнювання по таких схемах не перевищує 20-25% класу - 0,074 мм. Циркулююче навантаження - рідко перевищує 100%.

Другий тип - схеми кульового здрібнювання зі спіральними чи класифікаторами гідроциклонами. Застосовуються для здрібнювання тонковкраплених руд з дрібним проростанням нерудних мінералів. Основна відмінність - застосування в першій стадії здрібнювання як класифікатора - спірального класифікатора (у наступних - гідроциклонів). Крім того, в першій стадії здрібнювання операція збагачення майже не застосовується. Циркулююча навантаження 150-300%.

Третій тип - схеми мокрого самоздрібнювання. Широко застосовуються за рубежом. В країнах СНД - Криворіжжя і КМА. В першій стадії здрібнювання відбувається в млинах типу "Каскад" до 50-70% класу -0,074 мм. В другій і наступній стадіях здрібнювання застосовують рудногалечні млини різних розмірів. В першій стадії після бункерів руда подається в млин самоздрібнювання. Розвантаження млина розділяється на скрап, галя, надрешітний і готовий продукти. Скрап і галя поєднуються і надходять у рудногалечний млин в якості подрібнюючого середовища. Надрешітний продукт повертається на здрібнювання в млин у виді циркулюючого продукту, а подрешітний подається на збагачення. Виділення скрапу і галі здійснюється через спеціальні отвори в решітці млина. Для класифікації застосовується спіральний класифікатор (за рубежом грохоти). Циркулююче навантаження: у випадку грохотів - 50-100%; у випадку класифікаторів - до 500%.

Відмінна риса замкнутих схем рудногалечного здрібнювання - класифікація розвантаження млина в гідроциклонах. Крупність класів застосовуваної галі 80-250 до 30-40 мм на першій стадії і від 65-150 до 15-35 мм для другої стадії здрібнювання. Витрати галі складають 0,87-27% від руди, що переробляється.

До четвертого типу замкнутих схем здрібнювання відносяться схеми сухого самоздрібнювання в першій стадії. Такі схеми одержали поширення за рубежом. Застосування сухого самоздрібнювання сприяє інтенсифікації технології здрібню-

вання за рахунок збільшення концентрації надрешетного продукту в робочому обсязі млина, тому що завдяки повітряній класифікації готовий продукт в міру його утворення віддаляється з млина і не піддається перездрібнюванню. За цією схемою здрібнювання здійснюється в млинах типу “Аерофол” різних типорозмірів.

Класифікація здрібненого матеріалу здійснюється безпосередньо в самому млині за допомогою вентилятора. Осадження захопленого вентилятором матеріалу здійснюється в спеціальному повітряному класифікаторі. Вловлювання готового продукту - у циклонах. Замкнутий цикл здійснюється шляхом просівання обложеного матеріалу, надрешетний продукт якого подається конвеєрами на додаткове здрібнювання. Підрешітний продукт збагачується сухою магнітною сепарацією за допомогою якої скидаються відвальні хвости і промпродукт. Промпродукт додатково здрібнюється в кульових млинах мокрого самоздрібнювання. Сухе самоздрібнювання застосовують в основному для гематито-магнетитових і крупновкраплених магнетитових руд. Для тонковкраплених руд сухе самоздрібнювання не застосовується.

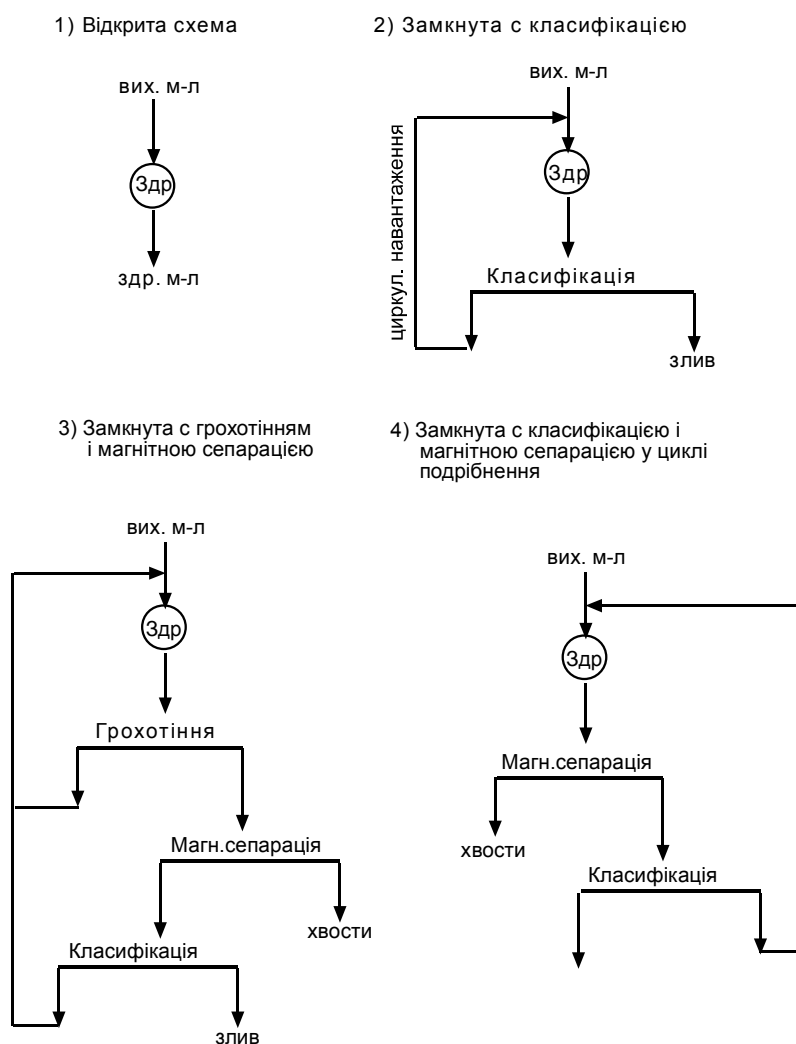


Рис.4.1 – Різновиди технологічних схем здрібнювання

Контрольні питання.

1. Що таке усереднення руд, його призначення та показники.
2. Наведіть способи усереднення руд.
3. Якими способами здійснюється розкриття зростків.
4. Наведіть та охарактеризуйте принципові схеми розкриття руд.
5. Особливості дроблення руд чорних металів.
6. Особливості подрібнення руд чорних металів.
7. Замкнені схеми здрібнення руд чорних металів.

Лекції № 5-6.**СУЧАСНИЙ СТАН ТЕХНОЛОГІЙ
ЗБАГАЧЕННЯ РУД ЧОРНИХ МЕТАЛІВ****Питання, що виносяться на лекції:**

Способи розділення мінералів, попереднє збагачення та умови його застосування, основні умови процесу розділення, магнітна сепарація руд чорних металів, гравітаційні методи збагачення, флотаційні методи збагачення руд чорних металів, комбіновані методи збагачення руд чорних металів.

Способи розділення мінералів.

При збагаченні руд чорних металів використовують три способи поділу мінералів і їх зростків:

1. Сортування кускових фракцій (+10 мм) за допомогою ЕОМ, що направляє зростки і мономінеральні шматки в різні збірники. Використовується як рудопідготовча операція на шахтних дробильно-сортувальних фабриках (вибірка породи).

2. Сепарацію потоку мінеральних зерен або їх флокул за допомогою конкуруючих силових полів, що переміщують фракції у водному або повітряному середовищі в робочому просторі апаратів у відповідні збірники. Використовується для основних операцій збагачення кускової і здрібної бідної руди і промпродуктів. Здійснюється шляхом занурення або притягання і втримання грубозернистих часток рудних мінералів, коли рівнодіюча контактуючих сил, що беруть участь у поділі, спрямована вниз. При обробці дрібнозернистих матеріалів використовують витяг рудних зерен або їх спливання, коли ця сила спрямована нагору. Утримання забезпечує більший вихід, а витяг - більш високу якість концентрату.

3. Третій спосіб - сепарація на носіях - використовується при флотаційному збагаченні слабомагнітних тонко вкраплених руд, а також при збагаченні комплексних руд у сорбційних апаратах, де частки мінералів кольорових і рідких металів утримуються зернами поглиначів (іонообмінних і інших смол).

Попереднє збагачення.

Попереднім збагаченням умовно називають обробку дробленої руди перед наступним здрібнюванням з метою вилучення кускових фракцій вже розкритих часток порожньої породи, а іноді і кондиційної багатой руди (піролюзиту, хроміту). При цьому досягається ряд переваг: уда використовується комплексно, тому що використовується не тільки концентрат, але і порожня порода (щебінка і пісок); зменшується кількість тонкодрібного матеріалу і тому знижується витрата енергії на переробку 1 тонни сировини; збільшується вихід концентрату зі здрібненого матеріалу, а, отже, зменшуються питомі витрати енергії, флотореагентів і трудові витрати; росте продуктивність млинів, тому що з руди віддаляється міцний компонент - кусковата порода, що збільшує здрібнюваність руди; яісне усереднення матеріалу; підвищується зміст металу в харчуванні збагачувальних апаратів, а, отже, росте і якість кінцевих концентратів; зменшуються витрати руди, витрати на

відвальне хвостове господарство, оборотне водопостачання, захист навколишнього середовища.

Попереднє збагачення застосовується в тому випадку, коли загальний вміст металу в кусковатій породі, що витягається, менше, ніж у хвостах при збагаченні здрібненої руди. Попереднє збагачення магнітних руд здійснюється на сухих магнітних сепараторах (типу ПБС або ЕБС), а немагнітних - на важкосередовищних сепараторах (фракції крупніше 3 м).

В практиці збагачення руд чорних металів найбільш широко застосовуються магнітні, гравітаційні, флотаційні і електричні методи розділення.

Основні умови роздільного процесу.

При рівномірному русі потоків частинок сума поділяючих сил дорівнює нулеві ($\Sigma F = 0$). Це *перша умова* процесу поділу. Кускові руди розділяти значно легше, ніж тонкоздрібнені, оскільки дисипативні сили для перших менше, ніж для других.

Другою умовою розділового процесу є дотримання оптимального співвідношення розмірів рудних часток і зростків, що містять невелику частку рудних мінералів, тобто просівання і класифікація матеріалів перед збагаченням відповідно до величини коефіцієнта ізодінамічності. При гравітаційному поділі він зветься “коефіцієнт рівнопадаємості”, при магнітній сепарації - “коефіцієнт рівнопритяжіння”. Для ефективного поділу необхідно, щоб швидкість поділу самих тонких рудних зерен була більше швидкості поділу великих малорудних зростків. Коефіцієнт ізодінамічності визначається відношенням:

$$K_{и} = \frac{D_c}{d_p}$$

де d_p і D_c - відповідно поперечники самих дрібних рудних зерен і найбільш великих зростків.

Третьою умовою ефективного протікання розділового процесу є досягнення високого витягу металу при заданому його змісті в концентраті. Процес поділу кількісно характеризується співвідношенням швидкостей поділу для рудних зерен і відокремлюваних від них зростків. Співвідношення кінетичних констант для рудних K_p і зросткових зерен K_c (що залежать від швидкостей поділу зерен) є критерієм процесу поділу. Використовуючи рівняння балансу металу для руди, що складає з одного рудного й одного нерудного мінералу, можна показати, що:

$$\frac{K_p}{K_c} = \frac{\lg(1 - \varepsilon)}{\lg \left[1 - \varepsilon \left(\frac{\alpha}{1 - \alpha} \cdot \frac{1 - \beta}{\beta} \right) \right]}$$

де α і β - вміст рудного мінералу у вихідній руді і концентраті відповідно; ε - витяг рудного мінералу в концентрат при одному прийомі поділу. Якщо вміст і витяг металу недостатній, необхідно проводити поділ у кілька прийомів, застосовуючи перчисні і контрольні операції поділу.

Четверта умова - число перецифрувань збільшується при менших значеннях співвідношення кінетичних констант K_p / K_c .

П'ята умова - економічна доцільність поділу.

Суха і мокра магнітна сепарація руд чорних металів.

Принцип поділу магнітною сепарацією полягає у відділенні розкритого нерудного немагнітного матеріалу від магнітними, представленими вільними рудними мінералами і зростками. При цьому одержують два продукти: магнітний (концентрат) і немагнітний (відходи). При сухій магнітній сепарації іноді виділяється промпродукт. Оскільки селективність поділу на магнітних сепараторах невелика, застосовуються схеми з перемішувальними операціями магнітного, а іноді і немагнітного продукту. При сухій магнітній сепарації (СМС) дробленого матеріалу (попереднє збагачення) ведуть перецифрування немагнітного продукту, щоб уникнути втрат металу з відходами. У випадку одержання кондиційних концентратів із дробленого матеріалу застосовують перецифрування магнітного продукту. При мокрій магнітній сепарації (ММС) в перших стадіях збагачення обмежуються одним прийомом магнітної сепарації, в наступних - двома або трьома прийомами, що використовуються для перецифрування магнітного продукту. Найбільший ефект від підвищення числа стадій збагачення досягається при поділі руд, у яких рудна складова представлена одним металовміщуючим мінералом. Так, наприклад, при поділі магнетитових руд застосовують до 5 стадій збагачення. Для більшості тонковкраплених руд стадіальність збагачення суттєво впливає на результати поділу. Для середньо- і крупно вкраплених руд ця залежність більш полого.

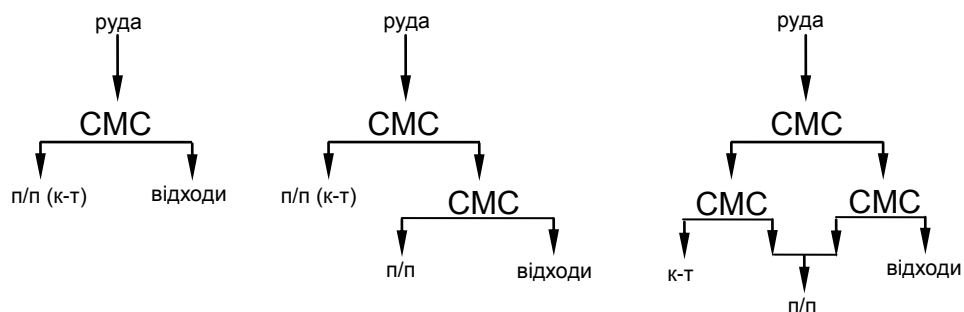
Магнітні схеми збагачення застосовуються для збагачення магнетитових, гематитових, маргітових залізних і марганцевих руд. У випадку магнетитових руд застосовується магнітна сепарація в слабких магнітних полях, гематитових руд - магнітна сепарація в сильних полях. Відносний зміст заліза в концентратах для доменного виробництва 62-68%. Для одержання концентратів з таким змістом заліза застосовується стадіальна технологія збагачення. Відповідно до типів магнетитових руд схеми застосовуються з наступним числом стадій: 3-5 для магнетитових кварцитів; 1-5 для магнетитових руд скарнового типу; 2-3 стадії для магномагнетитових руд і 2-5 - для титаномагнетитових руд.

В залежності від крупності збагачуваного матеріалу застосовуються різні режими магнітної сепарації: прямоочний (6-0 мм), протиточний (3-0 мм) і напів протиточний (1-0 мм).

Для підготовки матеріалу до мокрої магнітної сепарації застосовують згущення в магнітних дешламаторах. Вони обладнані системами, що намагнічують, і забезпечують флокуляцію магнітного матеріалу і його швидке осадження. Дешламація також дозволяє видаляти у відходи тонкі шламкові частки і бідні зростки, що сильно забруднюють магнітні продукти порожньою породою.

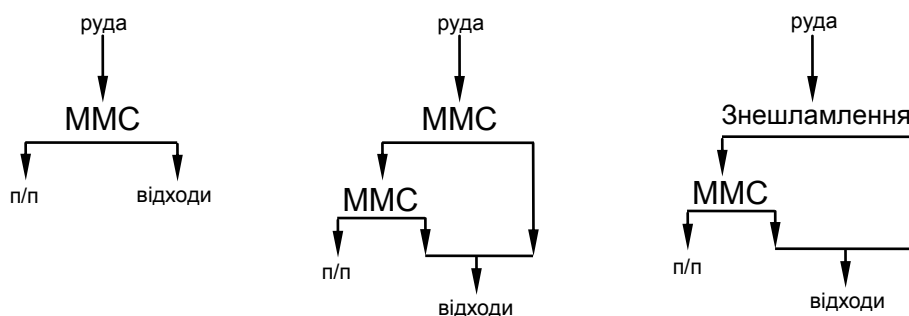
В першій стадії збагачення (див.рис.5.1) магнітна сепарація ведеться по схемах г, д, е; в другій і четвертій стадіях (на зливах млинів) використовується схема г; у третій і п'ятій стадіях - схеми ж і з.

1. Суха магнітна сепарація

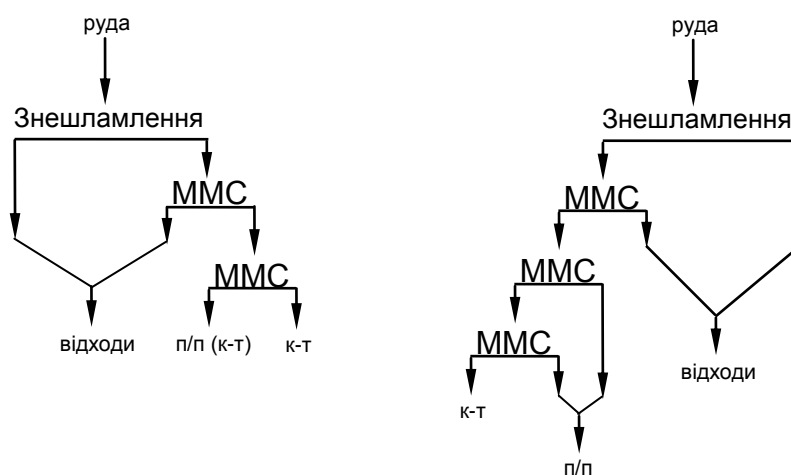


- а) одноопераційна схема СМС
 б) двоопераційна схема СМС з перетищенням н.ф.
 в) трьоопераційна схема СМС з перетищенням н.ф. та м.ф.

2. Мокра магнітна сепарація



- г) одноопераційна схема ММС
 д) двоопераційна схема ММС з перетищенням м.ф.
 е) одноопераційна схема ММС з попереднім знешламленням



- ж) двоопераційна схема ММС з попереднім знешламленням та перетищенням м.ф.
 з) трьоопераційна схема ММС з попереднім знешламленням та подвійним перетищенням м.ф.

Рис. 5.1 – Різновиди магнітних схем збагачення

Практика збагачення установила наступні найбільш доцільні режими магнітної сепарації по стадіях: 1-я стадія - прямоточний; 2 і 4 - протиточний; 3 і 5 - напівпротиточний.

Магнітні схеми для збагачення слабомагнітних руд у сильному магнітному полі поки не мають типових технологічних рішень, оскільки застосовуються тільки на фабриках для крупновкраплених руд і перебувають у стадії розробки для тонковкраплених руд. Структура цих схем визначається типом застосовуваного магнітного сепаратора (в основному, роторного). На деяких ОФ застосовують суху сильно магнітну сепарацію для збагачення бурозалізнякових руд. При цьому збагаченню піддають матеріал, здрібнений до крупності 0-0,6 мм за схемою з декількома переочищеннями немагнітної фракції.

Гравітаційні методи збагачення.

Гравітаційні схеми збагачення застосовуються для всіх різновидів слабомагнітних руд і відрізняються великою розмаїтістю. На фабриках по переробці руд чорних металів застосовуються: збагачення у важких суспензіях, гідравлічне відсадження, гвинтова сепарація, концентраційні столи.

Схеми збагачення у *важких суспензіях* використовуються для бурозалізнякових, сидеритових, гематитових, хромових і карбонатних марганцевих руд. Схеми не однотипні і залежать від вкрапленості рудних мінералів. В міру зниження вкрапленості руди схеми ускладнюються.

Всі застосовані схеми мають попереднє промивання, що здійснюється в спеціальних промивних машинах або на грохотах. У якості обважнювача застосовують гранульований феросиліцій і магнетит або суміш цих обважнювачів у залежності від необхідної щільності суспензії. У випадку збагачення залізних руд цей процес одноопераційний з одержанням готових продуктів без перелічних операцій. При поділі марганцевих і хромових руд застосовується двохстадіальна обробка з одержанням трьох продуктів. Найбільше поширення одержала схема з поділом вихідного матеріалу в першій стадії в суспензії малої щільності, з наступним виділенням з осілої фракції проміжного і важкого продуктів у суспензії високої щільності.

Гідравлічне відсадження одержало поширення для збагачення бурозалізнякових, крупновкраплених гематитових, марганцевих і хромових руд. Частка відсадження в комплексі методів збагачення залізних руд невелика. Як елемент схеми відсадження в даному випадку використовується у виді одноопераційного процесу, що дозволяє одержати кінцевий концентрат і відходи або іноді промпродукт, що направляється на доробку іншими методами збагачення.

Гвинтові сепаратори застосовують при збагаченні слабомагнітних залізних руд самостійно або в комбінації з флотацією, магнітною сепарацією, збагаченням у важких суспензіях. При цьому на більшості фабрик (США і Канада) збагаченню на гвинтових сепараторах піддаються спекулярітові (гематитові) і магнетитогематитові руди, у яких розкриття основної маси рудних мінералів відбувається при крупності здрібнювання 1,2-0,6 мм (тобто, мова йде про крупновкраплені руди). Частіше застосовується комбінована гравітаційно-магнітна схема з магнітною сепарацією хвостів гвинтових сепараторів. У країнах СНД гвинтові сепаратори за-

стосовують для збагачення залізних руд на Оленегірській ЗФ для вилучення гематиту з хвостів магнітного збагачення.

Флотаційні схеми збагачення.

Флотаційні методи застосовуються для збагачення тонковкраплених гематитових, мартитових і бурозалізнякавих залізних руд, вилучення тонковкраплених окислів заліза з хвостів магнітної сепарації, доведення бідних концентратів гравітаційного збагачення. Флотаційні схеми обмежено застосовуються на залізних рудах в зв'язку з їх низькою флотаційною здатністю та великим вмістом силікатів і гідроокислів заліза.

При флотації залізних руд застосовуються три основних методи:

1. Пряма флотація в нейтральному середовищі.
2. Зворотна аніонна флотація мінералів порожньої породи в сильнолужному вапняному середовищі.
3. Зворотна катіонна флотація силікатних мінералів породи в содовому середовищі.

В останніх двох методах залізовмісний концентрат виходить у виді камерного продукту. В усіх випадках здрібнювання руди виробляється до крупності - 0,074 мм. Флотаційні схеми досить прості і передбачають основну, іноді контрольну і дві-, три перелічені операції. Схеми забезпечують одержання концентратів зі змістом заліза до 67% при його витягу до 85%. Флотаційні схеми застосовуються для більшості різновидів залізних руд, якщо вони є чистими по вмісту гідроокислів і мають незначний вміст силікатів. Конкурентоздатність флотаційних схем залежить багато в чому від наявності флотаційних реагентів і їх нетоксичності.

Флотація хромових руд (в основному хроміту $Fe \cdot Cr_2O_3$) у практиці збагачення зустрічається рідко (за рубежом). Хроміт по своїм флотаційним властивостям близький до окислів заліза. Можливі дві схеми флотації: пряма аніонна флотація хроміту і зворотна катіонна флотація мінералів порожньої породи в сильно лужному середовищі (рН >12). Одержувані хромові концентрати використовуються у виробництві ферохрому.

Флотація марганцевих руд. Флотації піддаються шлами - 0,1 мм гравітаційного і магнітного збагачення. Унаслідок високої пористості корисних мінералів, наявності в них включень глини і сильної ошламованості як мінералів марганцю, так і порожньої породи, марганцеві шлами є такими, що важко флотуються. У цілому флотуємость марганцевих руд нижче залізних.

Флотаційний поділ мінералів марганцю здійснюється по схемах і режимам, що принципово не відрізняються від схем і режимів прямої і зворотної аніонної флотації залізних руд. Флотації передують знешламлення по класу -10 мкм, що супроводжується великими втратами марганцю в мулистій фракції. Селективна флокуляція (коагуляція) марганцевих мінералів органічними і неорганічними реагентами дозволяє різко знизити втрати марганцю при знешламлюванні. У результаті флотації одержують марганцеві концентрати, що містять 22-46% марганцю, при його витягу 80-90% від знешламленого живлення флотації (40-70% від вихідного матеріалу). Зміст фосфору в концентратах не повинне перевищувати 0,2%.

Комбіновані схеми збагачення.

Комбіновані схеми збагачення одержали поширення для всіх різновидів руд чорних металів. Сформульовано наступні цілі збагачення руд чорних металів по комбінованих схемах:

- додаткове вилучення металу з хвостів основного процесу застосуванням інших методів збагачення;
- доведення концентрату за рахунок видалення з нього порожньої породи, що знаходиться в зростках або шламах, з використанням більш селективних методів збагачення;
- підвищення ефективності поділу руди застосуванням різних методів збагачення для окремих класів крупності;
- збагачення залізних руд комплексного складу.

Комбіновані схеми з додатковим вилученням металу з хвостів основного процесу збагачення одержали поширення для руд змішаного мінерального складу (наприклад, гематито-магнетитових). У цьому випадку застосовується різне сполучення процесів збагачення. Особливість таких схем - використання процесів збагачення в такій послідовності, щоб виділяти рудні мінерали в міру зниження крупності їх вкрапленості (щоб уникнути їхнього перездрібнювання). При однакової вкрапленості перевага віддається мінералам, яких більше утримується в руді. Такі схеми передбачають застосування на початку процесу методу збагачення для ефективного витлучення крупновкраплених мінералів.

Другий напрямок застосування комбінованих схем - доведення концентрату шляхом видалення порожньої породи, що знаходиться в зростках або шламах. Найбільше застосування доведення концентратів одержало при збагаченні магнетитових руд, концентрати яких використовують для безкоксівної і порошкової металургії і вимагають видалення з них тільки кремнезему. У магнітних концентратах утримуються кварцово-магнетитові зростки, видалити які магнітною сепарацією не вдається. У цьому випадку застосовується комбінована магнітно-флотаційна схема поділу. Комбіновані схеми збагачення гематитових руд як основний процес передбачають гравітаційні методи, а як доводочні операції - магнітну сепарацію в сильному полі, а іноді електричну сепарацію. Застосування таких схем дозволяє підвищити вміст заліза на 4-5% (4-9% у першому випадку).

Комбіновані схеми, використовувані для підвищення ефективності поділу різних класів крупності, характерні для фабрик, що переробляють гематитові, буро-залізнякові, сидеритові, хромові і марганцеві руди. Як основний процес у цих схемах для збагачення зернистої або кускової частини руди застосовується відсадження або збагачення у важких суспензіях, а шламистої - магнітна сепарація (залізні руди), флотація (марганцеві руди), гвинтова сепарація і концентраційні столи (хромові руди).

Для збагачення залізних руд комплексного складу застосовуються в основному комбіновані схеми збагачення й у більш рідких випадках - флотаційні. Такі схеми застосовуються для гематито-магнетитових і магнетитових руд комплексного складу. Схеми передбачають сухе магнітне збагачення для одержання готового магнетитового концентрату або відвальних хвостів. Схеми відрізняються між со-

бою другою стадією, що реалізується магнітною сепарацією, флотацією або гравітаційними методами. Найбільше поширення одержали схеми магнітно-флотаційного збагачення, що передбачають вилучення крупно шматкових відходів сухою магнітною сепарацією. Магнітні продукти додатково здрібнюють і піддають мокрої магнітної сепарації з одержанням готового магнітного концентрату. По таких схемах при флотаційному збагаченні шламів вилучають кобальт-піритні, мідні, ільменітові та апатитові концентрати. У випадку переробки гематито-магнетитових руд у цій же стадії збагачення витягають гематит.

Для гематито-магнетитових руд комплексного складу із супутнім мінералом апатитом застосовуються магнітно-гравітаційно-флотаційні схеми збагачення. Схема передбачає стадіальне виділення з руди магнетитового концентрату сухою магнітною сепарацією, гематитового - гравітаційним, апатитового концентрату - флотаційним збагаченням.

Контрольні питання.

1. Наведіть способи розділення мінералів.
2. Що таке попереднє збагачення і для чого воно використовується.
3. Назвіть основи умови процесу розділення мінералів.
4. Особливості сухої та мокрої магнітної сепарації руд чорних металів.
5. Застосування гравітаційних методів при збагаченні руд чорних металів.
6. Особливості флотаційного збагачення руд чорних металів.
7. Комбіновані методи збагачення.

Лекція № 7.

ЗБАГАЧЕННЯ МАГНЕТИТОВИХ КВАРЦИТІВ

Питання, що виносяться на лекцію:

Технологічні характеристики магнетитових кварцитів країн СНД, особливості дроблення магнетитових кварцитів, подрібнення та збагачення руд, практика збагачення магнетитових кварцитів на Лебединському та Криворізькому родовищах.

Технологічна характеристика руд.

Магнетитові кварцити в країнах СНД зосереджені в басейнах Криворізького залізорудного району та Курський магнітної аномалії (КМА). Вони є основною сировиною залізорудної промисловості. Особливістю цього типу руд є перевага кварцу серед нерудних мінералів. Основним рудним мінералом є магнетит, представлений у вигляді вкраплень у кварці і залізистих силікатах. Супутніми залізорудними мінералами є: гематит, мартит, гідроокиси заліза, сидерит. Основні нерудні мінерали: кварц, карбонати, амфіболи, хлорити, слюди й польові шпати. Важливою властивістю магнетитових кварцитів є низький вміст шкідливих домішок - сірки і фосфору.

По текстурно-структурній будові магнетитові кварцити (МК) - шаруваті породи з чергуванням рудних, змішаних і нерудних шарів. Потужність рудних шарів - 1-30 м. В цих шарах проміжки між зернами і агрегатами магнетиту заповнені кварцом і залізистими силікатами. Нерудні шари складаються із кварцу з домішкою магнетиту у вигляді вкраплених зерен, а також сидериту і хлориту. Змішані шари відрізняються від рудних меншою кількістю магнетиту і меншими розмірами його агрегатів. Гематитові агрегати перебувають у тісному зрощенні з магнетитом.

Важлива характеристика МК - магнітна сприйнятливість. При зниженні крупності зерен величина магнітної сприйнятливості помітно зменшується та істотно падає для частинок крупністю менш 20 мкм. Це властивість магнетиту впливає на процес збагачення, тому що магнітний поділ ведеться при крупності, близької до 20 мкм.

Залежно від мінерального состава МК родовищ країн СНД можуть бути підрозділені на наступні основні різновиди: магнетитові, гематито-магнетитові, карбонатно-магнетитові і силікатно-магнетитові. Руди, що переробляють на фабриках, представлені сумішшю різних різновидів МК.

Для стабілізації вихідної руди перед збагаченням здійснюється шихтовка руд по типах і різновидах шляхом оперативного планування видобутку і її усереднення на складах і бункерах дробильних і збагачувальних фабрик. Ємність бункерів ОФ складає 1-1,5 добової продуктивності.

Дроблення руд.

Дроблення здійснюється по чотирьох різних схемах: одностадіальній, трьохстадіальній з відкритим і замкнутим циклом і чотирьохстадіальній з відкритим циклом.

Одностадіальна схема дроблення застосовується на Ингулецьком і Лебединському ГЗК для підготовки руди до самоздрібнювання. Крупність дробленого продукту 0-300 мм. Для трьохстадіальних схем характерна наявність просівання перед 3-ю стадією дроблення на колосникових або вібраційних грохотах. У трьохстадіальній схемі із замкнутим циклом після 3-ої стадії дроблення здійснюється контрольне просівання матеріалу з поверненням надрешіного продукту назад у дробарку. Чотирьохстадіальні схеми відрізняються операцією додроблення матеріалу в другій стадії в дробарках типу КРД-900.

Дроблення по всіх схемах здійснюється в конусних дробарках (за винятком старих ЗФ КМА, де застосовуються шоківі дробарки). Первинне дроблення по одностадіальній і чотирьохстадіальній схемах здійснюється в дробарках великого дроблення типу ККД-1500/180 з розвантажувальною щілиною 200-220 мм, по схемах трьохстадіального дроблення - у цих же дробарках, але із щілиною 170-180 мм. Середнє дроблення МК здійснюється в дробарках КСД-2200 як з попереднім просіванням, так і без нього. Дрібне дроблення - на дробарках КМД-2200 з попереднім просіванням по готовому класі. Крупність дробленої руди (за винятком схем із замкнутим циклом) 0-25 мм.

Дроблення в 3-й стадії при наступному рудногалечному здрібнюванні відрізняється від звичайних схем просівання дробленої руди. Просівання здійснюється по класу 25 мм із виділенням у надрешітний продукт рудної галі крупністю 25-75 мм.

Сучасна тенденція в розвитку схем дроблення МК - перехід до замкнутих циклів дроблення в останній стадії. При цьому знижується вміст у дробленому продукті класу + 25 мм (за звичай його 4-15%).

Подрібнення та збагачення руд

Збагачення МК здійснюється магнітним методом у слабкому магнітному полі. Технологія збагачення МК однотипна і передбачає стадіальне збагачення з послідовним виводом нерудної частини у відходи. СМС дробленої руди, як правило, відсутня.

Здрібнювання МК здійснюють по двох, трьох і чотирьохстадіальним схемах із застосуванням сталевих тіл, що мелють, самоздрібнювання, рудногалечного здрібнювання, а також комбінованими методами. При здрібнюванні сталевими тілами, що мелють, застосовують кульові й стрижневі млини. Стрижневі млини, як правило, працюють у відкритому циклі в трьохстадіальних схемах здрібнювання. Кульове здрібнювання здійснюється в замкнутому циклі зі спіральними класифікаторами (останнім часом - гідроциклонами). При бесшаровому здрібнюванні замкнутий цикл здійснюється тільки зі спіральними класифікаторами. Подрібнювання промпродукту у всіх схемах здійснюється в млинах, що працюють у замкнутому циклі з гідроциклонами.

Технологічні схеми збагачення бувають двох типів: двохстадіальні і трьохстадіальні. При двохстадіальних схемах збагачення в 1-й стадії використовують кульове здрібнювання і бесшарове. Подрібнювання промпродуктів в обох варіантах - рудногалечне. Здрібнювання по двохстадіальних схемах в обох стадіях здійснюється в замкнутих циклах: у першій стадії - з спіральними класифікаторами, у дру-

гий - з гідроциклонами. Магнітна сепарація в схемах бесшарового здрібнювання ведеться в 2 або 3 стадії, при змішаному здрібнюванні - у дві стадії.

Найпоширенішими в країнах СНД є схеми трьохстадіального збагачення. Фабрики Криворізького басейну працюють по схемах повного кульового здрібнювання із чотирьма або п'ятьма стадіями магнітної сепарації. ЗФ Курського басейну мають 2-3 стадіальне рудне самоздрібнювання та 3-5 стадій мокрої магнітної сепарації. Всі різновиди схем забезпечують вміст заліза в концентраті 65% і більше. Крупність здрібнювання коливається від 91 до 99% класу -0,074 мм.

МК збагачуються в дві, три, чотири або п'ять стадій ММС на барабанних магнітних сепараторах різних типорозмірів. Найбільше поширення одержали барабанні сепаратори типу ПБМ-90/250, ПБМ-120/300, ПБМ-150/400. На першій стадії сепарації застосовуються сепаратори із прямоточними або протиточними ваннами, в-другий - із протиточними, на наступних стадіях - з напівпротиточними. Напруженість магнітного поля у всіх випадках однакова і на поверхні барабана складає в межах 90-110 Ка/м. Вміст твердого в живленні сепараторів коливається в межах від 50-75% (перша і друга стадії) до 18-30% (п'ята стадія).

В зв'язку з недостатньою селективністю роботи магнітних сепараторів концентрати і промпродукти сильно забруднені розкритими немагнітними фракціями. У магнітних продуктах 1-й стадії сепарації втримується 13-18% і 5-й стадії - 2-4% немагнітної фракції з відвальним вмістом заліза.

Вміст магнітної фракції в хвостах не перевищує 1,5-5% на 1 і 2 стадіях збагачення та 8% у наступних. Ефективність магнітної сепарації по вилученню магнетиту досить висока - вилучення "магнітного заліза" досягає 98-99%.

Значну роботу по підготовці здрібненої руди до ММС виконують магнітні дешламатори. Ці апарати дозволяють згустити здрібнений матеріал в 2-5 разів і за рахунок цього значно підвищити продуктивність сепараторів. Крім того, в них скидаються найбільш важко видаляемі шламові часинтки і досить бідні тонковкраплені зростки. Ця операція дозволяє помітно підвищити вміст заліза в концентраті.

Практика збагачення магнетитових кварцитів.

1. Фабрики Лебединського ГЗК.

Сировинною базою є Лебединське родовище, розташоване в Старооскольському залізорудному районі КМА (Білгородська обл., Росія). Хімічний склад руди представлений наступними компонентами: $Fe_{\text{общ}} = 33,74\%$; $Fe = 14,83\%$; $Fe_2O_3 = 31,72\%$; $Si_2 = 42,69\%$; $Ca = 1,62\%$; $Mg = 2,89\%$; $Al_2O_3 = 1,77\%$; $P = 0,108\%$; $S = 0,137\%$; інші = 2,99%. Всі типи МК відносно грубозернисті - 70-80% зерен мають крупність 0,08-0,1 мм. Щільність руди 3500-3650 кг/м³; пористість 1-6%; вологість - до 3%. Родовище розробляється відкритим способом. Максимальний розмір куска руди - 1200 мм. Лебединський ГОК включає три збагачувальні фабрики. Технологічна схема ОФ №1 і №2 включає дві стадії рудного самоздрібнювання і три стадії магнітної сепарації. Технологічна схема ОФ №3 включає три стадії рудного самоздрібнювання та п'ять стадій магнітної сепарації.

Концентрат ГЗК дозбагачується на фабриці дозбагачення. Технологічна схема фабрики до збагачення включає одну стадію здрібнювання до крупності 98% класу - 0,044 мм і дві стадії ММС. Для виробництва концентрату з вмістом заліза

більше 70% на Леб.Гоке побудована фабрика високоякісного концентрату. Вихідна сировина фабрики - концентрат ОФ №1. Технологічна схема включає одну стадію здрібнювання в замкнутому циклі з гідроциклонами, основну і контрольну флотацію. Споживач суперконцентрату - Оскольський електрометалургійний комбінат.

Таблиця 7.2 - Показники роботи фабрик Лебединського ЗК

| Показники | ЗФ №1 | ЗФ №2 | ЗФ №3 |
|----------------------------------|-------|-------|-------|
| Вихід концентрату, % | 36,1 | 40,3 | 39,4 |
| Вміст заліза, %: | | | |
| - в руді загального | 32,73 | 34,35 | 33,87 |
| - в руді магнетитового | 24,88 | 28 | 27,06 |
| - в концентраті | 68,39 | 68,7 | 68,7 |
| - у відходах загального | 12,58 | 11,13 | 11,22 |
| - у відходах магнетитового | 2,19 | - | - |
| Вилучення заліза в концентрат, % | | | |
| - загального | 75,44 | 80,7 | 79,9 |
| - магнетитового | 94,37 | 96 | 96 |
| Вологість концентрату, % | 9,39 | 9 | 9,5 |

Дроблення вихідної руди здійснюється в одну стадію на конусній дробарці ККД-1500/200. Перша стадія здрібнювання - на млинах типу ММС-70-23 або ММС-90-30А. Наступне здрібнювання - на рудногалечних млинах типу МРГ-4000×7500 або МРГ-5500×7500. Класифікація здійснюється на одно- і двохспіральных класифікаторах і гідроциклонах типу ГЦ-350 або ГЦ-500. Магнітна сепарація - на барабанних сепараторах типу ПБМ-90/250 або ПБМ-120/300.

2. Фабрики Криворізького родовища.

Найпоширенішими схемами збагачення на фабриках Криворіжжя є трьохстадіальні. ЗФ працюють по схемах повного кульового здрібнювання з чотирма або п'ятьма стадіями магнітної сепарації. Як приклад розглянемо технологічну схему ЗФ №1 Ингулецького ГЗК (південна частина Криворізького родовища). Властивості руди: щільність - 3200-3600 кг/м³; пористість - 2-5%; середній розмір зерен магнетиту - 0,18-0,2 мм.; вологість - до 2%. Родовище відпрацьовується відкритим способом ($D_{\max} = 1200$ мм).

Технологічна схема фабрики включає 4 стадії дроблення до крупності 25-0 мм; три стадії здрібнювання в кульових млинах; п'ять стадій ММС (див. рис.7.1). Показники роботи фабрики: вміст заліза в руді - 32,68%; в концентраті - 62,65%; вилучення заліза в концентрат - 73,96%; вміст заліза у відходах сепарації - 13,86% (магнітного - 2,44%).

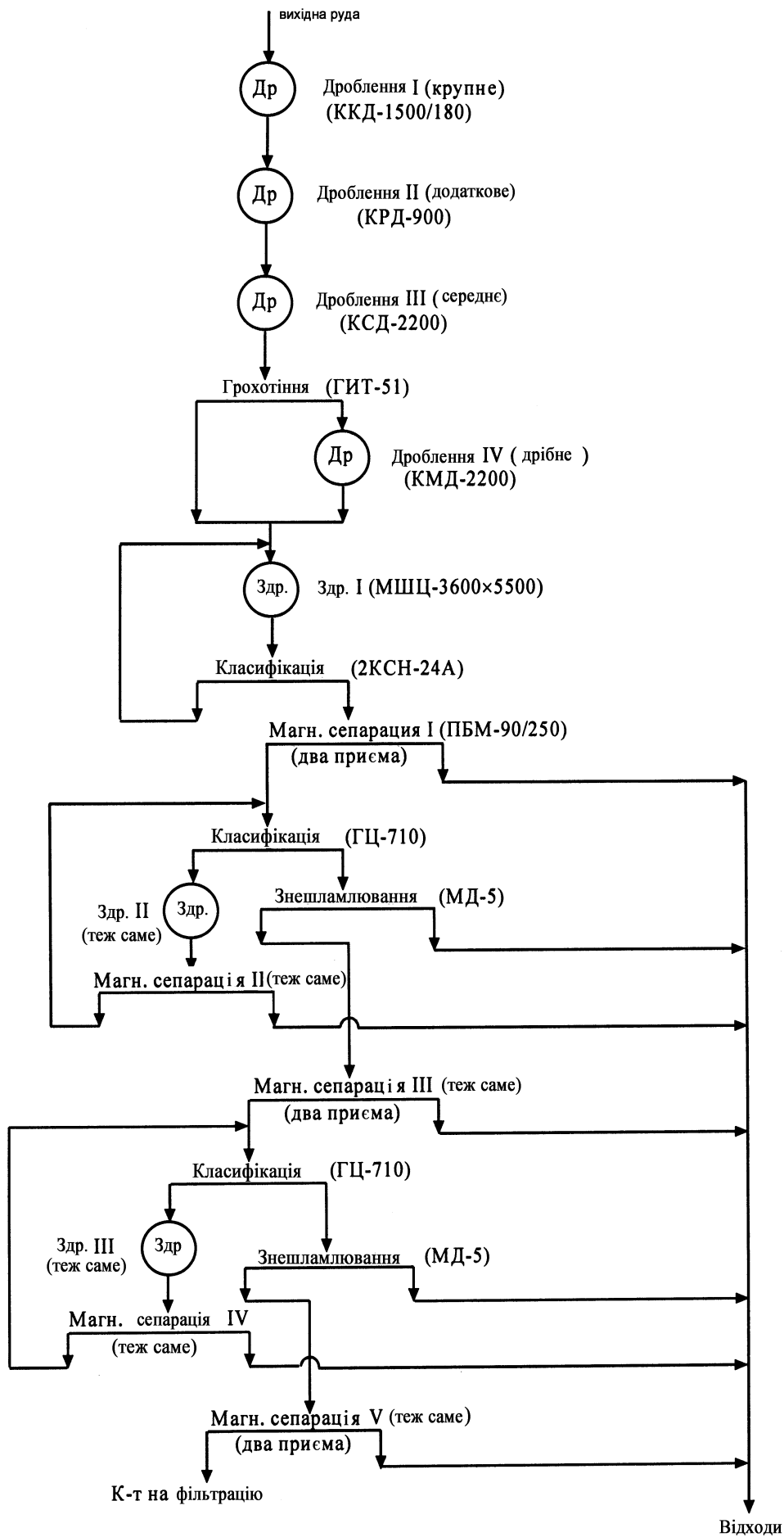


Рис.7.1 Технологічна схема ЗФ №1 Інгулецького ГЗК

Контрольні питання.

1. Наведіть технологічні характеристики МК.
2. Особливості дроблення МК.
3. Схеми дрібнення та збагачення МК.
4. Особливості збагачення МК на Лебединському ГЗК.
5. Особливості збагачення МК на фабриках Криворіжжя.

Лекція № 8.**ЗБАГАЧЕННЯ МАГНЕТИТОВИХ РУД
СКАРНОВОГО ТИПУ****Питання, що виносяться на лекцію:**

Технологічні характеристики магнетитових руд скарнового типу, особливості дроблення та СМС руд, мокре магнітне збагачення руд, характеристики продуктів збагачення.

Технологічні характеристики руд.

Магнетитові руди скарнового типу по видобутку та виробництву концентратів є другим джерелом залізорудної сировини в країнах СНД. Вони одержали свою назву від порожньої породи, що представлена в цих рудах скарнами. Найбільш характерними для цих руд є гранатові скарни і піроксен-гранатові. Основний залізорудний мінерал - магнетит, крім того, є присутнім гематит і значна кількість сульфідів (пірит і піротин, халькопірит і сфалерит). У сульфідах часто зустрічаються кольорові метали типу ванадію і кобальту. Коефіцієнт міцності по шкалі М.М. Протодьяконова 14-18; середня щільність руд 3100-3400 кг/м³. Магнітна сприйнятливність - та ж, що у МК.

По структурних особливостях руди підрозділяються на: великовкрапленні (0,05-10мм); мілковкрапленні (0,35-1 мм); тонковкрапленні (0,01-0,35 мм) і досить тонковкрапленні (0,001-0,01 мм).

Основні родовища - Урал, Казахстан, Східна Сибір. Основна маса руд добувається підземним способом. Усереднення руд здійснюється в основному шихтовкою при видобутку. Усереднення перед збагаченням, як правило, не передбачається.

Дроблення і сухе магнітне збагачення.

Дроблення руд здійснюється по двох-, трьох- і чотирьох стадіальним схемам у відкритих і замкнутих циклах. У всіх схемах є двох або одностадійне сухе магнітне збагачення (СМС) продуктів середнього або дрібного дроблення. В першій стадії дроблення частіше здійснюється на щекових дробарках. Для середнього і дрібного дроблення застосовуються конусні дробарки.

Двохстадіальні схеми дроблення і магнітного збагачення застосовують при переробці крупно вкраплених руд. Схеми включають велике дроблення в конусних та щекових дробарках з попереднім просіванням і без нього. Середнє дроблення здійснюється в конусних дробарках з попереднім просіванням.

Сухому магнітному збагаченню піддається дроблений продукт, розділений на класи 60-25 й 25-0 мм. Магнітна сепарація ведеться в два прийоми з перочищенням немагнітної фракції. При цьому виділяється готовий грудковий концентрат або грудковий концентрат і агломераційна руда. Вміст заліза в концентраті СМС невелике - 50-54%. Тому концентрати найчастіше піддаються мокрому збагаченню до $\beta_{\text{Fe}} = 61-62\%$.

Фабрики, що працюють по трьох стадіальним схемам з відкритим циклом, виробляють доменні і агломераційні концентрати. Схеми дроблення включають

одну або дві стадії СМС. Перша стадія - після середнього дроблення, друга - після дрібного. У другій стадії дроблення сепарація здійснюється на класифікованому матеріалі крупністю 35-16 і 16-0 мм, в третій стадії - на подрібнених продуктах СМС.

Трьохстадіальні схеми із замкнутим циклом мають одностадіальну СМС. Дроблення в 1-й стадії здійснюється в конусних і щекових дробарках з контрольним просіванням і без нього. Третя стадія працює з попереднім просіванням. Дроблений продукт 3-й стадії розділяється на класи 20-12, 12-6 й 6-0 мм. Класи 20-12 й 12-6 мм збагачуються роздільно. У результаті СМС виділяється готовий доменний концентрат крупністю 20-12 мм і промпродукт крупністю 20-12 й 12-6 мм, що поєднується з відсіванням 6-0 мм і направляється на ММС. Іноді СМС здійснюється в дві стадії: 1-я стадія - після середнього дроблення на матеріалі 60-15 й 15-0 мм, друга - на матеріалі замкнутого циклу дроблення крупнокускового магнітного продукту першої стадії.

Трьохстадіальні схеми дроблення і СМС велико- і дрібновокрапленних руд одержали найбільш широке поширення. Вони застосовуються для виводу великих відходів і одержання промпродуктів, що підлягають глибокому магнітному збагаченню, а також іноді для одержання кускових концентратів з руд з масивною вкрапленістю магнетиту.

Чотирьохстадіальні схеми дроблення (до крупності 8-0 мм) застосовуються для бідних дрібно- і тонковкрапленних магнетитових руд. Від чотирьохстадіальної схеми дроблення МК вони відрізняються наявністю СМС дробленого надрешітного продукту 4-й стадії. Така схема забезпечує в дробленому промпродукті до 4-5% класу +20 мм. В процесі СМС надрешітного продукту 4-й стадії дроблення видаляється до 12% відходів з β_{Fe} до 12-13%. На ЗФ Гірської Шорії і Хакасії СМС здійснюється у дві стадії. Перша стадія СМС включена в схему великого, середнього або дрібного дроблення й здійснюється безпосередньо на руднику. Додрібнювання промпродуктів та 2-я стадія СМС здійснюється на ЗФ мокрого магнітного збагачення. Первинне подрібнення - у конусних дробарках, вторинне - у валкових. В результаті вторинної СМС виділяється близько 3-8% відвальних хвостів з $\beta_{Fe} = 13-14\%$; вихід сухих хвостів - 35-50%.

Сухе магнітне збагачення здійснюється на сепараторах типу 4ПБС-63/200; 2ПБС-90/250; ЕБС-80/170 та ін. Найбільший вплив на результати СМС мають вологість і наявність дріб'язку 1-0 мм у вихідному матеріалі, що, маючи підвищену вологість, погано розділяється внаслідок комкування та налипання на барабанах сепараторів. З цієї причини на більшості фабрик СМС ведеться на класифікованому матеріалі. Хвости СМС використовують як будівельні матеріали з попередньою класифікацією на класи +20, 20-10 й 10-0 мм.

Мокре магнітне збагачення.

Збагачення магнетитових руд скарнового типу, як і МК, здійснюється магнітними методами в слабкому магнітному полі. Широке застосування одержали багатастадіальні комбіновані схеми сухого і мокрого магнітного збагачення. Загальна кількість стадій збагачення - від 2 до 5.

Одностадіальні схеми ММС застосовуються для збагачення великовкраплених і дрібно-вкраплених руд. Схеми включають здрібнювання промпродуктів СМС у кульових млинах, що працюють у замкнутому циклі зі спіральними класифікаторами. Крупність зливу класифікатора - 60-65% класу - 0,074 мм. У зв'язку з недостатнім розкриттям руд вміст заліза в концентраті невисоке - 58-62%. Магнітна сепарація здійснюється в два або три прийоми з перетищенням магнітної фракції. При збагаченні багатих промпродуктів ϵ_{Fe} сягає 90%, а при збагаченні бідних промпродуктів $\epsilon_{\text{Fe}} = 65-70\%$. Вміст магнітного заліза у хвостах - не більше 3%. Магнітної сепарації піддаються зливи класифікаторів з наступним поділом магнітних продуктів у гідроциклонах і поверненням пісків на класифікацію і подрібнення (Абагурська ЗФ). В схемі Гороблагодатської ЗФ зливи класифікаторів вдруге класифікуються в гідроциклонах, піски яких сепаруються і повертаються на подрібнення. Із процесу виводиться близько 10-15% грубозернистої породи.

Двохстадіальна схема збагачення промпродуктів СМС застосовується для дрібно- і тонковкраплених руд. Технологічні схеми включають двухстадіальне здрібнювання руд у кульових млинах, що працюють у замкнутому циклі зі спіральними класифікаторами в 1-й стадії, гідроциклонами - в 2-й стадії. Магнітної сепарації піддаються зливи класифікаційних апаратів. Крупність здрібнювання: 1-я стадія - 45-50% класу -0,074 мм; 2-я стадія - 60-65% класу -0,074 мм. Вміст заліза в концентраті не перевищує 62%. В цей час старі одностадіальні фабрики реконструюються у двухстадіальні зі збагаченням промпродуктів СМС. Приклади таких ЗФ - Магнітогорська, Абагурська та ін. Трьохстадіальна схема ММС промпродуктів СМС здійснена на Соколовсько-Сарбайському ГЗК (Казахстан). Основний рудний мінерал - магнетит. Крім того, присутні гематит і титаномангнетит. Вміст заліза від 26,6 до 52,6%. Розмір включень магнетиту 0,01-10 мм, переважає - 0,08-2 мм. Середня щільність руди 2800-3870 кг/м³; пористість - до 5%; W^r - до 3%. Соколовське родовище розробляється відкритим і підземним способом, Сарбайське - відкритим. Максимальний діаметр кусків: відкрита розробка - 1200 мм; підземна - 400 мм. В технологічній схемі фабрики (рис.8.1) передбачено: чотири стадії дроблення руди до крупності 25-0 мм; суха магнітна сепарація руди крупністю +12 мм з одержанням відвальних хвостів і промпродукту для наступної ММС. Здрібнювання промпродукту здійснюється в стрижневих млинах у відкритому циклі. Далі промпродукти подрібнюються на другій стадії в кульових млинах, що працюють у замкнутому циклі з гідроциклонами. Магнітна сепарація ведеться на зливах стрижневих і кульових млинів, а також на зливах гідроциклонів 2-й стадії здрібнювання.

На першій стадії здрібнювання ведеться до крупності 30-35% класу -0,074 мм. Із процесу на цій стадії виводиться 21-25% відвальних хвостів. На другій стадії здрібнювання досягається крупність злива 92-95% класу -0,074 мм. Разом із хвостами СМС вихід грубозернистих хвостів (1-я стадія здрібнювання + СМС) становить 33-37%. Досить ефективною є магнітна сепарація на зливі кульових млинів, що працюють у замкнутому циклі з гідроциклонами. Вихід хвостів у цій сепарації досягає 15-18%. В цілому трьохстадіальна схема збагачення забезпечує вміст заліза в концентраті на рівні 66-67%.

Подальшим розвитком багатостадіальної технології збагачення магнетитових руд скарнового типу (тонко- і дуже тонковкраплених) є чотирьохстадіальна схема збагачення з трьома стадіями здрібнювання. Схема впроваджена на нових секціях

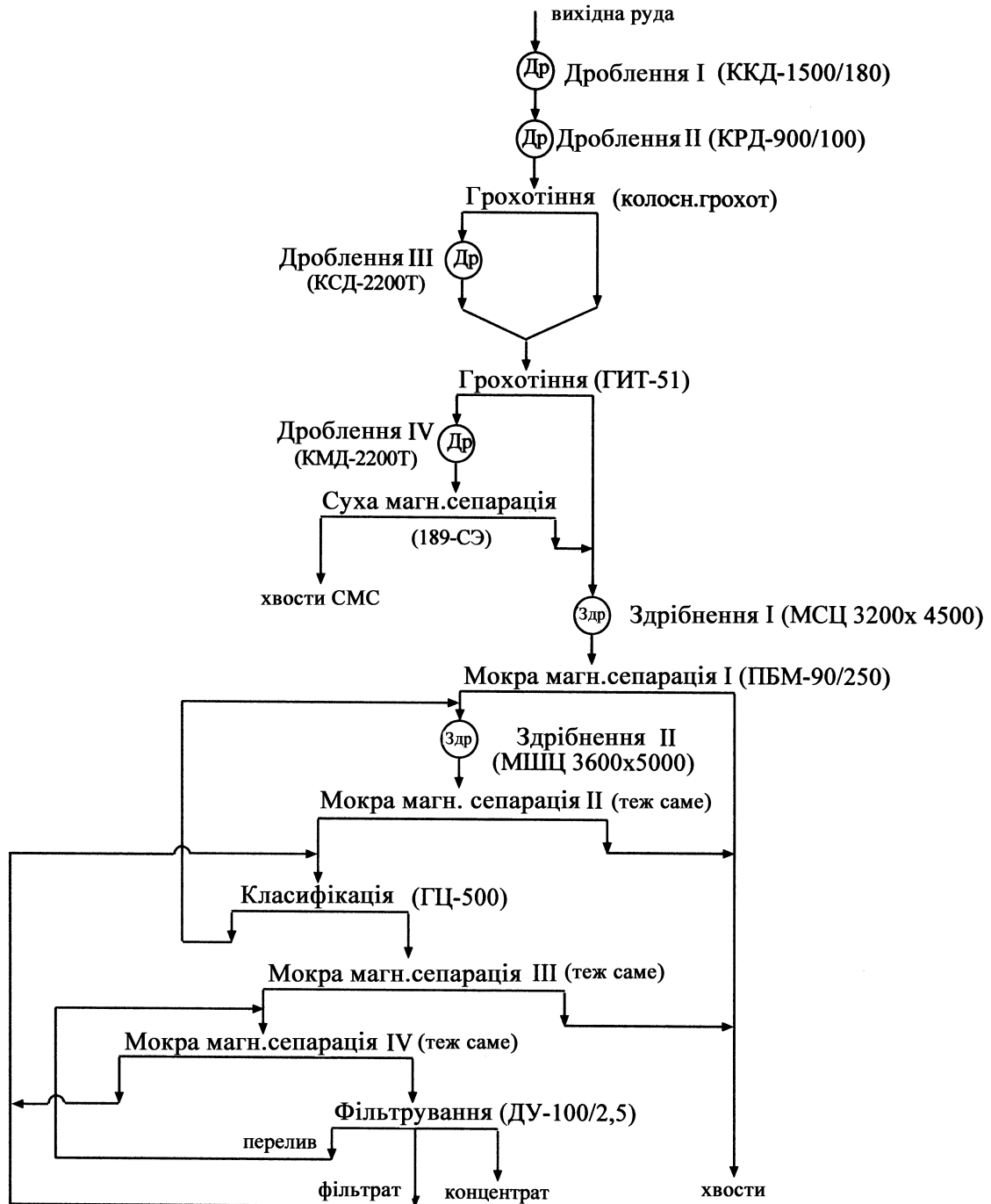


Рис.8.1. Технологічна схема ЗФ № 3 Соколовсько-Сарбайського ГЗК

Соколовсько-Сарбайського ГЗК. Трьохстадіальне здрібнювання ведеться в стрижневих (1-я стадія) і кульових млинах (2 й 3-я стадії). Кульові млини працюють у замкнутому циклі з гідроциклонами. Магнітна сепарація ведеться на зливах стрижневого й кульового млина 2-й стадії, а також на зливах гідроциклонів 2 й 3-й стадій

здрібнювання. Введення додаткової стадії збагачення підвищило вміст заліза в концентраті на 0,2-0,3%.

По розглянутих схемах збагачення здрібнювання руд ведеться в стрижневих і кульових млинах. Безкульове і рудногалечне здрібнювання у вітчизняній практиці збагачення магнетитових руд скарнового типу не застосовується. Це пов'язане з необхідністю їх сухої магнітної сепарації та недостатньою крупністю вихідних руд, які часто добуваються підземним способом. Магнітна сепарація магнетитових руд скарнового типу здійснюється на барабанних сепараторах типу ПБМ-90/250, ПБМ-120/300. При одно- і двохстадіальних схемах збагачення магнітна сепарація ведеться в прямоточному режимі, при трьох- і чотирьохстадіальному збагаченні зливи гідроциклонів сепаруються в напівпротиточному, а зливи млинів - в протиточному режимах.

Знешламлення матеріалу при збагаченні магнетитових руд скарнового типу застосовується рідко внаслідок більшого здрібнювання і меншого вмісту шламових частинок в оброблюваному матеріалі, чим у випадку збагачення МК. Роль знешламлиюючих апаратів на цих фабриках звичайно виконують магнітні сепаратори.

Характеристики продуктів збагачення

Магнетитові руди скарнового типу розкриваються при більшому здрібнюванні, чим МК. При крупності вище 90% класу -0,074 мм майже всі руди забезпечують вміст заліза в концентраті більше 65%. Крім магнетиту в концентраті перебувають також силікати заліза, вміст яких досягає 15-20%. У незначній кількості також утримується пірит і піротин.

Хвости магнітного збагачення представлені в основному силікатним залізом, пов'язаним з різними скарновими мінералами. При збагаченні руд, що містять гематит (мартит), останній на 30-40% переходить у хвости магнітного збагачення. Магнетитові руди скарнового типу містять помітну кількість кольорових металів і кобальту, які концентруються у хвостах. Основні показники роботи і якості продуктів збагачення фабрик по переробці магнетитових руд скарнового типу представлені в таблиці.

Таблиця 8.1- Основні показники роботи фабрик по переробці магнетитових руд скарнового типу

| ГЗК (ЗФ) | Вологість, W ^r , % | | Вміст заліза, % | | | γ _{к-т} , % | C % | Число стадій збагачення | | |
|--------------|----------------------------------|-----|--------------------|-----|------|-------------------------|--------|----------------------------|-----|----------|
| | п/п | к-т | п/п | к-т | отх. | | | СМС | ММС | загалъне |
| Сок.Сар.ГЗК | 2,4 | 8,9 | 42 | 66 | 16 | 44 | 76 | 1 | 3-4 | 4-5 |
| Азерб.ГЗК | 2,3 | 5,8 | 35 | 62 | 15 | 40 | 73 | 1 | 1 | 2 |
| Абагур.ЗФ | 2 | 9,6 | 46 | 62 | 14 | 61 | 86 | 1-2 | 1-2 | 2-4 |
| Высокогор.ЗФ | 2,5 | 8,2 | 32 | 61 | 10 | 43 | 82 | 1 | 1 | 2 |
| Гороблаг.ЗФ | 2,4 | 9,0 | 25 | 61 | 13 | 27 | 66 | 1-2 | 1-2 | 2-4 |
| Магнитог.ЗФ | 3 | 9,6 | 34 | 64 | 13 | 41 | 76 | 1 | 2 | 3 |

Контрольні питання.

1. Наведіть технологічні характеристики магнетитових руд скарнового типу.
2. Особливості дроблення магнетитових руд скарнового типу.
3. Мокре магнітне збагачення руд.
4. Характеристики продуктів збагачення магнетитових руд скарнового типу.

Лекція № 9.

ЗБАГАЧЕННЯ МАГНОМАГНЕТИТОВИХ ТА
ТИТАНОМАГНЕТИТОВИХ РУД**Питання, що виносяться на лекцію:**

Технологічні характеристики магномагнетитових та титаномангнетитових руд, особливості дроблення та СМС руд, збагачення руд, характеристики продуктів збагачення.

Технологічна характеристика руд.

Рудна база фабрик, що переробляють магномагнетитові і титаномангнетитові руди країн СНД, представлена:

- магномагнетити - Ено-Ковдорським (Кольський п-ов), Коршунівським (Іркутська обл.), Тейським (Абагурская ЗФ) родовищами;
- титаномангнетити - Качканарським і Кусинським (Урал) родовищами.

Основні рудні мінерали - магномагнетит і титаномангнетит. Вміст в них MgO й TiO_2 різний і коливається від часток до декількох відсотків. Найбільш високий вміст MgO відзначається в рудах Тейського родовища.

Магномагнетитові руди. Нерудна частина представлена кальцитом, доломітом, хлоритом, серпентином та ін. Шкідливі домішки в рудах майже відсутні, за винятком фосфору, пов'язаного з апатитом, що при збагаченні у зв'язку з рідкими проростаннями з магнетитом добре відокремлюється. Основність руд 0,7-3,0. Відношення MgO/CaO становить 0,85-0,90. Кварц в рудах у вільному виді практично відсутній. Коефіцієнт міцності руд 8-10 (По Протодьяконову); середня щільність руд 3250-4600 кг/м³. Вміст заліза коливається від 15% (для вкраплених руд) до 63% (для масивних руд). Великий розкид розподілу магнетиту в магномагнетитових рудах вимагає в умовах ЗФ ретельного усереднення. Усереднення проводять при шихтовці в кар'єрах, складуванням перед дробленням, роздільним дробленням і складуванням різновидів і змішуванням їх у певних пропорціях.

Титаномангнетитові руди представлені вкрапленими й у меншому ступені суцільними ільменіт-магнетитовими рудами. Порооди, що вміщують - піроксеніди. Розміри вкрапленості титаномангнетиту - від тисячних часток до 3 мм і більше. Титаномангнетитові руди менш міцні в порівнянні з магнетитовими кварцитами (міцність 10-11) і по здрібнюваності близькі до магнетитових руд скарнового типу. Руди рівномірно вкраплені і не вимагають настільки ретельного усереднення, як магномагнетитові. Їх усереднення роблять в основному при шихтовці в кар'єрах.

Магномагнетитові і титаномангнетитові руди часто мають промисловий вміст апатиту, цирконію, ванадію та інших коштовних домішок, які попутно вилучаються в процесі збагачення або при подальшому металургійному переділі.

По структурних особливостях руди підрозділяються на крупно -, дрібно -, тонко - і досить тонко вкрапленні.

Дроблення і СМС руд.

Дроблення магномагнетитових і титаномагнетитових руд здійснюють по чотирьохстадіальним схемам. Як дробильні апарати в 1-й стадії дроблення використовують як щоківі, так і конусні дробарки. СМС здійснюється на матеріалі крупністю 25-0 мм. В схемі дроблення Качканарського ГЗК перед СМС введене попереднє просівання по класу 15(8)-0 мм. Особливістю схеми дроблення і збагачення тейських руд є додрібнювання промпродуктів СМС до крупності 12(10)-0 мм у замкнутому циклі з грохотами (Абагурська ЗФ).

В процесі великого і середнього дроблення утворюється велика кількість дріб'язку, завдяки чому попереднє просівання в схемах дроблення є досить ефективним. В той же час переробка м'яких різновидів магномагнетитових руд, що представляють собою пухку і вологу масу (Коршунівський ГЗК), вимагає спеціальних режимів дроблення і транспортування руди до бункерів, що акумулюють. Налипання і змерзання приводять до запресовування дробарок. Звідси виникає необхідність роботи на завищених розмірах розвантажувальних щілин, що збільшує крупність дробленого матеріалу.

Суха магнітна сепарація дробленого матеріалу звичайно є 1-й стадією збагачення. Виключення становить дробильна фабрика Коршунівського ГЗК, де СМС відсутня внаслідок високої вологості і пухкості руди.

Вихід хвостів СМС коливається в межах 2-26%. Більш високий вихід хвостів характерний для магномагнетитових руд, що мають великі включення порожньої породи. Для титаномагнетитових руд вихід хвостів СМС невисокий. Це обумовлено більш рівномірною вкрапленістю магнетиту в порожніх породах, а також необхідністю відсівання дріб'язку крупністю 15(8)-0 мм перед СМС внаслідок її високої вологості (5-7%).

Збагачення руд.

Можна виділити три основних типи технологічних схем мокрого здрібнювання і магнітного збагачення руд:

- одностадіальні схеми кульового здрібнювання з однією або двома стадіями збагачення (Ковдорський ГЗК);
- двохстадіальні схеми здрібнювання із двома або трьома стадіями збагачення (Коршунівський ГЗК, Абагурська ЗФ);
- трьохстадіальні схеми здрібнювання із чотирма стадіями збагачення (Качканарський ГЗК).

Одностадіальні схеми збагачення застосовуються для легкозбагачуваних магномагнетитових руд. На Ковдорському ГЗК схема включає найпростіші операції: здрібнювання в замкнутому циклі і магнітну сепарацію з подвійним перечищенням магнітного продукту. За цією схемою працюють дві секції. Інші чотири секції працюють за схемою одностадіального здрібнювання та двохстадіального магнітного збагачення.

Технологічні показники роботи Ковдорського ГЗК: вихід концентрату - 34,7%; вміст заліза у концентраті - 63,4%; вилучення заліза у концентрат - 89,4%; вологість концентрату - 4,5% (вихідної руди - 1,45%).

Двохстадіальна схема здрібнювання і ММС застосовується на Абагурській ЗФ при збагаченні магнезійних тейських промпродуктів, тому що одностадіальні схеми збагачення не забезпечували одержання кондиційних залізородних концентратів. При будівництві Качканарського ГЗК для переробки дрібно- і тонковкраплених титаномагнетитових руд двохстадіальну схему збагачення доповнили третьою стадією магнітної сепарації, що включили в схему замкнутого циклу другої стадії здрібнювання. Аналогічна схема впроваджена на Коршунівському ГЗК (магнетомагнетитові руди). Надалі для зниження крупності концентрату на Качканарському ГЗК впровадили трьохстадіальну схему здрібнювання із чотирма стадіями ММС.

Розглянемо технологічну схему Качканарського ГЗК (див. рис.9.1). Родовище розробляється відкритим способом, максимальний діаметр кусків вихідної руди, $D_{\max} = 1200$ мм. Руда на ЗФ надходить у залізничних вагонах. Технологічна схема включає чотири стадії дроблення до крупності 25-0 мм. Технологічні показники роботи ЗФ Качканарського ГЗК наступні:

- вихід концентрату 17,1%;
- вміст заліза: у руді - 15,9%; у концентраті - 61,38%; у хвостах - 6,55%;
- вилучення заліза в концентрат 65,82%;
- вологість: руди - 2,8%; концентрату - 9,8%.

Здрібнювання і класифікацію руд здійснюють по стандартних схемах здрібнювання бідних руд. У першій стадії переважають стрижневі млини. На Ковдорському ГЗК, Абагурській і Кусинській ЗФ здрібнювання здійснюють у кульових млинах в замкнутому циклі із класифікаторами або гідроциклонами. Циркулююче навантаження в замкнутих циклах не перевищує 250%.

Магнітну сепарацію здійснюють на барабанних сепараторах типу ПБМ-90/250. На більшості ЗФ разом з перочищенням магнітної фракції роблять контрольну сепарацію хвостів (виключення становлять сучасні фабрики Качканарського і Коршунівського ГЗК). Вміст магнітного заліза у хвостах, завдяки незначній кількості тонковкраплених бідних зростків магнетиту з порожньою породою і меншою кількістю перочистних операцій, невисоке - 0,8-2,0%.

Для титаномагнетитових руд характерний великий вихід хвостів у першій стадії магнітної сепарації. Це пов'язане з наявністю в рудах значної кількості чистих за магнетитом порід і якісним розкриттям нерудної частини при крупності здрібнювання 20-50% класу - 0,074 мм. В наступних стадіях розкриття нерудної частини відбувається завдяки розкриттю зростків із дрібно- і тонковкрапленим магнетитом. Тому вихід хвостів істотно зменшується.

В першій стадії здрібнювання крупність здрібненого продукту 20-50% класу - 0,074 мм впливає на вихід хвостів, чим порозумівається успішне застосування на цій стадії стрижневих млинів. Застосування стрижневих млинів також попереджає перездрібнювання розкритих порожніх порід. Аналогічне положення має місце при збагаченні бідних титаномагнетитових руд. Тонковкрапленні магнемагнетитові і багаті титаномагнетитові руди вимагають більш тонкого здрібнювання - 40-50% класу - 0,074 мм. При такому здрібнюванні вихід хвостів становить 25-35%.

Знешламлення здрібнених матеріалів при переробці розглянутих руд застосовується в обмежених масштабах, хоча досвід показує, що знешламлення дозволяє

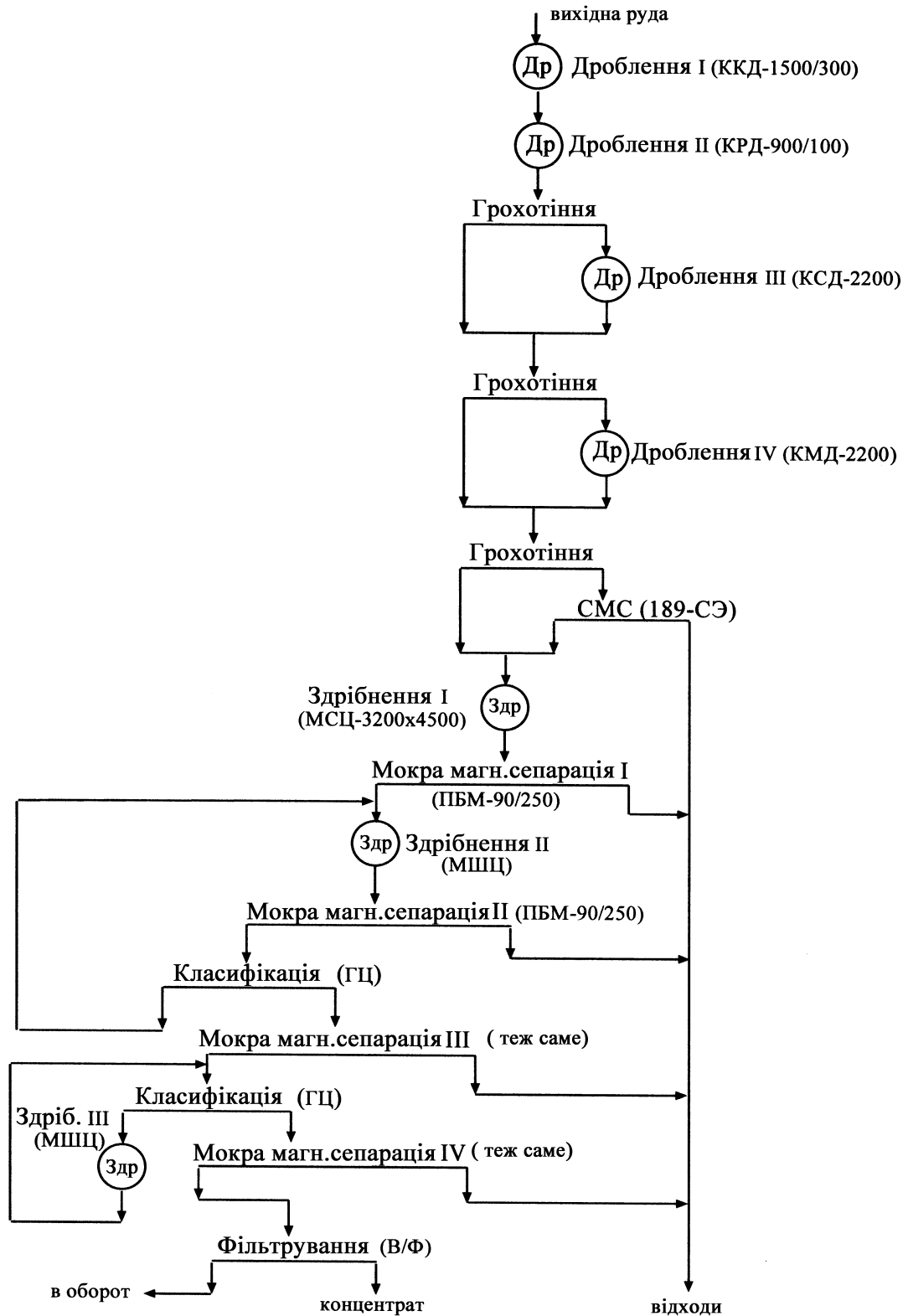


Рис. 9.1 Технологічна схема ЗФ Качканарського ГЗК

підвищити вміст заліза в зливні гідроциклонів до 4%, а в концентратах перед фільтруванням - на 0,6%. При цьому підвищується вміст твердого в живленні магнітних

сепараторів на 10-15%, в живленні вакуум-фільтрів - на 10% , що помітно підвищує їх питому продуктивність.

Фільтрування концентратів здійснюють на дискових вакуум-фільтрах з $S = 51; 68$ й 100 м^2 . Вологість кеку 9-11,5%. ЗФ працюють на оборотному водопостачанні через хвостонакопичувач. Посвітління хвостів у радіальних згущувачах не застосовують. Відсутність фабрик огрудкування на Коршунівському і Ковдорському ГЗК і суворі кліматичні умови змушують у зимовий період піддавати концентрати термічному сушінню в сушильних барабанах типу СБ-3,5х27. Вологість сушонки - 1,5-2,5%.

Характеристики продуктів збагачення.

Концентрати з магномагнетитових і титаноммагнетитових руд мають більш низький вміст заліза в порівнянні з концентратами з магнетитових кварцитів і магнетитових руд скарнового типу. Це пов'язане з більшим здрібнюванням і зниженням вмісту заліза в чистих мінералах магномагнетиту і титаноммагнетиту. Загальний вміст заліза в концентратах коливається в межах 54-63%. Найбільш низьке β_{Fe} характерно для концентратів з високомагнезійних тейських руд, що мають досить тонку вкрапленість рудних і нерудних мінералів. Концентрати з ковдорських руд мають високий вміст заліза - 63-63,5%. Цьому сприяє велика вкрапленість магномагнетита та гарна розкриваємість рудних мінералів при здрібнюванні.

Концентрати з титаноммагнетитових руд містять 62-65% заліза. По збагачуваності титаноммагнетитові руди займають проміжне положення між магнетитовими рудами скарнового типу і магнетитовими кварцитами.

Контрольні питання.

1. Наведіть технологічні характеристики магномагнетитових і титаноммагнетитових руд.
2. Особливості дроблення та СМС руд.
3. Схеми збагачення магномагнетитових і титаноммагнетитових руд.
4. Характеристики продуктів збагачення магномагнетитових і титаноммагнетитових руд.

Лекція № 10.

ЗБАГАЧЕННЯ ГЕМАТИТО-МАГНЕТИТОВИХ І ГЕМАТИТОВИХ РУД

Питання, що виносяться на лекцію:

Технологічні характеристики гематито-магнетитових і гематитових руд, особливості збагачення гематито-магнетитових руд, збагачення гематитових руд за обпал-магнітною технологією.

Технологічна характеристика гематито-магнетитових руд.

Питома вага цих залізних руд в країнах СНД - 23%. Найбільш великі родовища: Оленегорське (Північний-Захід Росії), Михайлівське (КМА), Атасуйське (Казахстан), Магнітогорське (Урал) і інші (Сибір, Далекий Схід). Далеке зарубіжжя - Канада, Швеція, США. Основні рудні мінерали - магнетит і гематит (мартит), співвідношення між якими коливається в широких межах.

В країнах СНД промислова переробка гематито-магнетитових руд здійснюється на 3-х підприємствах: Оленегірському і Михайлівському ГЗК і Магнітогорській ЗФ.

Руди перших двох родовищ представлені гематито-магнетитовими кварцитами, які по своїх властивостях є досить подібними до магнетитових кварцитів. Основною відмінною рисою гематито-магнетитових кварцитів є значний вміст у них гематиту, що представлений самостійними вкрапленнями у кварці або у вигляді зростків з магнетитом. Вкрапленість гематиту в цих рудах менша, ніж магнетиту. Руди Михайлівського родовища - тонковкраплені, Оленегірського - крупновкраплені. Гематито-магнетитові кварцити мають високий коефіцієнт міцності (до 20). Пористість руд невисока і рідко досягає 2%.

Гематито-магнетитові руди Магнітогорського родовища представлені сумішшю розсипних і бідних мартитових руд, зцементованих глинами, в яких є присутньою деяка кількість скарнів. Рудні мінерали представлені магнетитом і мартитом, а також значною кількістю гідроокисів заліза. Співвідношення між магнетитом і гематитом коливається в широких межах. Окремі різновиди є чисто магнетитовими або гематитовими рудами. Тому шихтування і усереднення руд є першорядним завданням.

Технологічна характеристика гематитових руд.

На частку гематитових руд в країнах СНД доводиться близько 3% залізних руд, що переробляють. Руди підрозділяють на масивні і вкраплені. Масивні - руди, що добувають з приконттактних зон залягання багатих руд. Являють собою суміш багатой руди з породами, що вміщують, і бідними рудами (Криворізький басейн).

Великовкраплені руди - суміш м'яких залізистих порід із кристалічними вкрапленнями гематиту. Основний нерудний мінерал - кварц - представлений агрегатами зерен крупністю 0,18-3,5 мм. Більша частина зерен містить включення гематиту (0,036 мм) і магнетиту (0,018-0,036 мм). Руди досить м'які, легко дробляться й подрібнюються. Значні запаси подібних руд є в Канаді й Бразилії.

Дрібно- і тонковкрапленні гематитові руди мають грубо смугову структуру, в якій багаті залізом прошарки чергуються з бідними (Швеція, США).

Досить тонко вкрапленні руди представлені окисленими кварцитами Криворізького басейну та КМА. Мінеральний склад представлений гематитом, силікатами заліза й кварцом. Окислені кварцити мають щільність 3400-4000 кг/м³, пористість 8,6-18,0% , міцність 8-16.

У країнах СНД гірничо-збагачувальні підприємства по переробці гематитових руд перебувають на Україні (КЦГОК) і на Уралі (Високогорська ЗФ).

Збагачення гематито-магнетитових руд

Залежно від вкрапленості рудних і нерудних мінералів збагачення гематито-магнетитових руд здійснюють по комбінованим магнітно-гравітаційним або магнітно-флотаційним схемам. Типова магнітно-гравітаційна схема переробки крупновкрапленних руд застосована на Оленегірському ГЗК. Технологічна схема включає трьох або чотирьохстадіальне дроблення до крупності 25-0 мм, двохстадіальне (трьохстадіальне) здрібнювання до крупності 40-75% класу -0,074 мм, магнітну сепарацію здрібненого матеріалу з виділенням готового магнітного концентрату, гравітаційне збагачення немагнітних продуктів. На частині секцій фабрики гравітаційне збагачення здійснюється на відсаджувальних машинах, іншої частини - на гвинтових сепараторах. Технологічні показники роботи Оленегірського ГЗК наступні: вихід концентрату - 37,45%; вміст заліза в руді загального - 30,13%, в концентраті - 65,1%, в хвостах - 9,15%; вологість руди -1,0% , концентрату - 4,1%.

Гематито-магнетитові руди Магнітогорського металургійного комбінату збагачують також за магнітно-гравітаційною схемою. Відмінність - фабрика включає попереднє промивання вихідної руди, а також стадіальне магнітне і гравітаційне збагачення. Промивання ведеться в бутарах, коритних мийках і скруберах.

ЗФ Михайлівського ГЗК (КМА) працює за схемою трьохстадіального здрібнювання та чотирьохстадіального збагачення магнітною сепарацією в слабкому магнітному полі. За цією схемою з гематито-магнетитових кварцитів вилучають тільки 50-60% заліза, пов'язаного з магнетитом. Інша частина заліза раніше губилася у вигляді гематиту і мартиту з відходами. В наш час на ЗФ впроваджена схема комбінованого магнітно-флотаційного дозбагачення хвостів магнітного поділу. Додаткове вилучення гематиту здійснюється в магнітних сепараторах з сильним магнітним полем і доведенням магнітних концентратів зворотною флотацією. Основні показники роботи ЗФ Михайлівського ГЗК: вміст заліза у вихідній руді - 38,7% , в концентраті - 64,0% , хвостах -26,5%; вихід концентрату - 32,5%; вилучення заліза в концентраті - 53,9%; вологість концентрату - 10,0%.

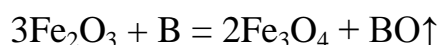
Технологічні показники збагачення гематито-магнетитових руд і гематито-магнетитових кварцитів значно відрізняються. При збагаченні гематито-магнетитових глинистих руд вміст заліза в концентраті на 7-10%, а вилучення на 20-30% нижче, ніж при переробці кварцитів. Це пов'язане з недостатнім розкриттям руд і більшими втратами металу з шламами промивання. β і ϵ заліза в концентратах при збагаченні гематито-магнетитових кварцитів на одному рівні з показниками збагачення магнетитових кварцитів. Вилучення заліза з гематиту і мартиту становить 50-60%.

Збагачення гематитових руд

Збагачення гематитових руд (за винятком Центрального ГЗК) здійснюється по найпростіших схемах, що включає промивання в спіральних (рідше рейкових) класифікаторах. На деяких фабриках застосовується відсадження. Одержувані технологічні показники є низькими по вмісту залізу в концентраті та вилученню заліза в концентрат. Фабрики, що працюють по гравітаційних схемах, мають невеликі потужності і є пришахтними фабриками, що переробляють некондиційну сировину при підземному видобутку багатих руд.

Найбільш велике підприємство - обпалмагнітна фабрика Центрального ГЗК. Обпалмагнітний метод збагачення руд складається з магнетизуючого випалу та магнітної сепарації в полі низької напруженості ($H = 90-140$ кА/м). В результаті магнетизуючого випалу у відновлювальному середовищі слабomagнітні мінерали заліза (гематит, мартит, лимоніт та ін.) переходять у феромагнітні в основному у форму магнетиту Fe_3O_4 .

Магнетизуючий випал залізних руд буває відновним і відновно-окисним. В першому випадку відбувається відновлення гематиту в магнетит по реакції:



де B - відновлювач; $BO\uparrow$ - газоподібний продукт відновлення.

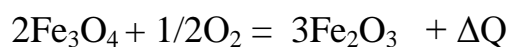
В якості відновлювача застосовуються: буре вугілля, антрацит, коксик, доменний, генераторний і природний газ, мазути. При використанні бурого вугілля, антрациту і коксика відбудовний випал проводиться при $800-950^\circ C$ по реакції:



Відновлення газами протікає при $600-850^\circ C$ по рівняннях:



Відновно-окисний випал полягає у відновленні слабomagнітних окислів заліза до магнетиту з наступним його окислюванням до маггемита ($\gamma-Fe_2O_3$) по рівнянню:



Якість магнетизуючого випалу визначається по відношенню закису заліза до загальної кількості заліза в обпаленій руді :

$$R = \frac{2,33FeO}{Fe_{\text{общ}}} \cdot 100 \text{ ,\%}$$

де R - ступінь відновлення гематиту в магнетит, %; 2,33 - відношення загального заліза до закису заліза в чистому магнетиті; FeO - вміст закису заліза в обпаленій руді, % ; $Fe_{\text{общ}}$ - вміст заліза загального в обпаленій руді, %.

Оптимальний ступінь відновлення окислених кварцитів Кривбасу і КМА 110-100 %; керченських тютюнових і лисаковських оолітових руд 100-140%.

На випалмагнітній фабриці Центрального ГЗК відбудовний випал (див.рис.10.1) ведуть в трубчастих печах діаметром 3,6 м і довжиною 50 м.

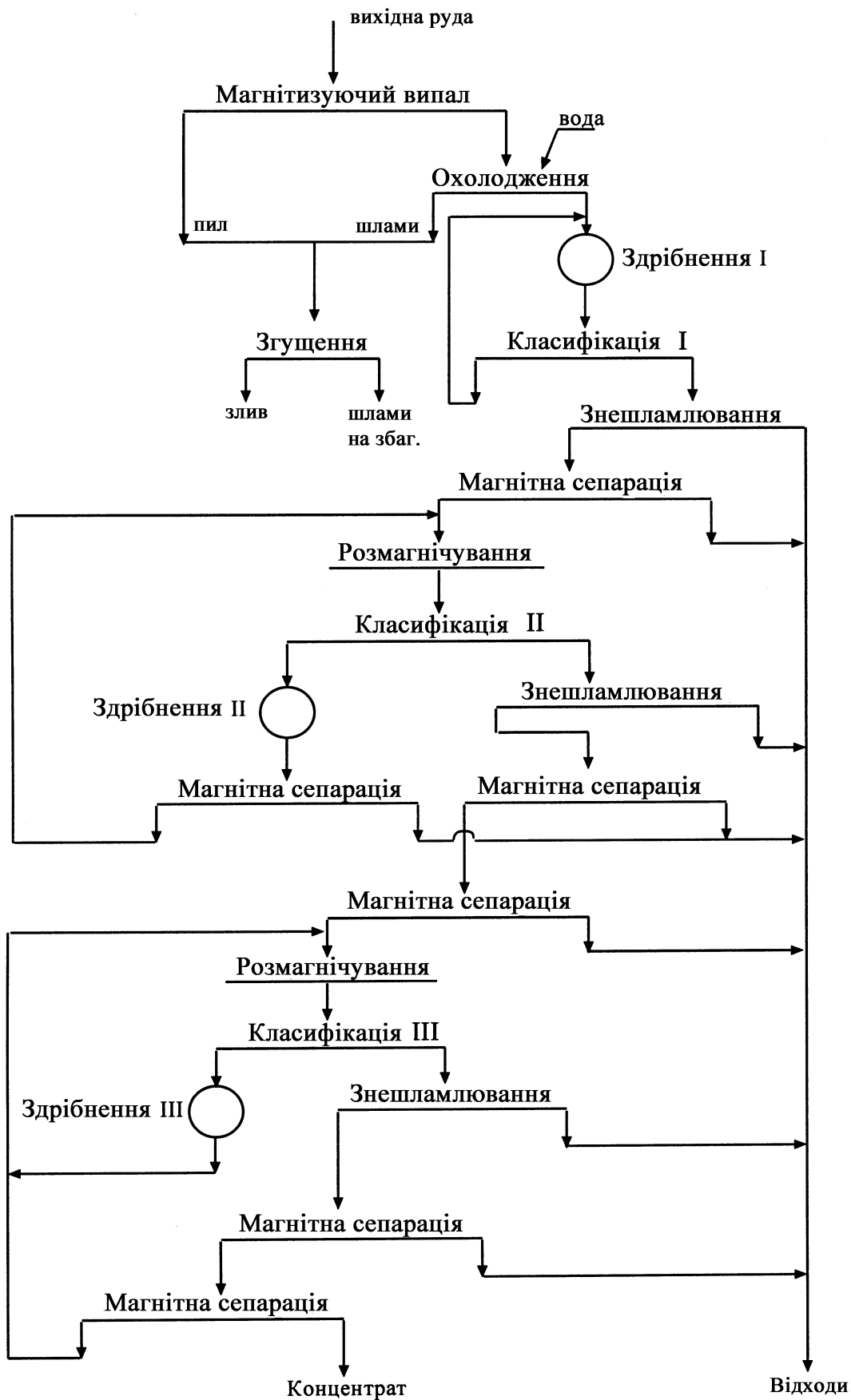


Рис. 10.1 Технологічна схема обпалмагнітної фабрики Центрального ГЗК

Паливо - природний газ, відновлювач - коксик, природний газ, буре вугілля. Обпалена руда з печі по ринві надходить в охолоджувальний барабан, заповнений водою. При обертанні барабана ($n = 0,8-1,6 \text{ хв}^{-1}$) руда переміщається до розвантажувального кінця, звідки елеватором подається в бутару. Після охолодження і зневоднювання обпалена руда системою стрічкових конвеєрів направляється в бункери ЗФ. Злив охолоджувальних барабанів перекачується на згущення і наступне магнітне збагачення. Здрібнювання руд відбувається в кульових млинах МШР-3600х4000 в замкнутому циклі із класифікаторами до крупності 57-58% класу - 0,074 мм.

Особливістю збагачення обпалених руд є одержання відмітних властивостей штучного магнетиту. Ця відмінність полягає в зниженій питомій магнітній сприйнятливості та високій коерцитивній силі, що сприяє його підвищеній магнітній флокуляції. Інтенсивна флокуляція магнітних частинок обпаленої руди сприяє більш швидкому осадженню їх у водному середовищі, що приводить до зниження якості концентрату. Успішному поділу такого матеріалу сприяють відцентрові сили, що руйнують флокули. З цих причин збагачення обпалених руд ведеться спочатку в магнітних гідроциклонах, а потім на магнітних сепараторах. В першій стадії на магнітних гідроциклонах виділяється близько 30% відвальних хвостів з вмістом $\text{Fe} = 12-13\%$. Подальше збагачення здійснюється за схемою, аналогічній схемі збагачення магнетитових кварцитів. В цю схему додатково включені операції магнітного гідроциклонування перед 1-й стадією збагачення та розмагнічування перед 2-й й 3-й класифікаціями.

Обпалені руди подрібнюються краще, ніж магнетитові. В 2 й 3-й стадіях встановлені млини МШЦ-3600×4000. Кінцеве здрібнювання при збагаченні цих руд становить 93-98% класу - 0,074 мм.

Магнітна сепарація здійснюється на сепараторах типу ПБМ-90/250 у наступних режимах по стадіях: 1 й 2-я - протиточний, 3 й 4-я - напівпротиточний.

Фільтрування концентрату ведеться на дискових вакуум-фільтрах типу ДУ-68-2,5 і ДШ-100-2,5. Вологість кека - близько 12%. Підвищена вологість кеку пов'язана з трохи більшою пористістю обпаленої руди.

Хімічний склад концентрату та хвостів практично не відрізняється від аналогічних продуктів з магнетитових руд. Вміст кремнезему - до 10%; фосфору - 0,06%; сірки - 0,03%. Вміст заліза у хвостах коливається від 16 до 19%. З них 8-10% доводиться на магнетит, представлений досить тонковкрапленними зростками, які виділяються із процесу в основному при магнітному гідроциклонуванні. В зв'язку із цим вилучення магнітного заліза в концентрат залишається недостатньо високим і становить 82-83%, а загальне - 67-68%.

Недоліком технології випалмагнітного збагачення є високі втрати металу при магнетизуючому випалі (13-14%). Концентрати випалмагнітного збагачення містять 63-65% заліза і є якісною сировиною для доменної плавки.

Контрольні питання.

1. Наведіть технологічні характеристики гематито-магнетитових руд.
2. Наведіть технологічні характеристики гематитових руд.
3. Особливості технологій збагачення гематито-магнетитових руд.
4. Сутність обпалмагнітної технології збагачення окислених руд.
5. Збагачення гематитових руд на обпалмагнітній фабриці ЦентральногоГЗК.

Лекція № 11.**ЗБАГАЧЕННЯ БУРОЗАЛІЗНЯКОВИХ ТА
СИДЕРИТОВИХ ЗАЛІЗНИХ РУД****Питання, що виносяться на лекцію:**

Технологічні характеристики бурозалізнякових руд, особливості збагачення бурозалізнякових руд, технологічні характеристики сидеритових руд, особливості збагачення сидеритових руд.

Технологічні характеристики бурозалізнякових руд

Бурозалізнякові руди по запасах посідають третє місце у світі. Родовища цих руд в країнах СНД - Казахстан (Лисаковське і Аятське родовища); Східна Сибір (Бокчарське) ; Крим (Керченське). Середній вміст заліза в рудах - 37,4%. Частка бурих залізняків у загальному виробництві товарної залізної руди - не більше 5%. Руди добуваються відкритим способом. В далекому зарубіжжі ці руди поширені у Франції, Німеччині, Англії, Австралії й ін.

Концентрати бурозалізнякових руд містять не більше 50-55% заліза і значно уступають по якості сировині з інших типів залізних руд. Ця обставина в сполученні зі значним вмістом в рудах фосфору і інших шкідливих домішок значно обмежує споживання цих руд. Найбільш високий рівень їх споживання у Франції, Німеччині, Англії - в тих країнах, де цей тип руд є єдиним або переважним.

Бурозалізнякові руди стран СНД представлені ооліто-гідрогематитовими, охристо-порошковими та щільними (кусковими) різновидами.

Ооліто-гідрогематитові руди складаються із суміші оолітів (0,1-0,8 мм) і зерен кварцового піску крупністю 0,01-1 мм із невеликою домішкою охристого глинистого матеріалу та кусків щільного гідрогематиту і ожелезненного піщанику. Ооліти складені гідрогематитом, кварцом і глиноземом. Характерна особливість - значний вміст фосфору.

Щільні охристо-порошкові бурозалізнякові руди зустрічаються на Уралі, Європейському Центрі Росії, Україні. Основні рудні мінерали - гідрогематит, гідрогетит і сидерит. Супутні мінерали - манганіт, піролюзит, гетит, пірит, галеніт, халькопірит і малахіт. Порожні породи - кварц, халцедон, серецит, барит та ін.

Збагачення бурозалізнякових руд

Бурозалізнякові руди в країнах СНД збагачують по промивних, гравітаційних і комбінованих гравітаційно-магнітних схемах. Технологічні показники роботи ЗФ представлені в таблиці 11.1. Технологічні схеми промивання однотипні і включають дроблення вихідної руди до крупності 200(100,75) - 0 мм, промивання і сортування промитої руди на кускові та агломераційні руди. На Кіреевській ЗФ промиту руду піддають термічному сушінню.

Приріст вмісту Fe невисокий - 4-9% (виключення - Марсятська ЗФ). Вміст заліза у хвостах досягає 30%. Дроблення щільної руди здійснюється в щоківних, глинистої - в молоткових дробарках. Промивання здійснюється в бутарах або коритних

мийках. Готова продукція фабрик представлена кусковими (доменними) концентратами та агломераційними рудами.

Таблиця 11.1- Показники роботи фабрик по переробці бурозалізнякових руд

| Ф а б р и к й | Вміст заліза, % | | Вилучення заліза в к-т, % |
|-------------------------|-----------------|--------|---------------------------|
| | В руді | в к-ті | |
| Промивочні | | | |
| Киреевська | 44,9 | 46,1 | 94,1 |
| Марсятська | 29,8 | 48,5 | 59,1 |
| Туканська | 46,5 | 49,5 | 77,7 |
| Західно-Майгашлинська | 46,3 | 49,5 | 72,3 |
| Гравітаційні | | | |
| Камиш-Бурунська: | | | |
| 1-4 секції | 40,5 | 46 | 77 |
| 5 секція | 40,4 | 49,1 | 66 |
| Гравітаційно - магнітні | | | |
| Лисаківський ГЗК | 41,2 | 49,1 | 70,8 |

Збагачення керченських бурозалізнякових руд на Камиш-Бурунській ЗФ здійснюється по двох схемах: промивочно-гравітаційній (1-4 секції) і гравітаційній (5-я секція). Перша схема застосовується для збагачення більш легкозбагачуваних коричневих, друга - для важкозбагачуваних тютюнових руд, що представляють основні запаси Керченського родовища.

За промивочно-гравітаційною схемою руда крупністю 400-0 мм надходить на зубчасті валкові дробарки, де дробиться до крупності 80-0 мм. Далі - на коритні двохшнекові мийні машини. Мита руда піддається просіванню ($d = 8$ мм). Клас + 8 мм надходить на гладкі валкові дробарки, клас -8 мм разом з дробленим матеріалом направляється на повторне промивання в коритні шнекові машини. Після другого промивання руда надходить у класифікатори, де знешламлиється і направляється на зневоднювання в горизонтальних ковшевих конвеєрах. Зливи класифікатора, промивання і зневоднювання піддаються гідроциклонуванню. Піски гідроциклонів повертаються в класифікатор, а зливи йдуть у щілинну ринву, де виділяються хвости. Промпродукти щілинної ринви спільно зі зливами першого промивання піддаються відсаженню. Промпродукт відсаження повертається на вторинне промивання.

Гравітаційна схема збагачення керченських руд здійснена на 5-й секції фабрики. Тут застосована схема гідравлічного відсаження. Відсаженню піддається матеріал крупністю 3-0 мм. Руда спочатку дробиться в дві стадії на валкових дро-

барках до крупності 25-0 мм. Наступне здрібнювання до необхідної крупності здійснюється в стрижневому млині з попереднім просіванням. Відсадження ведеться в безпоршневих відсадочних машинах ОМР-1. В результаті відсадження виділяється готовий концентрат та відвальні відходи. Зневоднювання концентрату після знешламлення та згущення на спіральних класифікаторах - на стрічкових вакуум-фільтрах.

Більш ефективні гравітаційно-магнітна і обпалмагнітна технології збагачення бурозалізнякових руд впроваджені на Лисаковському ГЗК. ЗФ комбінату складається із чотирьох секцій, три з яких працюють по магнітно-гравітаційної, а одна - обпалмагнітній технології.

Технологічна схема гравітаційно-магнітного збагачення (див.рис. 11.1) включає: дроблення в молоткових дробарках до 30 мм; мокре просівання по класу 2 мм; здрібнювання класу +2 мм у стрижневих млинах до -2 мм; знешламлення класу 2-0 мм у спіральних класифікаторах; два прийоми відсадження знешламленої руди з виділенням концентрату і промпродукту; три прийоми магнітної сепарації промпродукту відсадження з виділенням концентрату і хвостів. В схему включений поліградієнтний сепаратор 2/2 ЭРФМ-160 для виділення концентрату з знешламлених хвостів відсадження другого прийому. Застосування цих сепараторів дозволило збільшити вилучення заліза в концентрат на 6-7%.

Гравітаційне збагачення забезпечується в два прийоми з перетищенням підрешітного продукту машин типу ОМР-1А. Відсадження забезпечує вміст заліза в концентраті на рівні 49-50%, в промпродукті - 38-39%.

Магнітна сепарація ведеться в три прийоми з перетищенням магнітної фракції після попереднього зневоднювання магнітних продуктів у кожному прийомі.

В результаті магнітного збагачення виділяється близько 27-28% концентрату з вмістом заліза 48-49% (вихід концентрату відсадження становить 38-39%). Магнітна сепарація здійснюється на сепараторах типу 4 ЭВФМ-45/250. Зневоднювання концентрату - на стрічкових вакуум-фільтрах з попереднім зневоднюванням у спіральному класифікаторі. В осінньо-зимовий період концентрат піддається сушінню в сушильних барабанах до $W^r = 3-4\%$.

Секція №4 ЗФ працює по обпалмагнітній схемі та включає: дроблення руди до крупності 30-0 мм у молоткових дробарках; її сушіння; дроблення до крупності 10 мм; магнетизуючий випал (вугілля як паливо); дві стадії здрібнювання до крупності 75% класу -0,074 мм; три стадії ММС; чотири стадії знешламлення і фільтрування концентрату. Випал дробленої руди здійснюється в печі ступенево-зваженого стану (СЗС). Технологічні показники обпалмагнітного збагачення лисаковських руд наступні: вихід концентрату - 52,5%; вміст заліза в концентраті - 61,6%;

Технологічні показники обпалмагнітного збагачення лисаківських руд наступні: вихід концентрату - 52,5%; вміст заліза в концентраті - 61,6%; в хвостах - 16,2%; вилучення металу з руди 85,1%; втрати при прожарюванні - до 12,5%. в хвостах - 16,2%; вилучення металу з руди 85,1%; втрати при прожарюванні - до 12,5%.

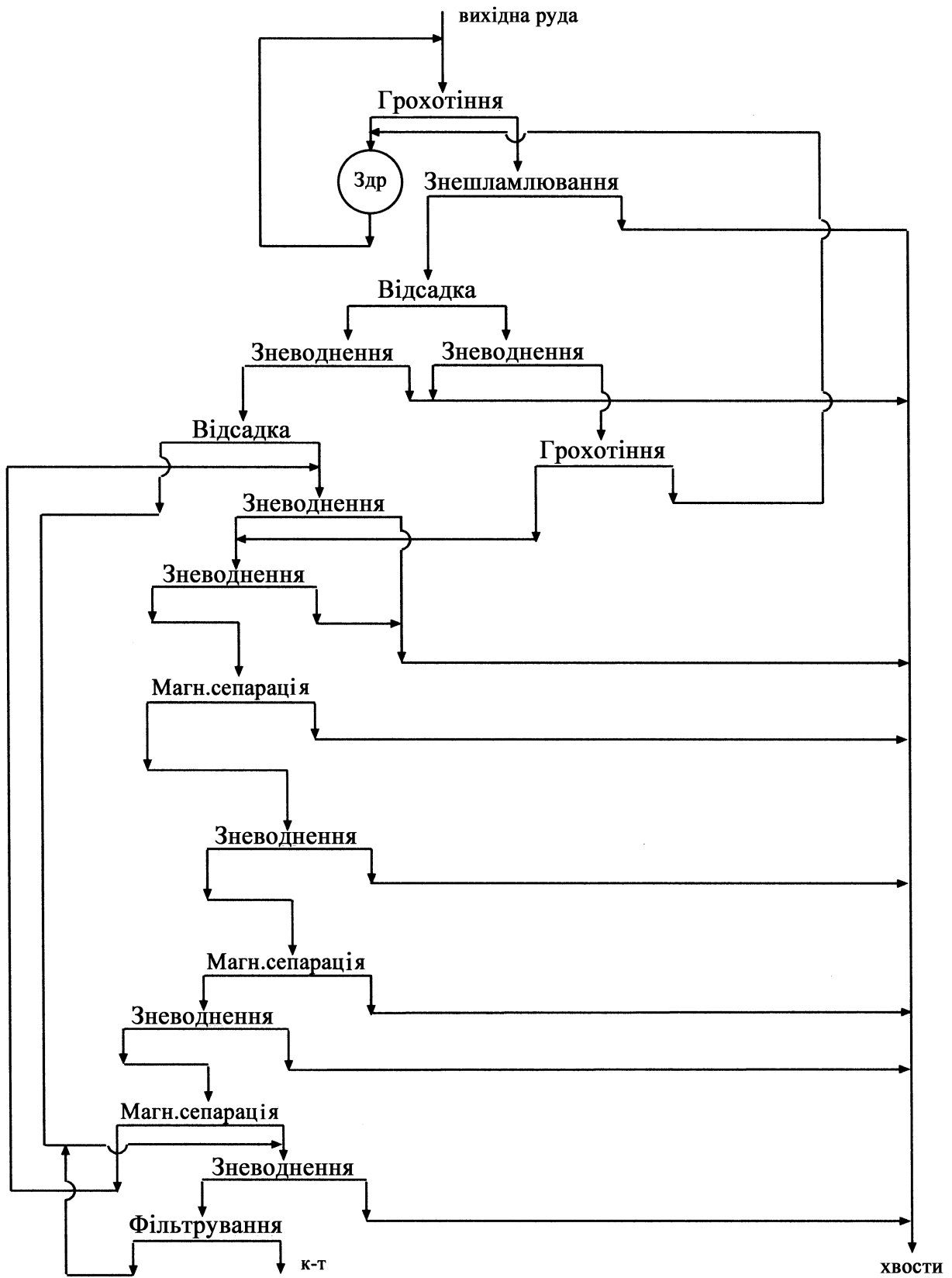


Рис.11.1 Технологічна схема гравітаційно-магнітного збагачення фабрики Лисаківського ГЗК

Технологічні характеристики сидеритових руд

В країнах СНД сидеритові руди представлені Бакальською групою залізорудних родовищ (Південний Урал). Більшість родовищ спрацьовується відкритим способом. Залежно від умов утворення рудні тіла мають шароподібну, лінзоподібну, гнездоподібну та жилоподібну форму. Характерним для родовищ Бакала є широке поширення кварцитів. В мінералогічному відношенні сидеритові руди Бакала являють собою не хімічно чистий карбонат заліза (FeCO_3), а мають ізоморфну домішку магнію і кальцію, утворюючи сидероплезит.

При випалі сидероплезит змінює свій хімічний склад і здобуває сильні магнітні властивості, утворюючи магномагнетит (відновлювальний випал) або магномагнетит (відновно-окисний випал).

Незважаючи на великі запаси сидерити не знайшли широкого застосування в країнах СНД по наступних причинах: несприятливі умови видобутку - залягають під окисленими рудами на глибині 100-500 м ; низький вміст заліза (28-33%); підвищений вміст окису магнію MgO (понад 10%), що приводить при доменній плавці до утворення тугоплавких шлаків.

Сидеритові руди в ряді країн далекого зарубіжжя (Канада, Австрія, Чехія, Польща, Югославія) становлять основну залізорудну базу.

Основні мінерали рудних тіл - сидерит, силікати заліза, магнетит, лимоніт і гематит. Головний рудний мінерал - сидерит (2/3 заліза). Рудні й нерудні мінерали перебувають у тонкому проростанні (0,001-0,03 мм). Нерудні мінерали представлені кварцом, кальцитом й апатитом.

Збагачення сидеритових руд

Застосування сидеритів у вихідному виді погіршує показники доменної плавки (знижується продуктивність печей, збільшується витрата коксу). Це пов'язане з необхідністю затратити додаткове паливо на розкладання сидеритів і відновлення вуглекислоти, що виділяється при розкладанні. В зв'язку із цим на Саткинському та Ашинському (Урал) металургійних заводах перед доменною плавкою бакальські сидерити піддаються окисному випалу в шахтних печах. При цьому внаслідок видалення вуглекислоти карбонатів у сидеритах підвищується вміст заліза з 30-34% до 45-47%. Завдяки високій магнітній сприйнятливості залізовмісних мінералів обпалених сидеритів можливо подальше їхнє збагачення на магнітних сепараторах.

Для збагачення сидеритів споруджений Бакальський рудопідготовчий комбінат, де застосований схема окисного випалу із сухою магнітною сепарацією обпаленого матеріалу. Сидеритова руда піддається дробленню й просіванню на дробильно-сортувальній фабриці з поділом на два класи - 60-10 й 10-0 мм. Клас 10-0 мм агломерується без збагачення, а клас 60-10 мм направляється в 9 шахтних печей, де піддається високотемпературному випалу при 1000-1100°C з використанням природного газу. Час випалу сидериту - 4 години. Охолодження руди до 50-100°C здійснюється в жалюзійних бункерах (3 години). Вміст заліза в обпаленій руді підвищується до 44,8%. Після охолодження руда розділяється на класи 60-10 й 10-0 мм, які піддаються СМС. Після СМС вміст заліза в концентраті сягає 52-54%.

Основні способи збагачення сидеритових руд у далекому зарубіжжі - обпалмагнітний і гравітаційний. Обпалмагнітне збагачення одержало поширення в Чехії,

Угорщині, Польщі та Німеччині. Випал здійснюється при температурі 500-600°C. Для випалу застосовуються трубчасті або шахтні печі. Після випалу руда, як правило, піддається сухої або мокрої магнітної сепарації в слабкому полі. Крупність обпаленої руди від 30-0 до 100-0 мм. Дроблення руд здійснюється в шокових дробарках або дробарках ударної дії.

Гравітаційне збагачення одержало поширення в Югославії, Австрії, Канаді. Збагачення здійснюється у важких суспензіях або відсадженням. У випадку глинистих руд в схеми збагачення включається промивання. Технологічні показники важких середовищ і відсадження близькі, але перевага віддається збагаченню у важких суспензіях, тому що в цьому випадку не потрібна вузька класифікація матеріалу. Вміст заліза в концентратах збагачення у важких середовищах коливається в межах 39-44%. Вилучення заліза в концентрат при гравітаційному збагаченні високе і становить 89-92%.

Контрольні питання.

1. Наведіть технологічні характеристики бурозалізнякових залізних руд.
2. Особливості збагачення бурозалізнякових руд на Камиш-Бурунській фабриці.
3. Особливості збагачення бурозалізнякових руд на Лісаковському ГЗК.
4. Наведіть технологічні характеристики сидеритових залізних руд.
5. Технологія збагачення сидеритових залізних руд в країнах СНД.

Лекція № 12.

ЗБАГАЧЕННЯ МАРГАНЦЕВИХ РУД

Питання, що виносяться на лекцію:

Технологічні характеристики марганцевих руд країн СНД, особливості збагачення марганцевих руд Нікопольського родовища, особливості збагачення марганцевих руд Чіатурського родовища.

Технологічна характеристика руд

В країнах СНД розвідані запаси марганцевих руд зосереджені головним чином у Нікопольському (Україна) і Чіатурському (Грузія) родовищах. Марганцеві руди представлені чотирма основними типами: окисними, карбонатними, окисленими і змішаними окисно-карбонатними. Найбільше промислове значення мають окисні руди, представлені наступними мінералами марганцю: манганітом, піролюзитом, браунітом і гаусманітом. Карбонатні руди представлені родохрозитом, мангано-кальцитом і олігонітом.

Нікопольське родовище розташоване в центральній частині України. Має однопластову побудову. Потужність рудоносного шару 1,5-3 м. Родовище перекрите осадовими породами (глини, суглинки, піски) потужністю 75-80 м. Зустрічаються окисні, карбонатні та окисно-карбонатні різновиди руд. Особливість родовища - горизонтальна зональність у розподілі типів. Північна частина родовища складена окисними, а південна - карбонатними рудами. Змішані руди займають проміжне положення. Запаси окисних руд - 45%, карбонатних - 40%, змішаних - 15%. В рудах всіх типів відсутні відособлені мономінеральні рудні агрегати. Руди представлені агрегатами рудних дрібно- і тонкодисперсних мінералів. Розміри частинок - менш 10-4 мм.

Окисні руди крім зазначених марганцевих мінералів містять кварц (10-35%), глинисті мінерали (6-23%), польові шпати, слюди та ін. Фізико-механічні властивості: середня щільність 1900-3800 кг/м³, пористість 10-45%, вологість 20-30%.

В карбонатних рудах крім карбонатів марганцю зустрічається до 10% окисних мінералів марганцю. Нерудні мінерали представлені кварцом, опалом, польовим шпатом, глинистими мінералами, кальцитом, доломітом. Фізико-механічні властивості: середня щільність 1800-3000 кг/м³; пористість 10-40%; вологість 25-30%.

Чіатурське родовище розташоване в центрі Грузії. Рудний горизонт має складну дрібнопластоволинзову будову. Промислова потужність рудного горизонту 2-6 м. Рудні прошарки 0,3-0,8 м чергуються з безрудними глинясто-пісковими прошарками потужністю 2-10 м. Число рудних шарів в горизонті коливається від 3 до 15. Руди представлені трьома промисловими типами: окисними (37%), окисленими (17%) і карбонатними (46%). Основний промисловий тип руд - окисні. Обсяг видобутку окисних руд - 70%, карбонатних - 30%. Для руд всіх типів характерно тонко- і дрібнозерниста будова з розміром рудних зерен менше 20 мкм. По фізико-механічних властивостях чіатурські руди близькі до нікопольських.

Збагачення руд Нікопольського родовища

Руди східної частини родовища обробляються на фабриках Грушовських (ГЗФ-1; ГЗФ-2; ЦЗФ), а західної - на Чкаловській (ЧЗФ), Богдановській (БЗФ) і Олександрівській (АЗФ). Збагачення здійснюється по комбінованих схемах. Технологічні схеми, як правило, включають: три-чотири стадії дроблення з попереднім просіванням; промивання; класифікацію матеріалу на класи; відсадження великих класів; магнітну сепарацію дріб'язку; флотацію або пінну сепарацію знеілених шламів. Мулисті фракції крупністю менше 30 мкм при знешламленні віддаляються у відходи без збагачення. Розходження в схемах фабрик незначні і обумовлені особливостями складу руд. Наприклад, клас менше 3 мм на ГЗФ збагачується за магнітно-гравітаційною схемою, а на БЗФ - по магнітній. На БЗФ, на відміну від ГЗФ і ЧЗФ, відсутні операції дозбагачення гравітаційних промпродуктів. Шлами промивання на більшості фабрик збагачуються флотацією (пінною сепарацією), але вихід флотаційного концентрату незначний (до 1,5%).

Вихідну руду дроблять на молоткових дробарках і валкових зубчастих дробарках типу ДДЗ. Здрібнювання руд здійснюють у барабанних млинах діаметром 3200 мм. Промивання руди проводять у коритних трьохкамерних мийках типу МБМ-1. Відсадження - на безпоршневих відсадочних машинах типу ОМТК, МОБК-8С та ін. Магнітна сепарація здійснюється на електромагнітних валкових мокрих сепараторах типу 2ЕОМ й 4ЕОМ-38/250. Знешламлення - в гідроциклонах діаметром від 350 до 1500 мм. Флотація здійснюється на машинах типу Механобр-6 і ФП-16. Як реагенти-збирачі застосовуються емульсол (10-12 кг/т), сире таллове масло (2кг/т), солярове масло (1,5кг/т). У якості депресора породи - рідке скло (0,5 кг/т).

Флотації піддаються знеілені шлами крупністю 10-100 мкм гравітаційного і магнітного збагачення. В результаті флотації одержують марганцеві концентрати з вмістом $Mn = 22-46\%$ при його вилученні в концентрат 80-90% від знешлавленого вихідного живлення, але тільки 40-70% від вихідного матеріалу. Остання обставина пов'язана з більшими втратами марганцю з мулистою фракцією шламів. Перспективним напрямком рішення зазначеної проблеми є застосування технології селективної флокуляції тонкодисперсних фракцій марганцевих руд органічними і неорганічними реагентами. Крім того, застосування пінної сепарації дозволяє збільшити крупність флотуємого матеріалу з 20 до 40% класу +0,15 мм.

В результаті збагачення окисної руди на нікопольських фабриках одержують концентрати першого сорту із середнім вмістом марганцю 44,8%, при його виході 35,4%. Крім першого, одержують концентрати другого сорту, що містять 36,6% марганцю при їх виході 12,6%. Вилучення марганцю в товарні концентрати становить в середньому 75,5%. Із загальної суми втрат більше половини представлено тонкими шлами (до 65%), причому 60% цієї кількості становлять вторинні шлами, утворені при дробленні, здрібнюванні і стиранні при промиванні промпродуктів.

В зв'язку з поступовим ростом частки карбонатних руд у живленні фабрик показники збагачення на них погіршуються, вміст марганцю в концентратах падає, а у відходах - зростає. Це відбувається тому, що карбонати марганцю мають менший теоретичний вміст марганцю, незважаючи на підвищену щільність.

Збагачення руд Чіатурського родовища

В цьому басейні працюють 9 збагачувальних фабрик Чіатурського гірничо-рудного комбінату. В технологічних схемах ЦЗФ-1, ПерЗФ (пероксидна), 25-біс й 29-біс передбачено гравітаційне і гравітаційно-магнітне збагачення без дробки промпродуктів. Три фабрики мають схеми з збагаченням магнітною сепарацією і відсадженням подрібнених до 8-0 мм або 3-0 мм промпродуктів відсадження великих класів (ЦЗФ-2, НЗФ і КЗФ "Даркветі"). Дві фабрики (центральна доводочна ЦДФ і центральна флотаційна ЦФФ) є доводочними, на яких централізовано обробляються промпродукти і шлами інших фабрик. Промпродукти з вмістом марганцю більше 24% називаються концентратами 4-го сорту.

На фабриках першої групи вихідну руду дроблять до 16-0 мм у конічних дробарках і направляють на промивання в спіральні класифікатори. Миту руду розсівають на класи 16-12, 12-1,5 й 1,5-0 мм. Кожен клас окремо піддають відсадженню на поршневих відсаджувальних машинах. Концентрат першого сорту одержують із митої руди всього діапазону крупності. Промпродукти відсадження і шлами направляють на ЦДФ і ЦФФ.

КЗФ "Даркветі" має схему фабрик другої групи. Вихідну руду дроблять до 20 мм, промивають і класифікують на класи 20-8, 8-3 й 3-0 мм і роздільно піддають відсадженню. Продукт великого відсадження (20-8 мм) подрібнюється до 3-0 мм. Збезводнені дрібні промпродукти фабрики є агломераційною рудою. Концентрати відсадження утворюють окисні концентрати 1, 2 і 4-го сорту. Збагаченню підлягають тільки окисні руди, а карбонатні після дроблення направляються на карбонатну збагачувальну фабрику КЗФ "Даркветі".

В технологічній схемі збагачення карбонатних руд на КЗФ "Даркветі" передбачені наступні операції: дроблення руди у дві або три стадії (перша стадія - щокова дробарка, наступні - конусні); промивання; просівання; двохстадійне збагачення дробленої митої руди крупністю 15-3 мм у важкосередовищних вихрових гідроциклонах діаметром 500 мм; відсадження класу 3-0 мм із виділенням окисного концентрату; магнітна сепарація промпродуктів відсадження та зневоднювання дрібних концентратів. Хвости і шлами фабрики разом із хвостами НЗФ "Даркветі" транспортується на ЦФФ.

Центральна доводочна фабрика ЦДФ у складі двох секцій призначена для збагачення окислених руд а також централізованої переробки промпродуктів інших фабрик та їх хвостів. Для окислених руд характерні висока пористість і вологість, підвищене вміст фосфору, мала міцність.

Технологічна схема секції по збагаченню окислених марганцевих руд включає: дроблення, просівання, здрібнювання до крупності 5 мм, відсадження, магнітну сепарацію і зневоднення концентрату. Схема секції по переробці промпродуктів і хвостів збагачувальних фабрик представлена на рис.12.1. Схема відрізняється тим, що вихідні продукти для розкриття зростків піддаються здрібнюванню в стрижневих млинах, а здрібнений матеріал - класифікації на спіральних класифікаторах по крупності -0,16 мм. Піски класифікаторів збагачують на валкових електромагнітних сепараторах для виводу немагнітної породи у хвости, а магнітну фракцію піддають відсадженню. Щільні окисні рудні частинки вилучаються у важку

фракцію. Ця фракція відповідає по составу концентратам 1 і 2-го сортів. У вигляді фракції проміжної щільності виділяється карбонатний концентрат, а в легку фракцію виділяють пористі і рудні зерна, які поєднуються зі зливами класификаторів і направляються на центральну флотаційну фабрику ЦФФ.

Схема ЦФФ (рис. 12.2) включає дешламацію шламів по крупності 20 мкм, класифікацію і здрібнювання пісків до крупності -0,15 мм у кульових млинах і селе-



Рис. 12.2 Технологічна схема збагачення Mn-шламов на ЦФФ

ктивну флотацію. Після перемішування з флотаційними реагентами пульпу направляють в цикл карбонатної флотації, а промпродукти цієї операції служать живленням циклу окисної флотації. Флотаційні концентрати згущують у радіальних згущувачах і фільтрують на дискових вакуум-фільтрах. В зв'язку із кращими показниками пінної сепарації флотомашини поступово замінюються на пінні сепаратори ФПС-16.

В цілому концентрати чіатурських фабрик більш багаті по марганцю, чистіші по фосфору і кремнезему та дешевші, ніж нікопольські. Вилучення марганцю також вище завдяки кращій збагачуваності руди і меншій схильності до шламування.

Контрольні питання.

1. Наведіть технологічні характеристики марганцевих руд Нікопольського родовища.
2. Наведіть технологічні характеристики марганцевих руд Чіатурського родовища.
3. Особливості збагачення марганцевих руд Нікопольського родовища.
4. Особливості збагачення марганцевих руд Чіатурського родовища.

Лекція № 13.

ЗБАГАЧЕННЯ ХРОМОВИХ РУД

Питання, що виносяться на лекцію:

Технологічні характеристики хромових руд країн СНД, особливості збагачення хромових руд на Донському ГЗК, збагачення хромових руд в країнах дальнього зарубіжжя.

Технологічні характеристики хромових руд

Родовища хромових руд розташовані на Середньому Уралі та в Казахстані. Рудні мінерали представлені магнохромітом, хромітом, хромпикотітом. З нерудних мінералів в основному присутні серпентин і кварц. Загальна формула хромвмісних мінералів - $(Mg,Fe)(Cr,Al,Fe)_2O_4$.

По текстурних особливостях розрізняють суцільні або масивні хромові руди, які в основному складаються з хромвмісних мінералів (нерудних мінералів 5-10%), густовкраплених рудних мінералів (50-80%), середньовкраплених (30-50%) і рідковкраплених (10-30%). До промислових відносяться масивні і густовкраплені руди.

Якість хромових руд визначається кількісним співвідношенням окислів Cr_2O_3 , Fe, Fe_2O_3 , MgO та Al_2O_3 у хромвмісних мінералах. Найбільше значення має відношення Cr_2O_3/Fe . Балансові запаси в надрах виділяються по мінімальному вмісту Cr_2O_3 у руді - 32-33% при $Cr_2O_3/FeO = 2,5$. Багаті хромові руди з вмістом Cr_2O_3 у руді більше 45% і менше 5% порожньої породи піддаються тільки дробленню і сортуванню. Бідні руди надходять на збагачення. Багаті хромові руди і концентрати використовуються для виробництва феросплавів і вогнетривких виробів.

Таблиця 13.1- Вимоги до хімічного складу багатих хромових руд для феросплавного виробництва та вогнетривких виробів

| Показники якості | Для Fe-сплавного виробництва | | Для вогнетривких виробів | | |
|-------------------------|------------------------------|--------|--------------------------|--------|--------|
| | М а р к а | | М а р к а | | |
| | ДХ-1-1 | ДХ-1-2 | ДХ-2-0 | ДХ-2-1 | ДХ-2-2 |
| Вміст, % : | | | | | |
| - Cr_2O_3 , не менше | 50 | 47 | 52 | 50 | 47 |
| - SiO_2 , , не більше | 7 | 9 | 6,5 | 8 | 8 |
| - FeO, не більше | - | - | 14 | 14 | 14 |
| - CaO , не більше | - | - | 1 | 1 | 1,3 |
| - P , не більше | 0,01 | 0,01 | - | - | - |

| | | | | | |
|---|------|------|---|---|---|
| - S , не більше | 0,05 | 0,05 | - | - | - |
| - W , не більше | - | - | 4 | 4 | 4 |
| Cr ₂ O ₃ /Fe, не більше | 3,5 | 3 | - | - | - |

Таблиця 13.2 - Вимоги до хімічного складу хромових концентратів для феросплавів і вогнетривких виробів

| Показники якості | М а р к а | | |
|--|-----------|-------|-------|
| | КХД-1 | КХД-2 | КХД-3 |
| Вміст , %: | | | |
| - Cr ₂ O ₃ , не менше | 48 | 50 | 50 |
| - SiO ₂ , не більше | 8 | 7 | 7 |
| - S , не більше | 0,05 | 0,08 | 0,08 |
| - CaO, не більше | 0,8 | 0,8 | 0,8 |
| - P, не більше | 0,005 | 0,005 | 0,005 |
| Cr ₂ O ₃ /Fe, не менше | 3,5 | 3,6 | 3,6 |
| Крупність, мм | 100-10 | 10-3 | 3-0 |

Руди для феросплавного виробництва поставляються по шести класах крупності: 0-10; 10-80; 80-300; 10-20 та 20-80 мм. Для виробництва вогнетривких виробів - по чотирьох класах: 0-10; 10-80; 80-300 та 0-300 мм. По показниках якості для феросплавів визначені дві марки, а для вогнетривів три марки (див.табл.13.1). Для хромових концентратів - див. табл.13.2.

Збагачення хромових руд в країнах СНД

В країнах СНД підготовка і збагачення хромових руд здійснюється на Донському ГЗК. Сировинна база комбінату - Південно-Кемпирсайське родовище хромових руд (Казахстан). Основний рудний мінерал - хромшпінелід, близький по змісту до високохромістого магнохроміту. Основний нерудний мінерал - серпентин. По текстурних особливостях руди вкраплені. По величині рудних зерен виділяються хромові руди наступних типів: дрібнозернисті (до 1 мм), середньозернисті (1-3 мм) і грубозернисті (3-5 мм). Родовище розробляється відкритим способом, $D_{\max} = 1200$ мм.

Багаті хромові руди з вмістом окису хрому більше 45% подаються залізничним транспортом на дробильно-сортувальну фабрику, де дробляться і сортуються на три класи : 300-50; 50-10 й 10-0 мм. Для переробки бідних хромових руд (з вмістом окису хрому менше 39%) побудована фабрика, що працює за гравітаційною схемою (див.рис.13.1). Технологічна схема фабрики передбачає: дроблення вихід-

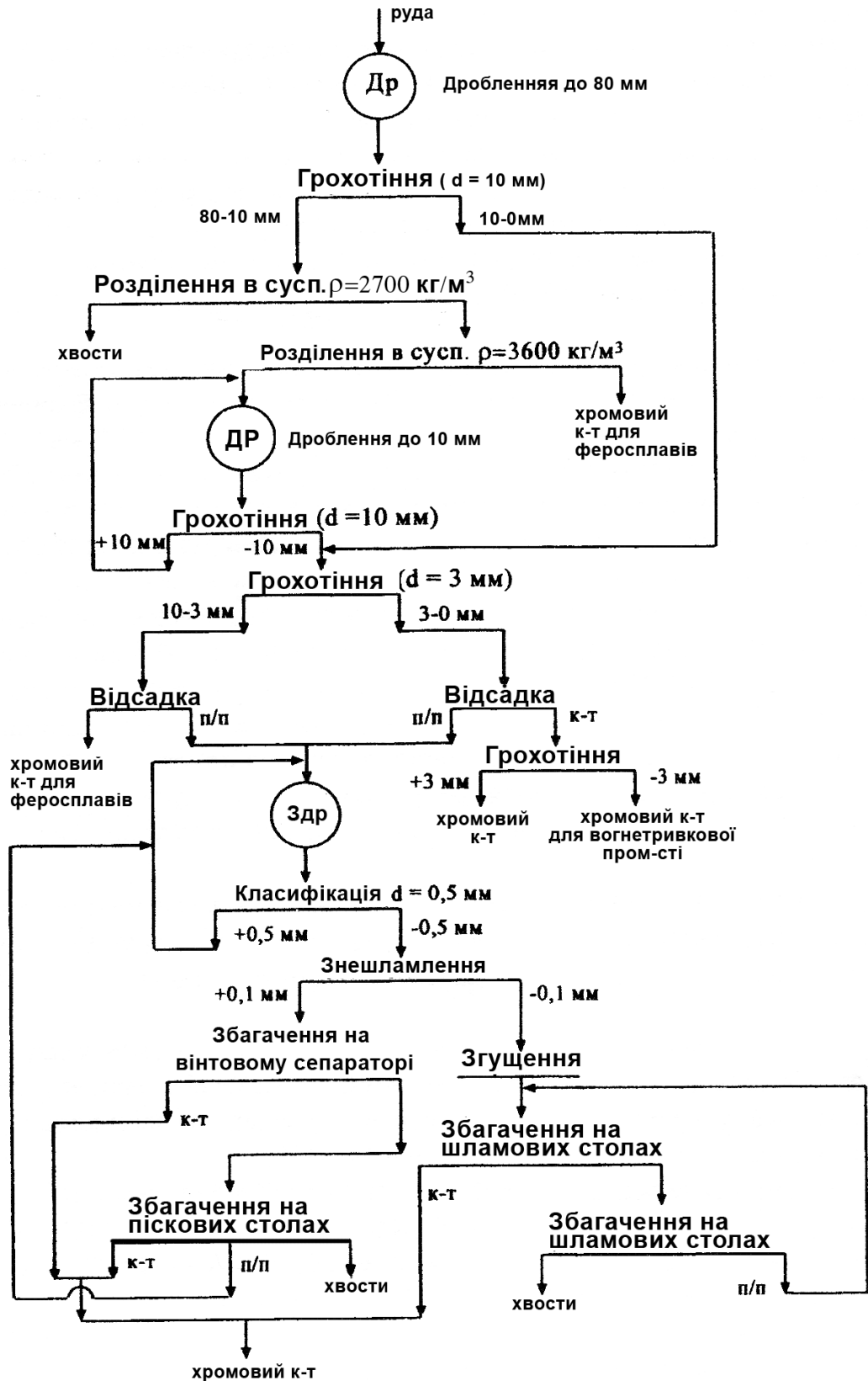


Рис.13.1 Технологічна схема збагачення хромових руд на збагачувальній фабриці Донського ГЗК

ної руди до крупності 80 мм; просівання її на класи 80-10 , 10-3 й 3-0 мм; промивання класу 80-10 мм на гуркоті; збагачення класу 80-10 мм у важких суспензіях з одержанням великого концентрату й хвостів; відсадження класів 10-3 і 3-0,5 мм у машинах типу МОД-2 (ОМТК-4) з виділенням концентрату, промпродукту та відвальних хвостів; збагачення класу 0,5-0,07 мм на концентраційних столах з одержанням концентрату й хвостів. Промпродукти збагачення класу 80-10 мм передбачається дробити в замкнутому циклі до крупності 10-0 мм і дозбагачують відсадженням разом із класом 10-0 мм вихідної руди.

Промпродукти відсадження піддаються здрібнюванню в кульових млинах і після знешламлення збагачуються на гвинтових сепараторах, промпродукти яких, в свою чергу, направляються для збагачення на концентраційні столи.

Процес збагачення у важких суспензіях ведеться на колісних сепараторах типу "Ведаг" (Q = до 150 т/год.). В якості обважувача використовується гранульований феросиліцій. Регенерація суспензії здійснюється за допомогою електромагнітних сепараторів ЭБМ-80/170.

Технологічні показники роботи Донського ГЗК наступні:

- вміст Cr_2O_3 : у бідній руді -39,3%; класі 80-100 мм - 35,9%; класі 10-0 мм - 42,1%; в концентраті - 51,4%; в хвостах - 22,8%;
- вихід концентрату - 58,5%;
- вилучення Cr_2O_3 в концентрат - 76,1%;
- вологість: вихідної руди - 2,8%; концентрату - 3,1%.

Збагачення хромових руд за рубежом

Бідні і досить бідні хромові руди добуваються в ПАР, Туреччині, Югославії, Фінляндії, Філіппінах. Розвідані запаси хромових руд за рубежом оцінюються в 2,7 млрд. тонн. З них на території Африки перебуває 98,4%, Азії - 0,8%, Америки - 0,5% і Західної Європи - 0,3%. Основними виробниками і експортерами хромових руд і концентратів є: ПАР (47% усього виробництва і експорту); Філіппіни - 16,7 й 21,3%; Туреччина - 14 і 17%.

Сучасні збагачувальні фабрики по збагаченню хромових руд використовують гравітаційно-магнітні схеми. Так, наприклад, на фінській фабриці в м. Кемі переробляються бідні руди, що містять 27,5% Cr_2O_3 та 19% SiO_2 . Руда добувається відкритим способом і піддається дробленню в щоківних і конусних дробарках, а потім здрібнюванню в стрижневому та кульовому млинах, знешламленню, сушінню та магнітній сепарації на індукційно-роликівих сепараторах. Знешламлена руда фільтрується і після сушіння подається пневмотранспортом на п'ятистадіальну магнітну сепарацію в полі 4000 або 16000 Е на індукційно-роликівих сепараторах. В результаті збагачення одержують два концентрати. Перший з вмістом Cr_2O_3 - 46,3% , SiO_2 - 2,2% , виходом 10,6% і вилученням Cr_2O_3 18,1%. Другий концентрат має наступні показники: вміст Cr_2O_3 - 42%; вміст SiO_2 - 5,3%; вихід концентрату - 1,9%; вилучення Cr_2O_3 в концентрат - 3,2%. Відвальні хвости фабрики містять 16,1% Cr_2O_3 та 29,5% SiO_2 . Внаслідок підвищених втрат руди зі зливами знешламлиючих гідроциклонів здійснюється їх перечищення на високоградієнтних сепараторах, що підвищило вилучення хрому на 10%.

Контрольні питання.

1. Наведіть технологічні характеристики хромових руд країн СНД.
2. Особливості збагачення хромових руд на Донському ГЗК.
3. Збагачення хромових руд в дальньому зарубіжжі.

Література

Основна література

1. Кармазин В.И. Обогащение руд черных металлов. - М.: Недра, 1982.
2. Остапенко П.Е. Теория и практика обогащения железных руд. – М.: Недра, 1985.
3. Конспект лекций по курсу “Обогащение руд черных металлов”, Донецк, ДонГТУ, 2000.

Додаткова література

4. Справочник по обогащению руд черных металлов. -М.: Недра, 1960.
5. Справочник по обогащению руд. Основные процессы - М.: Недра, 1983.
6. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы. – М : Недра, 1982.
7. Справочник по обогащению руд. Специальные и вспомогательные процессы. - М.: Недра, 1983.
8. Справочник по обогащению руд. Обогащительные фабрики. - М.: Недра, 1984.
9. Фомин Я.И. Технология обогащения марганцевых руд. - М.: Недра, 1981.
10. Остапенко П.Е. Обогащение железных руд. - М.: Недра, 1977.
11. Вегман Е.Ф. Окускование руд и концентратов. - М.: Металлургия, 1984.
12. Шохин В.Н., Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения. – М.: Недра, 1980.
13. Справочник по обогащению и агломерации руд черных металлов. – М.: Недра, 1980.
14. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения. - М.: Недра, 1984.