

СМИРНОВ В.О., БІЛЕЦЬКИЙ В.С.

ПРОЕКТУВАННЯ ЗБАГАЧУВАЛЬНИХ ФАБРИК

Рекомендовано Міністерством освіти і науки України як навчальний посібник для студентів спеціальності “Збагачення корисних копалин” вищих навчальних закладів

Східний видавничий дім

Донецьк-2002

БК33.4-4
УДК 622.7

С-50 Смирнов В.О., Білецький В.С. Проектування збагачувальних фабрик. – Донецьк, Східний видавничий дім, 2002. – 269 с.

ISBN 966-7804-42-9

Викладено вимоги до змісту і обсягу проектно-кошторисної документації проектів збагачувальних фабрик. Розглянуто питання про вибір і розрахунок схем збагачення корисних копалин, а також основного технологічного обладнання для реалізації цих схем. Викладено основні положення щодо розробки генерального плану і розміщення обладнання в цехах фабрик.

Для студентів та фахівців у галузі збагачення корисних копалин.

Табл. 108, іл. 98, бібл. 23.

Рецензенти: д-р техн. наук, професор М.М. Бережний (Криворізький технічний університет)
д-р техн. наук, професор В.Ф. Пожидаєв (Східноукраїнський національний університет)

ПЕРЕДМОВА

Розвиток техніки і технології збагачення корисних копалин на базі досягнень науки і техніки обумовлюється багатьма факторами: залученням до видобування некондиційних пластів, інтенсифікацією процесів видобування корисних копалин, яка супроводжується зниженням їх якості і зміною гранулометричного складу, підвищенням вимог щодо якості концентратів, необхідністю зниження матеріало- і енергоємності виробництва й охорони навколишнього середовища.

Непересічне значення для підвищення техніко-економічних показників у галузі збагачення корисних копалин має розробка раціональних проектів збагачувальних фабрик. Загальна тенденція при їх проектуванні, будівництві і реконструкції проявляється в максимальному використанні однопотокових схем із застосуванням технологічного обладнання великої одиничної потужності, комплексному використанні мінеральної сировини, переході до повністю замкненого водно-шламового циклу з очищенням усіх стічних вод.

Підвищення технічного рівня і продуктивності праці за рахунок концентрації виробництва забезпечується збільшенням потужностей підприємств, розробкою нових і удосконаленням діючих процесів та технологічних ліній, створенням зносостійкого обладнання великої одиничної потужності, застосуванням однопотокових і малоопераційних технологічних схем, комплексної механізації й автоматизації операцій з використанням ЕОМ, створенням фабрик з новими компонувальними рішеннями.

Подальші напрямки розвитку галузі збагачення корисних копалин мають бути пов'язані із застосуванням більш потужного обладнання, розробкою нових технологічних процесів, створенням проектів збагачувальних фабрик з великою виробничою потужністю, реконструкцією старих діючих фабрик, розширенням використання обчислювальної техніки в сферах проектування і виробництва.

Проектування збагачувальної фабрики – це комплекс заходів, що завершують перехід корисної копалини з категорії потенційної цінності в реальну – товарну продукцію. При цьому від правильності прийнятих рішень залежать обсяг капітальних вкладень у будівництво майбутньої фабрики, частка активних фондів та експлуатаційні витрати при подальшій роботі, тобто техніко-економічні показники проекту підприємства до моменту введення його в експлуатацію мають дорівнювати або перевершувати кращі світові аналоги.

1 ЗМІСТ І ОБСЯГ ПРОЕКТУ ЗБАГАЧУВАЛЬНОЇ ФАБРИКИ

1.1 Загальні вимоги щодо проекту збагачувальної фабрики

Згідно із законодавством капітальне будівництво проводиться та фінансується тільки за затвердженими проектами та кошторисами. Проекти і кошториси виконують спеціалізовані проектні інститути і рідше проектні контори.

Проектом збагачувальної фабрики називається комплекс технічних документів, які необхідні для здійснення будівництва, монтажу й експлуатації майбутньої фабрики або фабрики, яка реконструюється. Проект має бути виконаний із урахуванням найновіших досягнень науки і техніки, забезпечувати високі показники продуктивності праці, собівартості, якості готової продукції, відповідати сучасним вимогам охорони праці.

До проектів збагачувальних фабрик висувають такі вимоги:

- раціональне і комплексне використання мінеральних ресурсів із застосуванням безвідходної технології;
- висока продуктивність праці на базі нової технології, високопродуктивного обладнання, автоматизації і механізації;
- економне використання землі й ефективна охорона навколишнього середовища, для чого треба передбачити безстічну технологію, оборотне водопостачання, рекультивацію відвалів, очищення газів;
- використання типового обладнання, будівельних конструкцій і проектів;
- дослідження можливості кооперування фабрики, яка проектується, з іншими підприємствами району з питань електро- і водопостачання, транспорту, будівництва житла;
- розробка найбільш економічного рішення генерального плану за рахунок компактного розміщення цехів і обладнання;
- недопущення надмірностей в об'ємах та площах промислових будівель, при зовнішньому і внутрішньому оформленні приміщень;
- забезпечення безпечних умов праці.

Оскільки збагачувальна фабрика є проміжною ланкою між гірничодобувним підприємством (шахтою, рудником, кар'єром, копальною тощо) і переробним (хімічним, коксохімічним, металургійним заводом), то проект фабрики повинен бути ув'язаний із зазначеними підприємствами за продуктивністю, якістю сировини і концентратів, графіком подачі сировини та відвантаження концентратів і т.п.

Відповідно до будівельних нормативів будинки і споруди збагачувальної фабрики можна розробляти в одну стадію з видачею техно-робочого проекту і у дві стадії з видачею технічного проекту і робочих креслень. Рішення про варіант проектування приймається інстанцією, що затверджує техніко-економічне обґрунтування доцільності будівництва збагачувальної фабрики.

1.2 Техніко-економічне обґрунтування

Проектуванню збагачувальної фабрики завжди передують розробка техніко-економічного обґрунтування (ТЕО) доцільності її будівництва або реконструкції. Розробка ТЕО здійснюється на основі перспективного плану розвитку галузі промисловості, у котру увійде фабрика, що проектується. У ТЕО повинні бути висвітлені наступні питання:

- вплив проектованої фабрики на ріст продуктивності галузі;
- обґрунтування продуктивності і місця будівництва фабрики;
- можливості виробничого і господарського кооперування з підприємствами даного промислового району;
- вплив проектованої фабрики на інші галузі промисловості;
- орієнтовні дані про величину капітальних вкладень і собівартість продукції;
- порівняння очікуваних техніко-економічних показників з показниками вітчизняних і закордонних фабрик-аналогів;
- розуміння про необхідність проведення додаткових дослідницьких робіт перед розробкою проекту збагачувальної фабрики.

Для великих підприємств ТЕО розробляється спеціалізованою проектною організацією, для підприємств невеликої потужності – головним управлінням міністерства, якому підпорядкована дана галузь. ТЕО розглядається і затверджується міністерством (замовником). За затвердженням ТЕО замовник складає завдання на проектування фабрики.

1.3 Технічний проект

Технічний проект розробляється на підставі затвердження завдання на проектування і ТЕО. Технічний проект має забезпечити найбільш економічний спосіб збагачення, досягнення високих технологічних показників при мінімальних капітальних вкладеннях; визначення кошторисної вартості будівництва; встановлення основних техніко-економічних показників і можливості здійснення будівництва фабрики в намічений термін.

Технічний проект звичайно складається з одинадцяти розділів, але при проектуванні великих збагачувальних фабрик їхнє число може бути збільшено, при проектуванні малих – скорочено.

У розділах технічного проекту збагачувальної фабрики повинні бути вирішені наступні питання:

1. *Загальна пояснювальна записка.* У цьому розділі наводяться: підстава для розробки проекту, продуктивність фабрики по сировині і концентратах, техніко-економічні показники, основні проектні рішення, капітальні вкладення, черговість будівництва і терміни введення фабрики в експлуатацію.

2. *Техніко-економічна частина.* У розділі наведено обґрунтування місця будівництва і продуктивності фабрики, характеристики сировини і концентратів, спосіб доставки сировини, джерела водо-, енерго- і матеріалопостачання, режим роботи фабрики та окремих її цехів, розрахунків штатів і зарплати, продуктивність праці, виробничі зв'язки з іншими підприємствами, обсяг і вартість житлового будівництва, аналіз загальних капітальних вкладень, вартість збагачення 1 т сировини і собівартість концентратів, порівняння техніко-економічних показників проектованої збагачувальної фабрики з показниками підприємств-аналогів, вимоги до інших галузей у зв'язку з будівництвом фабрики, дані про необхідність проведення додаткових науково-дослідних і дослідно-конструкторських робіт.

3. *Генеральний план, транспорт і рекультивація порушених земель.* Розділ містить основні показники генерального плану, а також планувальні рішення розташування будинків, споруд, складів, залізничних колій, автодоріг та інших інженерних комунікацій на промисловому майданчику збагачувальної фабрики.

4. *Технологія виробництва, забезпечення енергоресурсами і захист навколишнього середовища.* Наведено характеристику сировини у відношенні її речовинного, мінералогічного і гранулометричного складів, вкраплення корисних мінералів, наявності зруйнованої породи або глинистих домішок, фізичних властивостей мінералів. Проаналізовано результати досліджень корисної копалини на збагачуваність і для порівняння результату роботи фабрик-аналогів. Зроблено вибір і обґрунтування технологічної схеми фабрики, основного обладнання і варіантів його розміщення в цехах, варіантів внутрішньоцехового транспорту, схеми електропостачання, компресорної, повітряної і вакуумної станцій. Визначено місткість бункерів і складів, потребу в паливі, реагентах і матеріалах, встановлену і споживану потужність, витрати електроенергії на переробку 1 т сировини. Організацію ремонту обладнання, випробування і контролю технологічних процесів. Заходи щодо охорони навколишнього середовища, очищення сушильних газів, нейтралізації промислових стоків.

5. *Організація праці і система управління виробництвом.* Розділ містить режим праці і відпочинку, штати трудящих, заходи щодо техніки безпеки, організацію управління виробництвом.

6. *Будівельна частина.* У даному розділі наведено плани і розрізи будинків та споруд збагачувальної фабрики із зазначенням їх розмірів,

площі, обсяг, типу конструкцій і матеріалів. Обрано джерела технічної і питної води, місце розташування і методи укладання відходів та очищення стічних вод, схеми водопостачання, каналізації і санітарне устаткування. Визначено витрати технічної і питної води, кількості тепла і енергії для опалення, вентиляції і кондиціонування повітря. Рішення по побутовому обслуговуванню трудящих.

7. *Організація будівництва.* Розділ містить плани і графіки будівництва збагачувальної фабрики, методи виконання будівельних робіт, розрахунки обсягів основних будівельних і монтажних робіт, потреби в будівельних матеріалах, механізмах, електроенергії, воді, парі, визначення потреби в будівельних кадрах і заходи щодо забезпечення їх житлом.

8. *Організація підготовки до освоєння проектних потужностей і їхнє освоєння в нормативний термін.* Наведено організаційні, технічні та інші заходи щодо забезпечення освоєння потужностей.

9. *Житлово-цивільне будівництво.* Розділ містить графік і обсяг будівництва житлового фонду для забезпечення трудящих збагачувальної фабрики.

10. *Кошторисна частина.* Розділ представлений комплектом документів про вартість будівництва збагачувальної фабрики та окремих її об'єктів.

11. *Графічна частина проекту.* Складається в мінімально необхідному обсязі і включає: технологічну схему, схему обладнання, конструктивні плани і розрізи виробничих цехів з нанесенням основного обладнання в масштабі 1:100 або 1:200, схему електропостачання, ситуаційний план місцевості, генеральний план збагачувальної фабрики в масштабі від 1:500 до 1:2000, заходи щодо рекультивації земель, зайнятих під хвостове і відвальне господарство.

Якщо проект виконано у суворій відповідності з чинними нормативами, то він не підлягає погодженню в Держгіртехнагляді. Після затвердження проекту замовником дозволяється його фінансування, замовлення обладнання і розробка робочих креслень. Якщо в проект з метою його поліпшення були внесені зміни, то він повинен бути перезатверджений.

Робочі креслення розробляються проектною організацією на основі затвердженого технічного проекту і отриманих від замовника технічних даних по замовленому обладнанню. Робочі креслення підрозділяються на загальні і детальні. На загальних остаточно пов'язується генеральний план фабрики з усіма комунікаціями, вказується розташування обладнання та інше. Детальні креслення розробляються в обсязі, мінімально необхідному для здійснення будівельних і монтажних робіт, до їх складу входять: креслення розташування облад-

нання, креслення мереж енерго- і водопостачання, плани і розрізи будівель.

Типове проектування має на меті забезпечити будівництво багаторазових повторюваних однотипних цехів і споруд готовими проектами і робочими кресленнями.

При складанні типових проектів варто передбачати застосування високопродуктивного обладнання і найбільш досконалої технології збагачення корисних копалин. У першу чергу типізуються збагачувальні фабрики, призначені для переробки однотипної сировини, цехи дроблення і тонкого подрібнення, окремі компонувальні і конструктивні вузли.

При будівництві збагачувальної фабрики або окремих її цехів за типовими проектами розробляються тільки креслення прив'язки типового проекту до будівельного майданчика і необхідні додаткові креслення до типового проекту, наприклад, при знятті з виробництва окремих машин, застосовуваних у проекті, і заміни їх іншими. В іншому переробка типових проектів при їхньому використанні забороняється.

1.4 Об'ємне проектування

Сутність об'ємно-модельного проектування полягає в наступному: після розробки схеми обладнання і специфікації обладнання в моделетечі підбирають або виготовляють у масштабі 1:25 чи 1:50 моделі обладнання, апаратури, трубопроводів, стандартні елементи збірних будівельних конструкцій і т.д. З моделей на спеціальному стенді компонується макет цеху збагачувальної фабрики. Проект при цьому виходить наочним і доступним для швидкого ознайомлення. Над проектом можуть одночасно працювати проектувальники всіх спеціальностей, що скорочує терміни проектування і підвищує якість проекту. Багатьох помилок, особливо в частині трубопроводів, комунікацій і т.п., що допускаються при звичайному проектуванні, у цьому випадку можна уникнути. Потім з цього макета виготовляють масштабні і безмасштабні креслення, якими заміняють традиційні компонувальні.

Використання даного методу в стадії робочого проектування приводить до зменшення обсягу робіт у два рази, зниження на 25-30 % трудомісткості розробки проектного завдання, скорочення на 5-10 % об'єму будинків і споруд, а отже, і вартості будівництва. Однак складність виготовлення макета, неможливість виконання за фотокресленнями ретельного монтажу і т.п. не дозволили цьому методу замінити класичний.

1.5 Модульно-блоковий метод формування вуглезбагачувальних фабрик

Модульно-блоковий метод формування вуглезбагачувальних фабрик – це відомий метод проектування, комплектування і постачання обладнання,

використовуваний для даних фабрик. Метод оснований на введенні і послідовному нарощуванні потужностей автономними виробничими комплексами (модулями), що збираються з уніфікованих блоків агрегованого обладнання високої монтажної готовності (рис. 1.1).

Цей метод забезпечує:

- невеликий термін будівництва (вуглезбагачувальна фабрика продуктивністю 250 т/год зводиться за 3,5 місяця);
- більш низькі витрати на проектування (одноразові витрати на проектування типового модуля);
- можливість розширення фабрики (встановлення нових модулів);
- можливість перенесення фабрики на нове місце;
- секціонування технологічної схеми.

Основним структурним елементом вуглезбагачувальної фабрики при модульно-блоковому формуванні служить модуль.

Модуль вуглезбагачувальної фабрики – це виробничий комплекс, що складається з технологічної лінії, яка забезпечує переробку рядового вугілля від надходження його на фабрику до випуску готової продукції.

Фабрика може складатися з одного або декількох модулів і вводиться в експлуатацію за одну чи кілька черг.

Головним елементом модуля є технологічна лінія, що формується на базі наступних ознак:

- технологічна схема однопотокова (або малопотокова);
- використання скоординованого за продуктивністю обладнання великої одиничної потужності у всіх технологічних ланках від подачі рядового вугілля до одержання концентрату;
- рівна надійність окремих видів обладнання і вузлів у модулі;
- передача продукту від одного апарата до іншого без проміжних ємностей.

Технологічна лінія збагачення вугілля складається з уніфікованих блоків обладнання, що розрізняються за функціональними ознаками, – функціональних блоків.

Функціональний блок являє собою комплекс обладнання, комунікацій, опорних конструкцій і первинних пристроїв управління процесом, що виконує певну технологічну операцію (відсадки, зневоднення, флотацію і т.п.).

Функціональний блок може складатися з єдиного агрегату (блоки відсадки, класифікації і ін.) або збиратися з більш дрібних блоків агрегованого обладнання (блоки флотації, зневоднення та ін.).

Блок агрегованого обладнання – це функціональний блок або його частина, запроектована і виготовлена як єдиний агрегат.

Залежно від умов транспортування і монтажу блоки агрегованого обладнання можуть розділятися на поставні вузли і монтажні блоки.

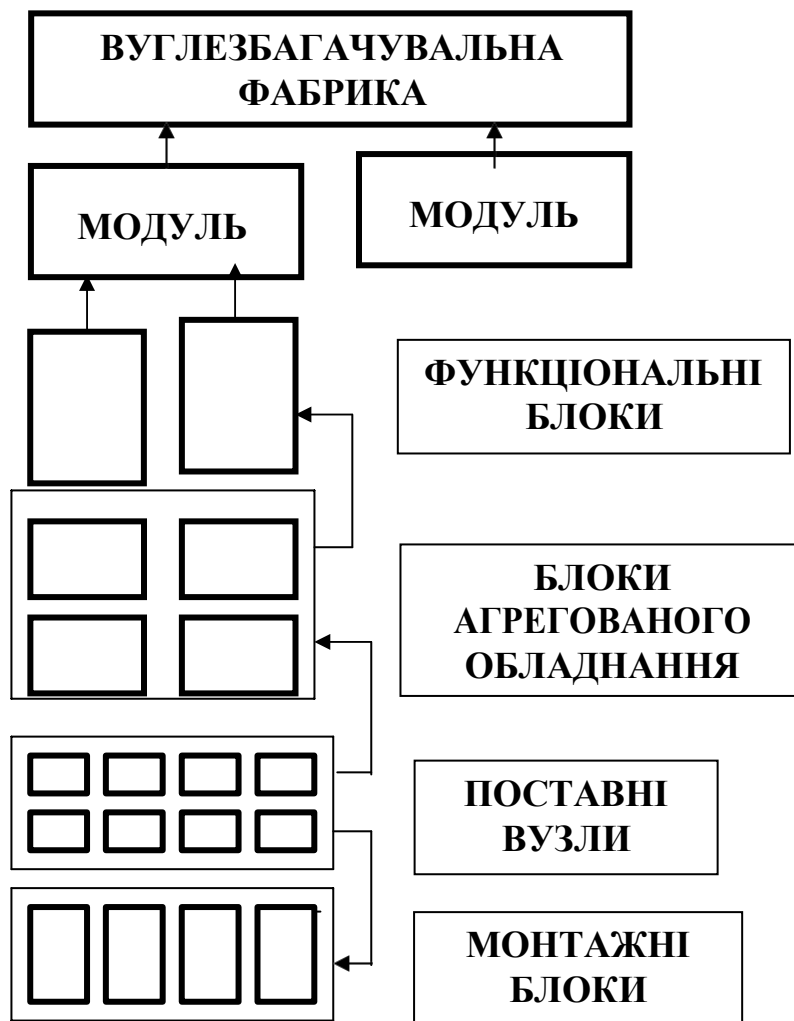


Рис. 1.1 – Структура модульно-блокової вуглезбагачувальної

Поставний вузол – частина блоку агрегованого обладнання, яка відрізняється умовами транспортного габариту і вантажопідйомності транспортних засобів, використовуваних для перевезення обладнання на будівельний майданчик.

Монтажний блок – це блок агрегованого обладнання або його частина, що збирається на спеціально обладнаній приоб'єктній площадці укрупнювального складання. Основні параметри монтажного блоку – маса і габарити – визначаються використовуваними при будівництві монтажними засобами.

Розроблено номенклатуру уніфікованих модулів для вуглезбагачувальних фабрик продуктивністю від 250 до 1500 т/год. Методом передбачена уніфікація технологічних схем залежно від призначення і якості збагачуваного вугілля, його збагачуваності, раціональної глибини збагачення і вимог споживачів до якості концентрату.

1.6 Порядок проектування

На основі плану розвитку галузі міністерство приймає рішення про освоєння нового родовища і будівництво збагачувальної фабрики, гірничозбагачувального або гірничо-металургійного комбінату. У зв'язку зі складністю завдань, що виникають при розробці проекту, залучається багато організацій – відділи і служби міністерства, проектні і науково-дослідні інститути.

Після прийняття міністерством рішення про освоєння родовища призначається генеральна проектна організація (проектний інститут). За заявкою генерального проектувальника науково-дослідний інститут виконує необхідний обсяг робіт. Одночасно з призначенням генерального проектувальника міністерство створює комісію для вибору майданчика для будівництва збагачувальної фабрики.

Результати дослідницьких робіт і акт про вибір майданчика для будівництва фабрики передаються генеральному проектувальнику для розробки техніко-економічного обґрунтування. На основі ТЕО складається завдання на проектування, що після затвердження служить підставою для розробки проекту збагачувальної фабрики.

1.7 Вихідні дані для проектування

Вихідні дані для проектування збагачувальної фабрики включають такі основні документи:

Завдання на проектування збагачувальної фабрики, що складається міністерством або дирекцією підприємства з участю проектною організацією відповідно до затвердженого ТЕО і плану розвитку даної галузі промисловості. У завданні на проектування повинні бути зазначені: підстава для проектування фабрики, район будівництва, продуктивність фабрики по сировині і концентратах, вимоги до якості концентратів, витрати на 1 т готової продукції і її собівартість, орієнтовні розміри капітальних вкладень, джерела постачання сировиною, водою, електроенергією, можливість кооперування з іншими підприємствами району.

Дані про промисловий майданчик включають: топографічний план місцевості з вказівкою існуючих будинків, споруд, під'їзних колій, рослинного покриву; дані про ґрунти (склад, фізичні властивості, припустимі навантаження, рівень ґрунтових вод, глибина промерзання); характеристики місцевих будівельних матеріалів; дані про джерела водо- і електропостачання та їхні характеристики.

Економічні дані про район будівництва відображають: характер і перспективи промислового розвитку району; дані про паливні ресурси і їхню вартість; умови транспорту; умови одержання і відпускні ціни на воду та електроенергію; наявність і вартість основних матеріалів, необхідних при експлуатації фабрики; можливість забезпечення фабрики робочою силою і розміщення робітників в існуючих селищах.

Дані геолого-технологічного вивчення родовища повинні містити: характеристику руди в родовищі як об'єкта збагачення (тип, речовинний склад із просторовою прив'язкою в рудному тілі); коливання вмісту корисних компонентів у рудах, вкраплення, твердість, ступені окиснювання.

Дані по гірничій частині проекту містять: календарний план розвитку гірничодобувного підприємства із зазначенням сортів корисної копалини і продуктивності по сортах в окремі періоди експлуатації; інформацію про вміст корисних компонентів і шкідливих домішок в окремих сортах і їхні можливі коливання; характеристику крупності корисної копалини і її фізичні властивості; графік надходження корисної копалини на збагачувальну фабрику і вид транспорту.

Нормативні матеріали представлені необхідними типовими проектами; стандартами на обладнання, сировину, готову продукцію; нормами технологічного проектування, протипожежної, санітарної і електробезпеки; преїскурантами на сировину, концентрати, матеріали і обладнання; тарифами і цінниками; правилами використання, збереження, устаткування й експлуатації та іншими нормативними документами з різних питань життєдіяльності збагачувальної фабрики.

Дані про результати досліджень збагачуваності корисної копалини використовуються для вибору технологічної схеми збагачення і визначення продуктивності обладнання. У цьому розділі повинні бути наведені: мінералогічний і хімічний аналізи корисної копалини; характеристика вкраплення мінералів; ступінь зруйнованості корисної копалини (вміст глини, первинних шламів, вологи); характеристики крупності корисної копалини і дроблених продуктів; результати випробування корисної копалини на збагачуваність за найбільш перспективними схемами; вміст корисних компонентів у продуктах збагачення і їхнє вилучення в окремих операціях; оптимальна густина пульпи в операціях і продуктах; норми питомого навантаження або тривалість обробки продукту. Ступінь надійності результатів досліджень залежить від їхнього масштабу.

1.8 Системи автоматизованого проектування

Прогрес у галузі створення високопродуктивних ЕОМ з розвинутим програмним забезпеченням, автоматизованими банками даних, широким набором периферійних пристроїв сприяє переходу до систем автоматизованого проектування збагачувальних фабрик (САПР ЗФ).

Призначення САПР ЗФ полягає в зниженні вартості будівництва збагачувальних і агломераційних фабрик, поліпшенні якості проектно-кошторисної документації, підвищенні продуктивності праці проектувальників, скороченні термінів розробки проектів, удосконалюванні процесів проектування.

САПР ЗФ дозволяє реалізувати деякі функції за розділами проекту:

Технологічна частина – розрахунок і проектування технологічних схем, обладнання, трубопроводів.

Архітектурно-будівельна частина – розрахунок і проектування металевих і залізобетонних конструкцій.

Санітарно-технічні системи – проектування теплопостачання, опалення і вентиляції виробничих й адміністративних корпусів, а також водопостачання і каналізації.

Електротехнічні системи – розрахунок і проектування електропостачання, електросилового устаткування, світлотехнічної частини проєктів, телемеханізації електропостачання.

Гідротехнічні спорудження – розрахунок і проектування напірного та безнапірного гідротранспорту відвальних хвостів, стійкості укосів хвостосховищ.

Системи автоматизації – розробка схем зовнішніх з'єднань, електричних і трубних проводок щитів автоматики.

Кошторисна частина – складання локальних і зведених кошторисів, зведень матеріалів, специфікацій, комплектація обладнання.

Найбільш повно і комплексно завдання побудови САПР ЗФ вирішені в системі “САПР-Вугілля”, що реалізує більшість з перерахованих функцій підсистем.

Інший пакет прикладних програм – автоматизований комплекс розрахунків якісно-кількісних показників технологічних схем вуглезбагачувальних фабрик (АРТС-ЗФ) застосовується при розробці документації на стадії «проект» нових, діючих і реконструйованих вуглезбагачувальних фабрик, при обґрунтуванні технології переробки вугілля і при технологічних розрахунках по визначенню якісно-кількісних характеристик переробки. Враховуються задані показники і параметри роботи технологічного обладнання. Розрахунок варіантів технологічних схем збагачувальних фабрик проводиться відповідно до заданої вихідної інформації про технологічні операції. Передбачено визначення балансу продуктів збагачення. Пакет знаходить широке застосування при проектуванні промислових підприємств.

Становлять інтерес і алгоритми аналізу та синтезу технологічних схем збагачення вугілля, призначені для вибору на стадії ТЕО оптимальної технології збагачення. Досвід використання систем САПР показав їхню високу ефективність і зручність практичного застосування.

2 ЗБАГАЧУВАЛЬНІ ФАБРИКИ

2.1 Класифікація процесів переробки корисних копалин

Процеси збагачення полягають у розділенні мінералів на основі відмінностей у їхніх властивостях (густини, змочуваності, магнітної сприйнятливості, твердості та ін.).

Послідовні прийоми механічної обробки корисної копалини, здійснювані з метою зміни її якості або розділення на продукти різної якості, називаються *технологічними операціями*.

Продукт, що надходить в операцію, зветься *вихідним* або *живленням операції*. У процесі переробки корисної копалини одержують наступні продукти: *концентрат* – продукт із найбільшим вмістом корисних мінералів і найменшим породних; *промпродукт* – проміжний продукт, що за вмістом корисного компонента не є кондиційним концентратом чи відвальними хвостами і потребує подальшої переробки; промпродукт – це суміш зростків корисних і породних мінералів та розкритих зерен корисного компонента і пустої породи (міксту); *відходи* – продукт із найбільшим вмістом породних мінералів і найменшим корисних.

За технологічним призначенням процеси переробки корисних копалин на збагачувальних фабриках підрозділяються на:

- *підготовчі*, призначені для розкриття корисної компоненти, розділення корисної копалини на машинні класи, попереднього знешламлення тощо;

- *основні*, або *збагачувальні*, призначені для власне розділення вихідного продукту на концентрат, відходи та промпродукт, для чого використовують відмінності в їхніх властивостях;

- *допоміжні*, або *заклучні*, застосовувані для згущення, зневоднення, знешламлювання, знепилювання і регенерації оборотних вод.

У результаті збагачення корисної копалини повинні бути досягнуті такі технологічні показники, що задовольнили б споживачів і відповідали б максимальній повноті вилучення корисних компонентів.

Крім технологічних процесів, для нормального функціонування збагачувальної фабрики повинні бути передбачені *процеси виробничого обслуговування*: внутрішньоцеховий транспорт корисної копалини і продуктів її переробки, постачання фабрики водою й електроенергією, технологічний контроль якості сировини і продуктів переробки.

2.2 Класифікація і склад збагачувальних фабрик

Збагачувальна фабрика – це промислове підприємство, призначене для первинної обробки корисної копалини з метою добування з неї одного або декількох товарних продуктів з підвищеним вмістом корисних мінералів або зниженим вмістом шкідливих домішок.

Збагачувальні фабрики класифікують залежно від трьох основних ознак: застосовуваного збагачувального процесу, роду корисної копалини, що переробляється, і продуктивності фабрики.

Залежно від застосовуваного *збагачувального процесу* збагачувальні фабрики можна розділити на:

- *дробильно-сортувальні*, призначені для дроблення й грохочення, зокрема будівельних матеріалів і флюсів, а також для сортування вугілля і горючих сланців;

- *промивні*, використовуювані при збагаченні розсипних руд благородних металів, фосфоритів і руд чорних металів;

- *гравітаційні*, найчастіше застосовуються при збагаченні руд рідкісних металів, вугілля, марганцевих та олов'яних руд;

- *магнітозбагачувальні*, головним чином, переробляють магнетитові руди;

- *флотаційні*, призначені для збагачення руд кольорових і рідкісних металів та неметалічних корисних копалин.

Збагачувальні фабрики з комбінованими процесами збагачення використовуються в практиці переробки багатьох корисних копалин у тих випадках, коли застосування одного методу не дозволяє досягти необхідних техніко-економічних показників або компоненти, що вилучаються, дуже різноманітні за властивостями. Наприклад, на вуглезбагачувальних фабриках крупні класи збагачують гравітаційними процесами, а шлами – флотацією; залізні руди з частково зруйнованою пустою породою збагачують на промивально-гравітаційних фабриках.

За *видом корисної копалини*, що переробляється, розрізняють фабрики для збагачення азбестових, баритових, вольфрамів, графітових, залізних, марганцевих, мідних, молібденових, нікелевих, сірчаних, флюоритових руд, польових шпатів, слюди, вугілля, тальку й інших видів мінеральної сировини.

За *продуктивністю* збагачувальні фабрики розділяють на:

- фабрики *малої* продуктивності – до 1500 т/доб,

- фабрики *середньої* продуктивності – 1500-9000 т/доб,

- фабрики *великої* продуктивності – 9000-27000 т/доб,

- фабрики *дуже великої* продуктивності - понад 27000 т/доб.

Вуглезбагачувальні фабрики за територіальним розташуванням щодо шахт-постачальників вугілля підрозділяють на:

- *індивідуальні (ІЗФ)*, розташовані на території шахти, вугілля якої збагачують;

- *групові (ГЗФ)*, призначені для збагачення вугілля групи шахт і розташовані на території однієї із шахт цієї групи;

- *центральні (ЦЗФ)*, розташовані на окремій території і призначені для збагачення вугілля ряду шахт, які знаходяться на будь-якій відстані від фабрики.

До складу збагачувальних фабрик входять основні виробничі і допоміжні цехи та відділення.

До основних цехів і відділень фабрик, безпосередньо зв'язаних з обробкою корисних копалин, належать:

- *відділення прийому сировини*, обладнане вагоноперекидачами, ямами або площадками для вивантаження негабаритної сировини і розвантаження ушкоджених вагонів, прийомними бункерами, живильниками і стрічковими конвеєрами;

- *цех крупного дроблення*, який у своєму складі має дробарки крупного дроблення, грохоти, живильники, транспортні засоби;

- *дозувально-акумуляючі бункери* – на рудних збагачувальних фабриках входять до складу цеху середнього дроблення, на вуглезбагачувальних - самостійний цех;

- *склади сировини* – можуть бути відкритими, закритими і напівбункерними залежно від крупності й цінності складованого матеріалу;

- *цех середнього і дрібного дроблення*, укомплектований дробарками середнього і дрібного дроблення, грохотами, живильниками і стрічковими конвеєрами;

- *відділення подрібнення* – розташовується в головному корпусі фабрики, до його складу входять розподільні бункери, живильники, млини, класифікатори, гідроциклони, транспортні засоби (конвеєри, насоси);

- *відділення збагачення* – представлене різними апаратами для концентрації (відсаджувальними і флотаційними машинами, важкосередовищними, гвинтовими або магнітними сепараторами, концентраційними столами та ін.), а також необхідними для нормальної роботи завантажувальними і транспортними засобами;

- *відділення зневоднення* – залежно від крупності продуктів, що зневоднюються, може включати грохоти, центрифуги, згущувачі, вакуум-фільтри (дискові, барабанні, стрічкові) та фільтр-преси, завантажувальні і транспортні засоби;

- *цех сушки*, обладнаний сушарками різних конструкцій (барабанними, трубами-сушарками, сушарками киплячого шару), апаратами пилословлювання і газоочищення;

- *склади готової продукції* – залежно від крупності, гігроскопічності і цінності концентратів можуть бути відкриті і закриті;

- *цех відвантаження готової продукції*, представлений різними завантажувальними і вантажопідйомними механізмами. Для особливо цінних продуктів у цеху відвантаження передбачається *відділення пакування*;

- *цех складування відходів* – включає до свого складу басейни-сховища, терикони, акумуляючі ємності, конвеєри, насоси, автосамоскиди, залізничні вагони.

До допоміжних виробничих цехів і відділень збагачувальної фабрики входять:

- *цех водопостачання*, що обслуговує насосні станції, водоводи і мережі;

- *цех електропостачання*, що обслуговує електропідстанції, розподільні пункти, мережі;

- *ремонтний цех* – включає ремонтно-механічні майстерні загально-го і спеціалізованого призначення;
- *реагентне відділення*, призначене для прийому, зберігання, підготовки і доставки реагентів;
- *котельня* – забезпечує нормальні умови життєдіяльності цехів і служб фабрики;
- *відділ технічного контролю (ВТК)* – здійснює оперативний контроль технологічних показників роботи фабрики. Аналіз проб виконується в *хімічній лабораторії* фабрики;
- *науково-дослідна лабораторія*, призначена для: попередніх випробувань збагачуваності окремих різновидів корисних копалин, що переробляються на фабриці; досліджень операцій і вузлів технологічної схеми для встановлення оптимальних (раціональних) режимів переробки; дослідження нових реагентних режимів;
- *склади запчастин, матеріалів і палива*, призначені для забезпечення безперебійної роботи фабрики;
- *керівництво фабрики* – здійснює технічне керування фабрикою і контроль за дотриманням виробничих нормативів (*спільно з адміністративно-господарською службою*).

Деякі цехи і служби на окремій збагачувальній фабриці можуть бути відсутні. Наприклад, на вуглезбагачувальних фабриках немає цехів дроблення і подрібнення; на фабриках, що входять до складу заводів, відпадає необхідність у багатьох допоміжних цехах; не витримується структура і на фабриках малої продуктивності, де все обладнання розміщується в одному корпусі.

2.3 Схеми переробки корисних копалин

Приймаючи рішення про переробку корисної копалини, намічають схему збагачення, що складається з ряду технологічних операцій.

Технологічними називаються операції механічної або іншої обробки корисної копалини, призначені для зміни її якості або для розділення на продукти різної якості.

Схема збагачення - це графічне зображення сукупності технологічних операцій, яким підлягає корисна копалина на збагачувальній фабриці.

Залежно від деталізації *схеми* переробки корисних копалин підрозділяють на *принципові* і *повні*. На принципових схемах зображують окремі цикли і стадії збагачення, на повних – всі операції.

Циклом збагачення називається відособлена група операцій збагачення корисної копалини, що має загальні ознаки щодо якості корисної копалини, мети збагачення або до процесу збагачення і його режиму. Наприклад, при флотації поліметалічної руди розрізняють цикли колективної, мідної, свинцевої і цинкової флотації.

Стадією збагачення називається сукупність операцій збагачення, які здійснені з вихідною рудою або дробленим до певної крупності продуктом. Таким чином, число стадій схеми збагачення залежить від числа операцій зміни крупності матеріалу, що переробляється.

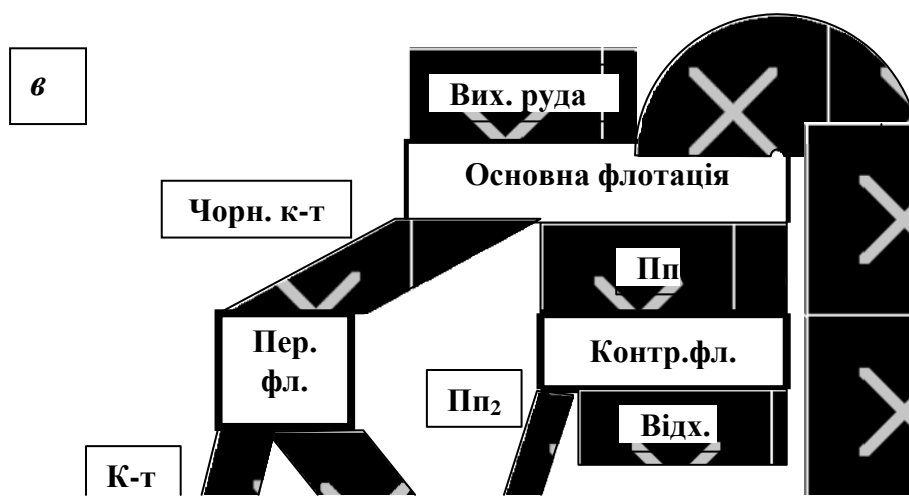
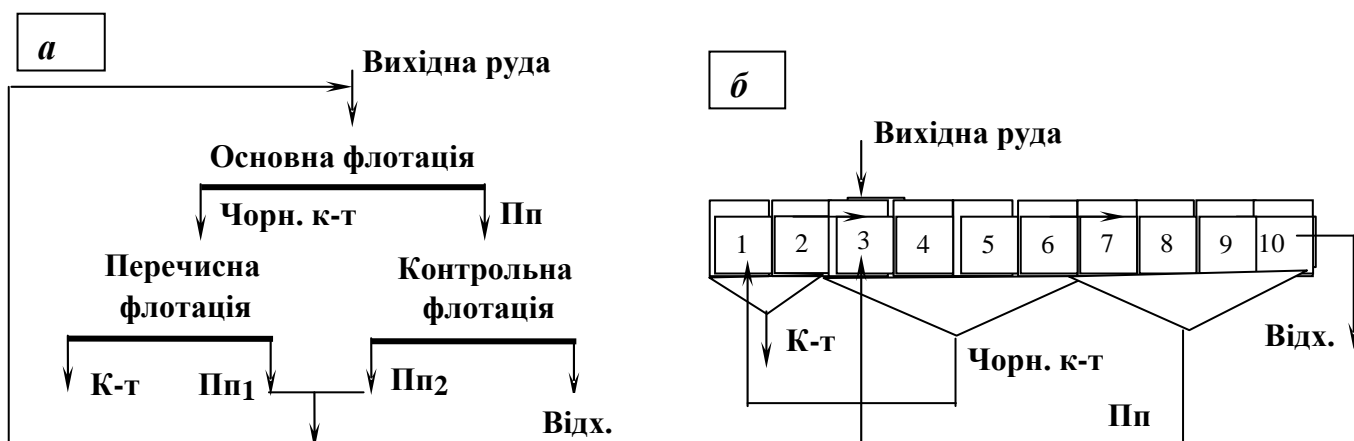
Схема збагачення, що містить дані про якість і кількість корисної копалини і продуктів її обробки, називається *якісно-кількісною*, а схема, що містить дані про кількість води в окремих операціях і продуктах, називається *водно-шламовою*. При об'єднанні цих схем в одну одержують *технологічну схему збагачення*.

Схемою обладнання називається графічне зображення шляху проходження корисної копалини і продуктів її обробки через всі апарати із зазначенням їхнього типу, розміру і числа.

Одним з основних завдань прийнятої схеми збагачення є забезпечення випуску продукції, якість якої повинна задовольняти вимоги державних стандартів або технічних умов міністерств.

При розробці технологічних схем можна користуватися такими способами зображення (рис. 2.1): лінійним, апаратним і масштабним (об'ємним).

Найчастіше користуються лінійним і апаратним зображеннями схем, тому що масштабне зображення, хоч і більш наочне, але і більш трудомістке.



3 ВИБІР ПОКАЗНИКІВ РОБОТИ ФАБРИКИ

3.1 Мінімально допустимий вміст корисного компонента у вихідній сировині

Сутність методу визначення мінімально допустимого вмісту корисного компонента у вихідній сировині полягає в знаходженні такого вмісту компонента, при якому собівартість одержуваної готової продукції буде дорівнювати гранично допустимій собівартості продукції для даного підприємства. Критерієм для встановлення гранично допустимої собівартості може служити собівартість продукції, одержуваної на діючих підприємствах при переробці сировини, що добувається з найбільш ділянок родовища корисної копалини, введення яких в експлуатацію визнано необхідним для задоволення потреб промисловості.

Гранично допустима собівартість 1т готової продукції:

$$C_{zp} = \beta_3(a + b) / (\alpha_{min}\epsilon_\phi\epsilon_3) + \beta_3(C_m + C_3) / (\beta_\phi\epsilon_3), \quad (3.1)$$

де C_{zp} – гранична собівартість 1т готової продукції; C_T – вартість транспортування 1т концентрату від збагачувальної фабрики до заводу-споживача; C_3 – вартість заводської переробки 1т концентрату; a, b – вартість видобутку і збагачення 1т сировини з мінімальним вмістом корисного компонента; $\alpha_{min}, \beta_\phi, \beta_3$ – мінімальний вміст корисного компонента в сировині, концентраті і готовій заводській продукції; $\epsilon_\phi, \epsilon_3$ – вилучення корисного компонента у фабричний концентрат і готову заводську продукцію.

Якщо на збагачувальній фабриці, незалежно від вмісту корисного компонента в сировині, одержують концентрат однакової якості, то другий член рівняння (3.1) буде постійним, і тоді:

$$C_{zp} = \beta_3(a + b) / (\alpha_{min}\varepsilon\phi\varepsilon_3) + q, \quad (3.2)$$

$$\alpha_{min} = \beta_3(a + b) / \varepsilon\phi\varepsilon_3(C_{zp} - q), \quad (3.3)$$

де q – постійна частина витрат на транспорт і заводську переробку концентрату.

Аналіз результатів науково-дослідних робіт і практика збагачення різних корисних копалин показують, що залежність вилучення корисного компонента у фабричний концентрат і вмісту у ньому корисного компонента від вмісту компонента у вихідній сировині визначається, в основному, характером вкраплення корисних мінералів. Якщо розподіл зерен корисного мінералу за крупністю в багатих і бідних сортах руд однаковий, то вилучення і якість концентрату будуть мало змінюватися при зміні вмісту компонента в руді.

При визначенні собівартості цінних компонентів, що вилучаються з комплексних корисних копалин, сума експлуатаційних витрат на видобуток, транспорт, збагачення і металургійний або хімічний переділ розподіляється на отримані концентрати пропорційно їхній вартості за відпускними цінами. При такому підході до розподілу витрат співвідношення між собівартістю і вартістю за відпускними цінами для всіх цінних компонентів, що вилучаються з корисної копалини, буде однаковим.

3.2 Продуктивність і режим роботи фабрики

Продуктивність збагачувальної проекрованої фабрики залежить від потреби в її продукції (концентраті) і продуктивності гірничодобувного підприємства. Але в той же час при проектуванні фабрики вибирається така продуктивність, при якій термін служби підприємства був не меншим від економічно доцільного. При обмеженості запасів і дефіцитності сировини допускається зменшення терміну служби фабрики до 10-15 років. Вибір продуктивності збагачувальної фабрики тісно пов'язаний з планами розвитку даної галузі промисловості і потребою в концентраті, він здійснюється економічним порівнянням декількох варіантів проекрованої фабрики з різною продуктивністю.

Під *продуктивністю збагачувальної фабрики* розуміють продуктивність її головного корпусу, тобто цеху збагачення.

При визначенні добової продуктивності збагачувальної фабрики можливі кілька варіантів.

Збагачувальна фабрика розташована при гірничодобувному підприємстві. У цьому випадку продуктивність рудної збагачувальної фабрики повинна бути вищою від продуктивності гірничодобувного підприємства, тому що воно працює щодо видобутку нерівномірно. Якщо ж на руднику є буферні ємності (бункери або склади руди), то продук-

тивність обох підприємств можна прийняти однаковою. При видобуванні рудником різних сортів корисної копалини збагачувальна фабрика проектується строго по секціях, число і продуктивність яких визначається за кількістю сортів і їх видобутком.

При переробці вугілля продуктивність шахти та індивідуальної збагачувальної фабрики звичайно однакова, продуктивність групової і центральної збагачувальних фабрик установлюється за валовим видобутком вугілля групи шахт-постачальників. Розрахункова продуктивність від вагоноперекидача до акумулюючих бункерів приймається за максимальною продуктивністю вуглеприйому. Продуктивність секції рекомендується приймати не менше 400 т/год.

Збагачувальна фабрика розташована при переробному підприємстві (хімічному, коксохімічному або металургійному заводі). У цьому випадку річна продуктивність фабрики визначається з розрахунку необхідності забезпечення заводу необхідною кількістю концентрату:

$$Q_{3\Phi} = Q_3 \beta_{\Phi} / (\alpha \varepsilon_{\Phi} \varepsilon_3), \text{ т/рік} \quad (3.4)$$

де $Q_{3\Phi}$ – річна продуктивність збагачувальної фабрики з вихідної сировини, т/рік; Q_3 – річна потреба заводу в концентраті, т/рік; α, β_{Φ} – вміст корисного компонента в сировині і фабричному концентраті, частки од.; $\varepsilon_{\Phi}, \varepsilon_3$ – вилучення корисного компонента у фабричний концентрат і готову заводську продукцію (для металургійного заводу $\varepsilon_3 < 1$ у зв'язку з випуском певної кількості шлаку; для коксохімічного заводу $\varepsilon_3 = 1$).

При проектуванні продуктивність збагачувальної фабрики визначається щодо сировини, концентрату і кінцевої заводської продукції, при цьому режим роботи фабрики варто приймати:

- для індивідуальних ЗФ – відповідно до режиму роботи гірничодобувного підприємства,
- для вуглезбагачувальних ЦЗФ – 300 робочих днів на рік при 20 годинах роботи на добу,
- для рудних збагачувальних фабрик – 350 робочих днів на рік при 24 годинах роботи на добу,
- для збагачувальних фабрик, розташованих при заводі, що переробляє продукцію фабрики, – відповідно до режиму роботи заводу.

Добова продуктивність ($Q_{\text{доб}}$) збагачувальної фабрики або будь-якого її цеху визначається з урахуванням числа робочих днів у році:

$$Q_{\text{доб}} = Q_P / T, \text{ т/доб} \quad (3.5)$$

де Q_P – річна продуктивність фабрики, т/рік; T – число робочих днів у році.

Розрахунок годинної продуктивності збагачувальної фабрики варто виконувати з урахуванням нерівномірності навантаження, для чого вводиться однойменний коефіцієнт K . Величина коефіцієнта нерівномірності навантаження приймається для вуглезбагачувальних фабрик $K = 1,25 - 1,50$, для рудних – $K = 1,10 - 1,15$.

Годинна продуктивність ($Q_{\text{Год}}$) фабрики або цеху:

$$Q_{\text{Год}} = K Q_{\text{доб}} / (m t), \text{ т/рік} \quad (3.6)$$

де m – число робочих змін у добі; t – число годин у робочій зміні.

У цехах крупного дроблення збагачувальних фабрик великої продуктивності приймається чотиризмінний графік роботи з 6 годинами роботи на зміну, при цьому три зміни технологічні і одна – ремонтна. Режим роботи цеху середнього і дрібного дроблення, як правило, приймається за режимом роботи цеху крупного дроблення.

Продуктивність інших цехів фабрики розраховують з урахуванням режиму роботи головного корпусу і кількості матеріалу, що надходить у конкретний цех. Наприклад, при малому виході концентрату його можна накопичувати в згущувачі, у цьому випадку фільтрувальне відділення буде працювати в одну зміну.

3.3 Вибір якісних показників схеми збагачення

Якісні показники збагачення визначаються діючими кондиціями (нормативами) на концентрати, при цьому допускається випуск концентратів різних сортів з ширшим коливанням у них вмісту корисних компонентів і шкідливих домішок. У таких випадках вибір якісних параметрів здійснюється техніко-економічним порівнянням варіантів схем збагачення і відповідних витрат на переробку концентратів гіршої якості на заводах-споживачах. Наприклад, при переробці залізних руд оптимальним варіантом буде той, котрий дозволить одержати найдешевший чавун.

Для техніко-економічного порівняння варіантів необхідно в кожному з них:

- установити якісні і кількісні показники, норми витрати електроенергії, води, основних матеріалів і робочої сили на одиницю сировини, що переробляється;

- розрахувати обсяги будівельних і монтажних робіт та укрупнено визначити капіталовкладення.

Це дозволяє установити вартість переробки 1т сировини і собівартість готової продукції, а в остаточному підсумку визначити раціональний варіант схеми збагачення. Порівняння варіантів роблять у порівняльних умовах, тобто при однаковій продуктивності фабрики.

Сутність методу економічного порівняння варіантів схем збагачення полягає в зіставленні додаткових капітальних затрат з річною економією, одержуваною фабрикою. Якщо варіанти розташувати в порядку зростання капітальних затрат і позначити:

$A_1, A_2, A_3, \dots, A_n$ – капітальні витрати за варіантами;

$B_1, B_2, B_3, \dots, B_n$ – експлуатаційні витрати, включаючи вартість сировини;

$P_1, P_2, P_3, \dots, P_n$ – вартість продукції, виготовленої за рік, за відпускними цінами, то річна економія або перевитрата M_i при роботі фабрики за будь-яким i -тим варіантом у порівнянні з першим буде:

$$M_i = (B_1 - B_i) + (P_i - P_1), \quad (3.7)$$

де $(B_1 - B_i)$ – економія або перевитрата експлуатаційних затрат; $(P_i - P_1)$ – економія або перевитрата щодо вартості готової продукції.

Розглядаються лише ті випадки, для яких $M > 0$, тому що для інших ($M \leq 0$) збільшення капітальних витрат не дає додаткової економії.

Показником економічної ефективності варіанта є відношення додаткових капітальних затрат до додатково отриманої економії і виражається числом років, протягом яких додаткові капітальні затрати окупаються:

$$t_i = (A_i - A_1) / M_i. \quad (3.8)$$

Чим менша величина t_i , тим вища ефективність додаткових капітальних вкладень. Якщо через $t_{ГР}$ позначити гранично допустимий строк окупності капітальних витрат, то кожний з варіантів схеми збагачення, для якого $t_i < t_{ГР}$, буде економічнішим за перший.

Гранично допустимий строк окупності для різних галузей промисловості неоднаковий і при проектуванні приймається:

- у металургійній промисловості 5 років,
- у вугільній – 5 років,
- у хімічній – 3-5 років,
- у промисловості будівельних матеріалів – 6 років.

Умови економічності i -того варіанта в порівнянні з першим визначаються як:

$$t_{ГР} > (A_i - A_1) / [(B_1 - B_i) + (P_i - P_1)]. \quad (3.9)$$

З нерівності виходить, що для найбільш економічного варіанта:

$$A_i + t_{ГР}(B_i - P_i) = \min. \quad (3.10)$$

Якщо кількість і якість готової продукції для всіх порівнюваних варіантів однакові ($P_i = P_l$), то вираз (3.10) набуває вигляду:

$$A_i + t_{гр}B_i = \min . \quad (3.11)$$

Надалі, якщо *i-тий* варіант виявився економічнішим за перший, то всі наступні порівняння здійснюються з ним. Послідовно застосовуючи описаний метод, знаходять найбільш економічний і ефективний варіант схеми збагачення.

3.4 Основні розрахункові рівняння

Дослідження корисної копалини як об'єкта збагачення показує, що вихідний матеріал і продукти його переробки характеризуються певною кількістю компонентів, фракцій, класів, фаз. При цьому вихідний матеріал і продукти розділення можуть розрізнятися за крупністю, фізичними, фізико-механічними, хіміко-мінералогічними властивостями компонентів, характером фаз. Продукт будь-якої технологічної операції може бути розділений на компоненти за однією з зазначених ознак.

Виходячи зі спільності операцій концентрації, грохочення, класифікації і зневоднення, можна розглядати продукти всіх цих операцій як продукти розділення, незалежно від його характеру. Будь-яка операція розділення може бути зображена схемою, показаною на рис. 3.1.

Отже, усі технологічні розрахунки, що належать до процесів розділення, зводяться, насамперед, до складання кількісних балансів продуктів за їх виходами і визначальним для цих продуктів розрахунковим показником (вмістом розрахункового класу або розрахункового компонента, розрідженістю). Баланси продуктів і компонентів складають на основі наступних положень:

- кількість вихідного матеріалу дорівнює сумі кількостей окремих продуктів розділення, які одержують у технологічній операції;
- кількість компонента (який обчислюється) у вихідному матеріалі дорівнює сумі кількостей цього компонента в окремих продуктах розділення технологічної операції;

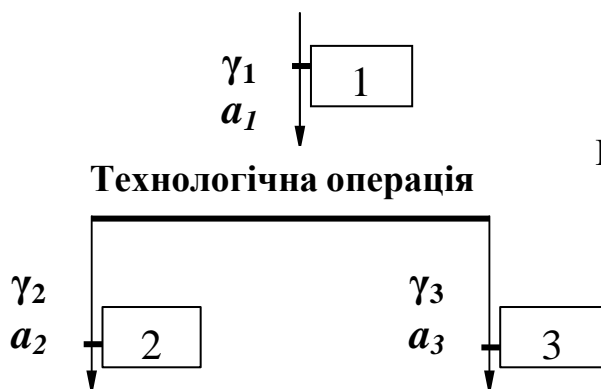


Рис. 3.1 – Схема технологічної операції.

У загальному вигляді система балансових рівнянь для операції, наведеної на рис. 3.1, може бути зображена як:

$$\begin{cases} \gamma_1 = \gamma_2 + \gamma_3 \\ \gamma_1 a_1 = \gamma_2 a_2 + \gamma_3 a_3, \end{cases} \quad (3.12)$$

де γ_i – вихід i -того продукту, % ; a_i – вміст розрахункового компонента в i -тому продукті, %.

Оптимальні результати в операціях розділення могли б бути отримані, якби процес проходив в ідеальних (теоретичних) умовах. Це означає, що в процесі концентрації в концентрат надійшла б вся кількість корисного мінералу, а у відходи – вся кількість мінералів пустої породи, у процесі класифікації за крупністю в підрешітний продукт надійшла б вся кількість класу менше граничної крупності, а в надрешітний – вся кількість класу більше граничної крупності. Однак у практичних умовах такі результати недосяжні: у концентраті присутня певна кількість породних мінералів, у відходах – певна кількість корисних, аналогічно і в операціях класифікації. Тому для оцінки ступеня досконалості виконання операції розділення введено поняття *ефективності процесу*.

Ступінь досконалості виконання якої-небудь операції в найпростішому вигляді характеризується:

- *виходом концентрату* γ_K , який можна розглядати як вираження абсолютної кількісної ефективності, або *ступенем скорочення* K_C , що визначається відношенням виходу вихідного матеріалу $\gamma_{ВИХ}$ до виходу концентрату γ_K :

$$K_C = \gamma_{ВИХ} / \gamma_K ; \quad (3.13)$$

- *вмістом корисного компонента в концентраті* β_K , який можна розглядати як вираження абсолютної якісної ефективності, або *ступенем концентрації* K_K , що визначається відношенням вмісту корисного компонента в концентраті β_K до вмісту того ж компонента у вихідному матеріалі $\beta_{ВИХ}$:

$$K_K = \beta_K / \beta_{ВИХ} ; \quad (3.14)$$

- показником *загальної технологічної ефективності* E , що визначається як відношення кількості розрахункового компонента в концентраті ($\gamma_K a_K$) до кількості того ж розрахункового компонента у вихідному матеріалі ($\gamma_{ВИХ} a_{ВИХ} = 100 a_{ВИХ}$):

$$E = \gamma_K a_K / a_{ВИХ}, \% . \quad (3.15)$$

Показники ефективності служать критеріями порівняльної оцінки ступеня досконалості процесу розділення окремих об'єктів дослідження. При цьому порівняння показників ефективності повинно здійснюватися в рівноцінних умовах, щоб уникнути впливу випадкових факторів, які важко піддаються обліку.

4 ВИБІР І РОЗРАХУНОК СХЕМ ДРОБЛЕННЯ

4.1 Схеми дроблення при підготовці руд до подрібнення

Операції дроблення на збагачувальних фабриках застосовуються: при крупному вкрапленні мінералів – для підготовки корисних копалин до операцій збагачення, при дрібному і тонкому вкрапленні – для підготовки до операцій подрібнення. На дробильно-сортувальних фабриках операції дроблення мають самостійне значення.

Операція дроблення й операції попереднього та перевірного грохочення складають *стадію дроблення*, а сукупність стадій дроблення – *схему дроблення*. Залежно від наявності і призначення операцій грохочення в схемах дроблення розрізняють п'ять різновидів стадій (одностадійних схем) дроблення (рис. 4.1).

Різновиди стадій, які використовуються в схемах дроблення такі: стадія **А** – відкрита; стадія **Б** – відкрита з попереднім грохоченням; стадія **В** – замкнута з перевірним (контрольним) грохоченням; стадія **Г** – замкнута з поєднанням попереднього і перевірного грохочення; стадія **Д** – замкнута з роздільними попереднім і перевірним грохоченням.

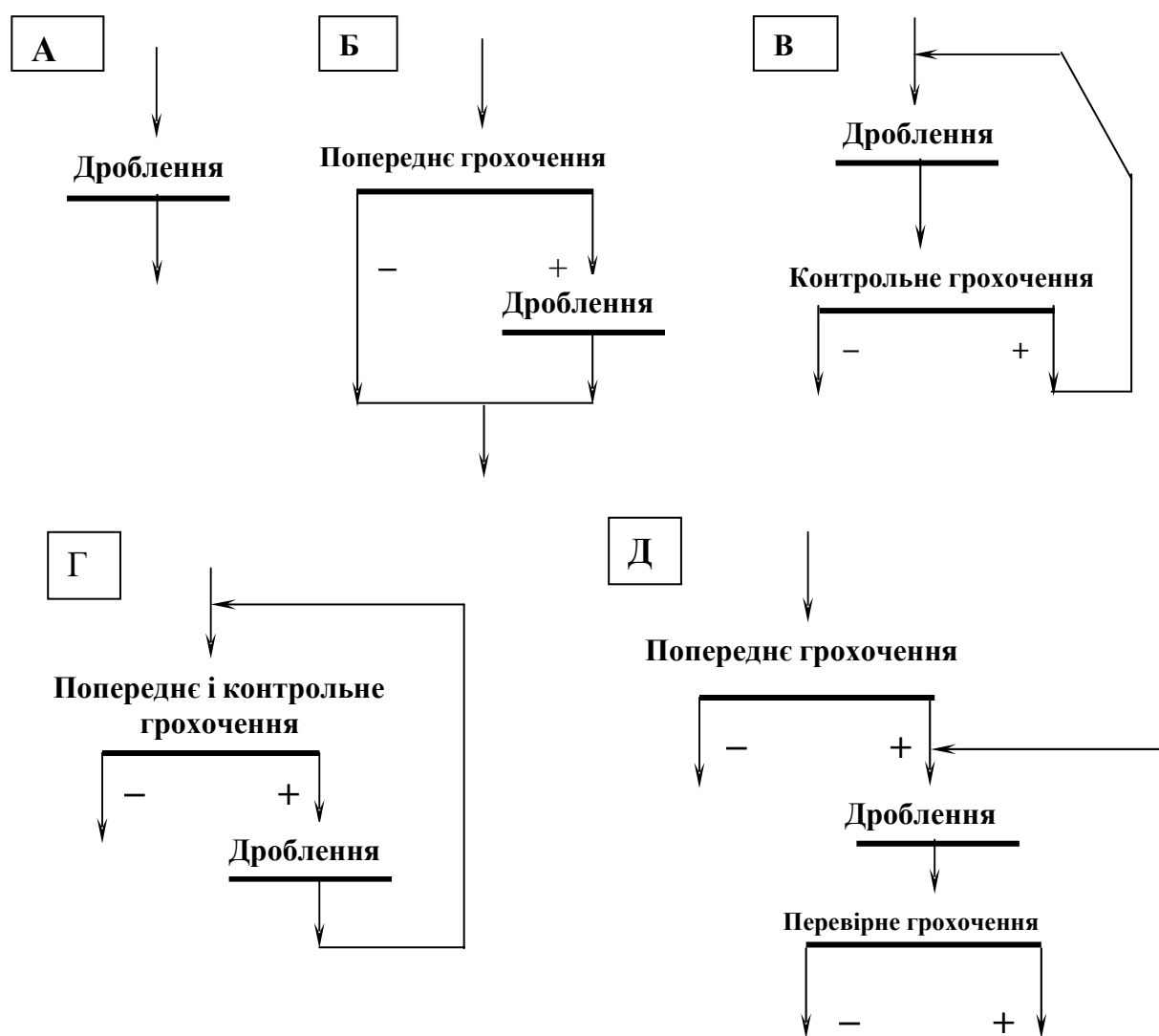


Схема підготовчих операцій визначається виходячи з речовинного складу. Рис. 4.1 – Різновиди стадій дроблення а також крупності матеріалу, прийнятої в схемі збагачення.

При збагаченні корисних копалин, у яких корисні і породні мінерали розкриваються при крупному дробленні, схеми підготовчих операцій можуть обмежитися крупним (середнім) дробленням і грохоченням.

При наявності в корисних копалинах крупновкраплених корисних мінералів або агрегатів мінералів з контрастними фізико-хімічними властивостями, що використовується при їх розділенні, схема підготовчих операцій може розширятися з включенням операції попередньої концентрації, що дозволяє виділити частину збагаченого матеріалу, відвальних відходів, або розділити корисну копалину на продукти, що надалі переробляються за різними схемами.

На збагачувальних фабриках, що переробляють дрібно- і тонковкраплені руди кольорових, рідкісних і чорних металів, схеми рудопідготовки включають операції дроблення і подрібнення з операціями грохочення і класифікації.

При виборі раціональної схеми дроблення необхідно вирішити два основних питання:

- про число стадій дроблення,
- про необхідність операцій грохочення в окремих стадіях.

Число стадій дроблення визначається початковою і кінцевою крупністю матеріалу, що дробиться. Максимальна крупність грудок у вихідному матеріалі, що надходить на дроблення, залежить від продуктивності гірничодобувного підприємства і системи гірничих робіт. Найбільш крупна руда (до 1200 мм) одержується при відкритих роботах і великій продуктивності кар'єру, найбільш дрібна (до 300 мм) – при підземних гірничих роботах і малій продуктивності шахти. Оптимальна крупність дробленого продукту, який подається в стержневі млини повинна складати 15-25 мм, у кульові – 10-15 мм. Критерієм, який враховує співвідношення між максимальними розмірами зерен матеріалу, що подається на дроблення, і дробленого, служить **загальний ступінь дроблення**.

$$S_{ЗАГ} = D_{ВИХ} / d_{ДР} , \quad (4.1)$$

де $D_{ВИХ}$ – розмір максимального куска матеріалу, що подається на дроблення, мм; $d_{ДР}$ – розмір максимального куска дробленого матеріалу, мм.

На великих збагачувальних фабриках загальний ступінь дроблення може досягати 100 і більше. Одержати такий ступінь дроблення за один прийом неможливо, він коливається звичайно в межах 4 - 6. Тому найчастіше зустрічаються схеми дроблення, що складаються з трьох стадій – крупного, середнього і дрібного дроблення. Число стадій дроблення вибирають виходячи з загального ступеня дроблення, що дорівнює добутку ступенів дроблення в окремих стадіях.

$$S_{ЗАГ} = S_1 \cdot S_2 \dots S_n , \quad (4.2)$$

де S_i – ступені дроблення в окремих стадіях.

З огляду на сказане, **перше правило вибору схеми дроблення** говорить: **число стадій дроблення при підготовці руд до подрібнення повинно дорівнювати двом або трьом.**

Виняток з цього правила може бути зроблено:

- у випадку використання інерційних, молоткових і роторних дробарок, що мають високі ступені дроблення (20-40);

- для фабрик дуже малої продуктивності (до 100 т/доб), де з метою спрощення схеми дроблення вона приймається одностадійною і при цьому допускається підвищена крупність кусків у живленні млинів;

- для фабрик дуже великої продуктивності (понад 40000 т/доб), що переробляють тверді руди плитнякової будови (типу криворізьких магнетитових кварцитів), приймається чотирьохстадійна схема дроблення.

Операції попереднього грохочення в схемах дроблення застосовують для зменшення кількості матеріалу, що надходить в операцію дроблення, а також для збільшення рухливості матеріалу в робочій зоні дробарки, що особливо важливо при дробленні в конусних дробарках середнього і дрібного дроблення, схильних до забивання рудним дріб'язком. У той же час застосування операцій попереднього грохочення викликає збільшення капітальних затрат і приводить до ускладнення цеху дроблення. Тому попереднє грохочення варто застосовувати при досить високому вмісті підрешітного класу у вихідному матеріалі (не менше 20%), а також при високій вологості цього класу, що приводить до зниження продуктивності дробарки.

Звичайно на першій стадії дроблення попереднє грохочення встановлюють при необхідності збільшення пропускної спроможності дробарки.

На другій стадії дроблення в більшості випадків передбачають попереднє грохочення. Однак якщо дробарки середнього дроблення мають великий запас продуктивності в порівнянні з дробарками дрібного дроблення, зв'язаними з ними, то попереднє грохочення не передбачається. Але в цьому випадку варто врахувати властивості корисної копалини (вміст глини, шламу) і її вологість. При несприятливому співвідношенні зазначених параметрів використання попереднього грохочення є необхідним, тому що без попереднього відсіву дріб'язку можлива підпресовка дробарки.

На третій стадії дроблення при малих розмірах розвантажувальних щілин (6 - 7мм) попереднє грохочення застосовують завжди.

Звідси випливає **друге правило вибору схеми дроблення:**

- **попереднє грохочення перед першою стадією застосовується рідко, його застосування повинно бути обґрунтоване;**

- **попереднє грохочення перед другою стадією, як правило, передбачається, відмова від нього повинна бути обґрунтована;**

- попереднє грохочення перед третьою стадією передбачається завжди.

Операції перевірною грохочення застосовують для повернення в дробарку надрешітного продукту. Вміст надрешітного продукту в дробленому може досягати 60 %, при цьому розмір грудок надрешітного продукту може в 2 – 3 рази перевищувати розмір розвантажувальної щілини дробарки. Отже, при наявності перевірною грохочення в останній стадії крупність кінцевого продукту може бути зменшена в 2 – 3 рази і тим самим підвищені показники роботи цеху. Однак введення в схему перевірною грохочення приводить до ускладнення конструктивного оформлення цеху, збільшення капітальних затрат, погіршення санітарних умов праці.

З викладеного випливає **третє правило вибору схеми дроблення: в останній стадії дроблення повинна бути операція перевірною грохочення.**

Три правила вибору схеми дроблення задовольняють при дрібному вихідному матеріалі схеми АБ, ББ, БГ і БД, при крупному вихідному матеріалі – схеми АББ, БББ, АБГ, ББГ, АБД і ББД. Операція грохочення на першій стадії не обов'язкова. Схеми АБ, ББ, АББ і БББ дозволяють одержати дроблений продукт крупністю до 25 мм, схеми БГ, БД, АБГ, ББГ, АБД і ББД – крупністю до 10 - 20 мм.

Ці схеми і застосовують у більшості випадків на збагачувальних фабриках при підготовці корисних копалин до подрібнення.

На збагачувальних фабриках дуже великої продуктивності, що переробляють міцні руди, які дають при дробленні куски плоскої форми, застосовують чотирістадійну схему дроблення ААББ.

Якщо подрешітний продукт операції попереднього грохочення другої стадії дроблення близький по крупності дробленому продукту третьої стадії, вони можуть бути об'єднані. У цьому випадку одержують схему БББ (рис. 4.2, а), яка застосовується при дробленні вологих руд.

При дробленні вологих і глинистих руд дробарки середнього і дрібного дроблення і зв'язані з ними грохоти забиваються. Нормалізувати роботу дробильного відділення можна використанням промивання руди на грохотах (рис. 4.2, б). Відмитий на грохотах дріб'язок зневоднюють у механічному спіральному класифікаторі і приєднують до дрібнодробленої руди, злив класифікатора згущують з одержанням оборотної води і згущеного продукту, який направляють у цикл подрібнення.

При дробленні глинистих, вологих руд із засніженим дріб'язком у суворих кліматичних умовах дріб'язок відділяють грохоченням після першої стадії дроблення і подають безпосередньо в головний корпус або на подрібнення в окремий цикл обробки (рис. 4.2, в). Надрешітний продукт можна відповідно до технологічної схеми складувати, дробити і т.д., не побоюючись його змерзання.

На збагачувальних фабриках малої, а іноді і середньої продуктивності з метою більш компактного розміщення дробарок застосовують тристадійну схему дроблення БГГ (рис. 4.3). Усі дробарки встановлюють поруч на одному рівні і здійснюють спільне транспортування продуктів. Недоліком цієї схеми є повторне повернення дробленого продукту другої стадії на перевірку грохочення.

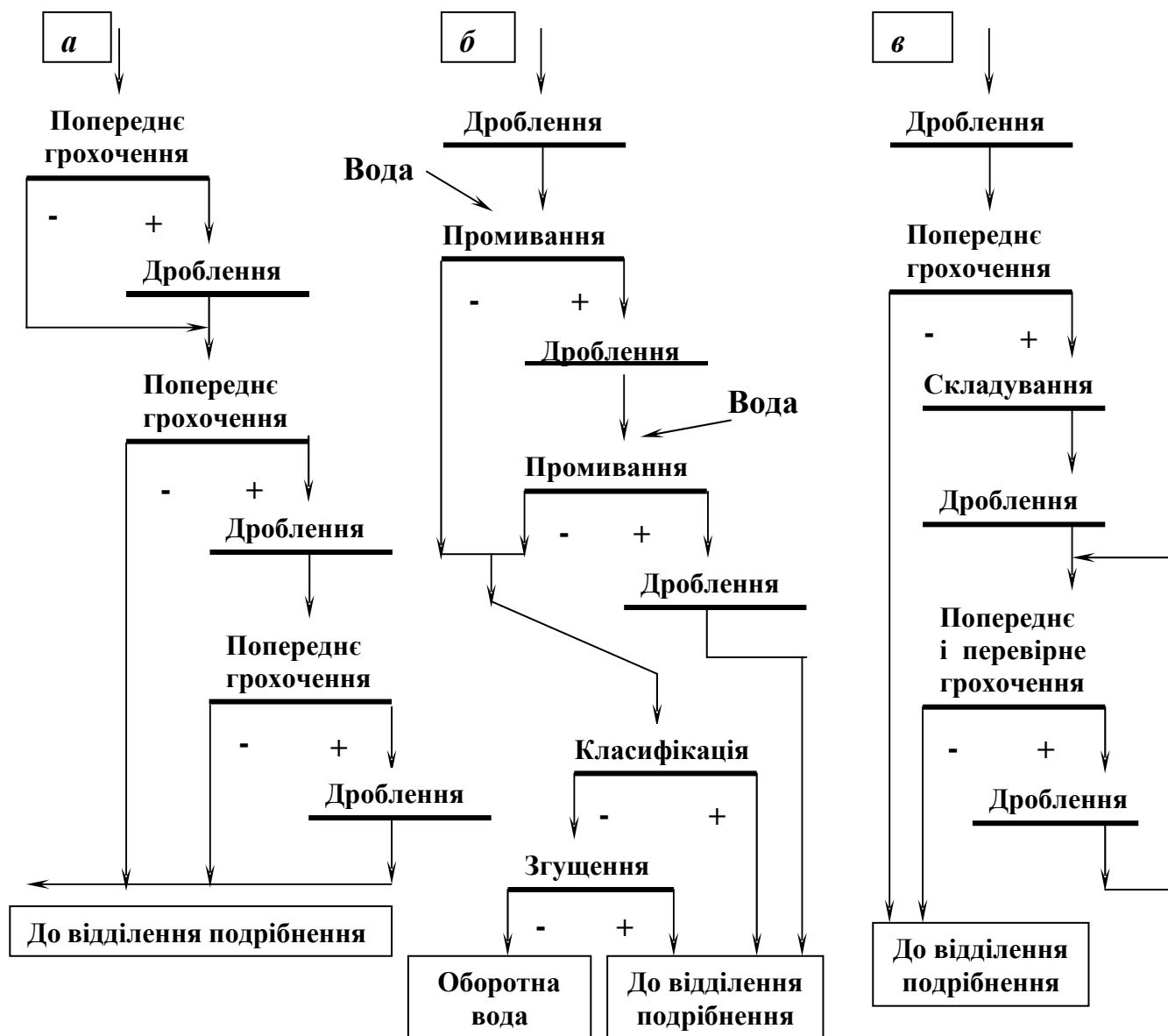


Рис. 4.2 – Особливі схеми дроблення корисних копалин.

a - схема дроблення вологих руд; *б* - схема дроблення вологих і глинистих руд; *в* – схема дроблення вологих, глинистих руд із засніженим дріб'язком.

4.2 Схеми дроблення при підготовці руд до самоподрібнення

Схеми само- і напівсамоподрібнення використовують на збагачувальних фабриках великої і дуже великої продуктивності у випадку одержання технологічних переваг при заміні молоткових тіл рудою або у випадках, коли фізичні властивості руди (вологість, глинястість) не дозволяють її дрібно дробити.

Застосовуване на збагачувальних фабриках самоподрібнення може бути чотирьох різновидів:

- *рудне самоподрібнення*, що здійснюється при крупності живлення до 350 мм (іноді до 500 мм);

- *напівсамоподрібнення*, що здійснюється на матеріалі тієї ж крупності, але в цьому випадку в млин додають сталеві кулі в кількості 5 – 10 % від його об'єму ;

- *грубе рудногалькове подрібнення (первинне)* дозволяє подрібнювати руду крупністю 15 – 25 мм; роздріблююче середовище (руда) подається разом з живленням і повинно мати крупність 100 – 300 мм;

- *тонке рудногалькове подрібнення (вторинне)* призначене для переробки руд крупністю 3 - 5 мм при крупності роздріблюючого середовища 25 – 100 мм.

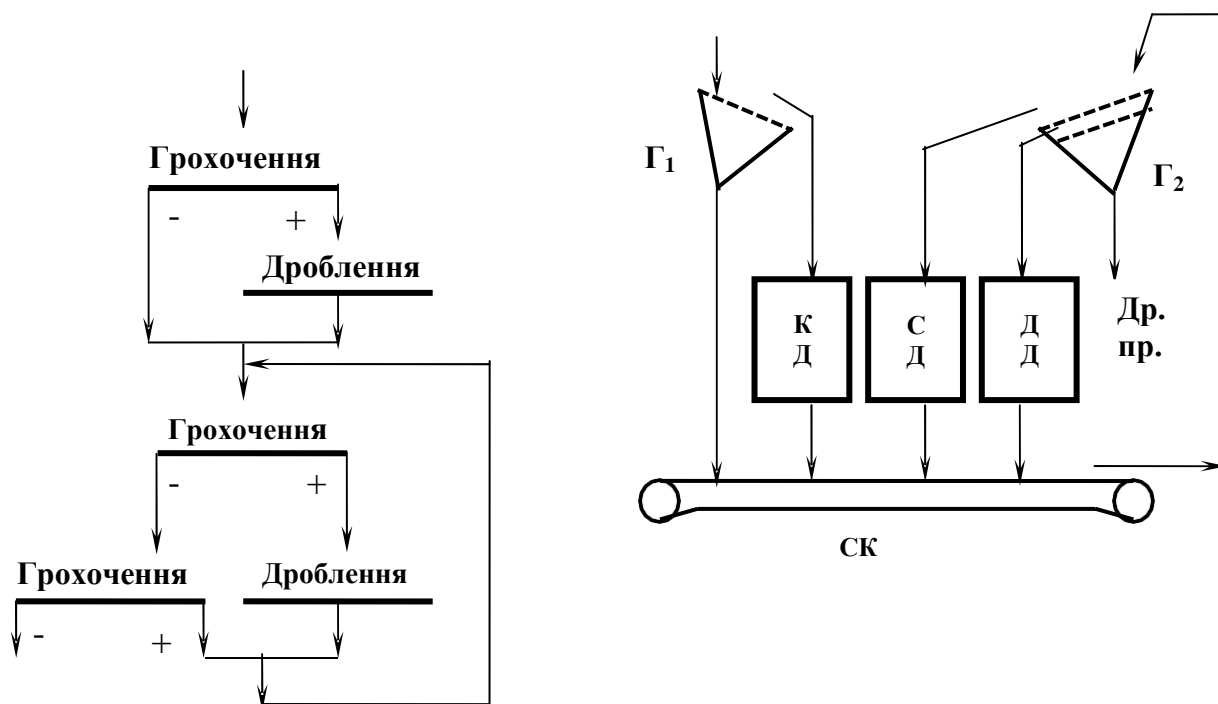


Рис. 4.3 – Тристадіальна схема дроблення БГГ зі спільним транспортуванням продуктів дроблення і грохочення.

КД – дробарка крупного дроблення; СД – дробарка середнього дроблення; ДД – дробарка дрібного дроблення; Γ_1 і Γ_2 – грохоти; СК – стрічковий конвеєр.

Рудне самоподрібнення здійснюється в млинах сухого подрібнення типу «Аерофол» або в млинах мокрого подрібнення типу «Каскад». Оскільки сухе подрібнення вимагає складних пристроїв для пиловловлення, пневмокласифікації, регулювання вологості, то для фабрик, що використовують мокрі процеси, сухе подрібнення менш вигідне, ніж мокре.

При рудному самоподрібненні руда підлягає тільки крупному дробленню, при рудногальковому самоподрібненні схеми дроблення аналогічні схемам підготовки руди до подрібнення в стержневих і кульових млинах. Відмінність цих схем полягає лише в тім, що з продуктів дроблення потрібно грохоченням виділити певні класи крупності, які використовуються як молольне (подрібнююче) середовище. Застосування процесу самоподрібнення приводить до підвищення продуктивності праці, значного спрощення схеми дроблення, зниження капітальних і експлуатаційних затрат, зменшення ошламлювання руди, що подрібнюється, а також забруднення продуктів подрібнення залізом. Однак процес самоподрібнення не універсальний – він не застосовний для м'яких, а також дуже твердих руд, вимагає регулювання гранулометричного складу руди. Крім того, при рудногальковому самоподрібненні необхідно виділяти подрібнююче середовище, що ускладнює схему дроблення і транспортно-складське господарство цеху.

При несприятливому гранулометричному складі руди, що надходить у млин рудного самоподрібнення, в ній накопичуються шматки критичної крупності, при великій кількості яких продуктивність млина знижується. Для регулювання гранулометричного складу руди застосовується кілька способів.

Перший спосіб. Дроблену до 200 – 350 мм руду розділяють на два-три класи, які складують в окремих бункерах. Перед самоподрібненням її шихтують у співвідношенні, яке відповідає «середній» руді, що дозволяє зменшити коливання в гранулометричному складі живлення млинів, але гранулометричний склад при цьому не змінюється. Тому цей спосіб застосовується при «сприятливому» гранулометричному складі руди, при «несприятливому» – виділені два-три класи шихтують в оптимальному співвідношенні, а надлишкову руду направляють на середнє або дрібне дроблення.

Другий спосіб. Виведені з циклу самоподрібнення шматки критичної крупності після додроблення подрібнюють в окремому кульовому млині.

Третій спосіб. Для виділення грудок критичної крупності в ґратах млина роблять кілька вікон розміром, який дорівнює максимальному розміру грудок, які підлягають видаленню. Зі зливу млина зерна критичної крупності видаляють на грохоті з розміром отворів сита, який дорівнює рівним їхньому мінімальному розміру. Грудки критичної крупності, які видаляють з млина, можуть бути використані як подрібнююче (мо-

польне) середовище при рудногальковому самоподрібненні або після додроблення повернути в млин.

Четвертий спосіб. У млин рудного самоподрібнення додають сталеві кулі діаметром 125 – 150 мм у кількості 5 – 10% від об'єму. Кулі виготовляють з якісної сталі, щоб уникнути їхнього розколювання при роботі млина і зменшення їхнього зносу.

Найбільш ефективними є другий, третій і четвертий способи, які дозволяють змінювати гранулометричний склад корисної копалини, тоді як перший дозволяє лише усереднити його. Найпростіша схема дроблення і подрібнення має місце при четвертому способі. Схема дроблення буде такою простою, якщо клас критичної крупності, що видаляється за третім способом, використовувати як подрібнююче середовище при рудногальковому самоподрібненні. Вибір одного зі способів регулювання гранулометричного складу проводиться на основі результатів технологічних випробувань і наступного техніко-економічного порівняння. При грубому і тонкому рудногальковому самоподрібненні роздріблююче середовище, залежно від необхідної крупності, виділяють після першої, другої або третьої стадії дроблення. Необхідність виділення роздріблюючого середовища для рудногалькового самоподрібнення ускладнює схему дроблення в порівнянні зі схемою дроблення перед подрібненням у стрижневих і кульових млинах. Крім того, ефективність роботи млинів самоподрібнення в 1,2 – 1,4 раза нижча в порівнянні з кульовими внаслідок меншої в порівнянні зі сталлю густини руди. З цих причин капітальні витрати на будівництво збагачувальних фабрик з рудногальковим самоподрібненням вищі, ніж зі звичайним, однак ці витрати швидко окупаються економією при експлуатації.

4.3 Вибір варіанта схеми дроблення

При підготовці руд до подрібнення вибір схеми дроблення залежить від способу і схеми наступного подрібнення, типу руди і її фізичних властивостей (міцності, кускуватості, злежуваності, змерзлості, грохоченості і ін.). Вибір схеми дроблення здійснюється з урахуванням досвіду роботи підприємств-аналогів, що переробляють подібні руди, і шляхом порівняння сумарних капітальних та експлуатаційних витрат конкуруючих варіантів.

Якщо руда тверда або середньої твердості і відносно суха, з'ясовується можливість дроблення її за раціональними схемами до 10...20 мм і уточнюється застосовність процесу самоподрібнення. У цьому випадку можливі варіанти:

- одностадійне дроблення руди до 300 мм за схемами **А** або **Б** і наступне рудне самоподрібнення;
- тристадійне дроблення руди до 10-15 мм за схемою **АБГ** і наступне одностадійне подрібнення в кульових млинах;

- тристадійне дроблення руди до 20-25 мм за схемою АБГ і наступне двостадійне подрібнення в стрижневих і кульових млинах.

Для фабрик малої продуктивності застосування самоподрібнення, як можливий варіант, не розглядається, для них розглядається можливість використання двостадійних схем дроблення АГ з наступним одностадійним (у кульових млинах) або двостадійним (у стрижневих і кульових млинах) подрібненням.

Якщо руди вологі і глинисті, то в схеми дроблення включають операції грохочення для відокремлення найбільш вологого дрібного класу, що направляється безпосередньо в млини (рис. 4.2). Залежно від конкретних умов дріб'язок відділяється з руди після крупного або середнього дроблення. При високому вмісті глини і вологи передбачають промивання руди і дроблення виконують з подачею води в робочу зону дробарки.

Порівняння варіантів здійснюється за такими показниками: числом машин і їхньою сумарною масою, загальною встановленою потужністю електродвигунів, загальною вартістю основного обладнання, сумарними експлуатаційними витратами на дроблення і подрібнення, технологічною надійністю, можливістю і надійністю автоматичного регулювання технологічних процесів, санітарними умовами праці.

4.4 Схеми дроблення при підготовці руд до збагачення

Результати збагачення залежать від ступеня розкриття корисних і породних мінералів. У кожному конкретному випадку ступінь розкриття мінералів повинен вибиратися шляхом техніко-економічних досліджень, тому що він залежить від речовинного складу корисної копалини, вкраплення мінералів, виробничої потужності фабрики, досконалості застосовуваних підготовчих і збагачувальних операцій та інших факторів.

При збагаченні вугілля, а також валунних залізних і крупновкраплених магнетитових руд дроблення виконують до 50-100 мм. Залежно від максимальної крупності сировини дроблення здійснюють за одну або дві стадії з попереднім грохоченням, але, як правило, без перевірного.

Якщо руда крупновкраплена і технологічною схемою передбачається її збагачення відсадкою або у важких суспензіях, то дроблення виконують до крупності 6-30 мм. Схема крупного і середнього дроблення вибирається звичайним способом. Для одержання постійної крупності дробленого продукту бажане застосування перевірного грохочення в останній стадії.

Підготовка до збагачення дрібновкраплених руд рідкісних металів здійснюється дробленням до 6 – 20 мм із наступним подрібненням у стрижневих млинах до 0,3 – 2 мм.

4.5 Розрахунок схем дроблення

Для розрахунку схеми дроблення необхідно мати наступні *вихідні дані*: продуктивність збагачувальної фабрики по вихідній сировині, харак-

теристики крупності вихідної сировини і продуктів дроблення, задану максимальну крупність дробленого продукту, показники ефективності грохочення в окремих стадіях дроблення.

Характеристики крупності вихідної сировини і продуктів дроблення приймаються за результатами досліджень або за практичними даними роботи фабрик-аналогів. При відсутності дослідних даних можна виконати орієнтовний розрахунок з використанням типових характеристик крупності (рис.4.4) або аналітичних залежностей:

$$b^{+z} = 100 \exp(-xz^y), \% , \quad (4.3)$$

$$b^{-z} = 100 - b^{+z}, \% , \quad (4.4)$$

де z – безрозмірна крупність дробленого продукту, яка дорівнює відношенню розміру зерен d до ширини розвантажувальної щілини дробарки i :

$$z = d / i, \quad (4.5)$$

b^{+z} – вміст класів крупніше z у дробленому продукті, % ,
 x, y – коефіцієнти, що залежать від стадії дроблення і твердості матеріалу, що дробиться.

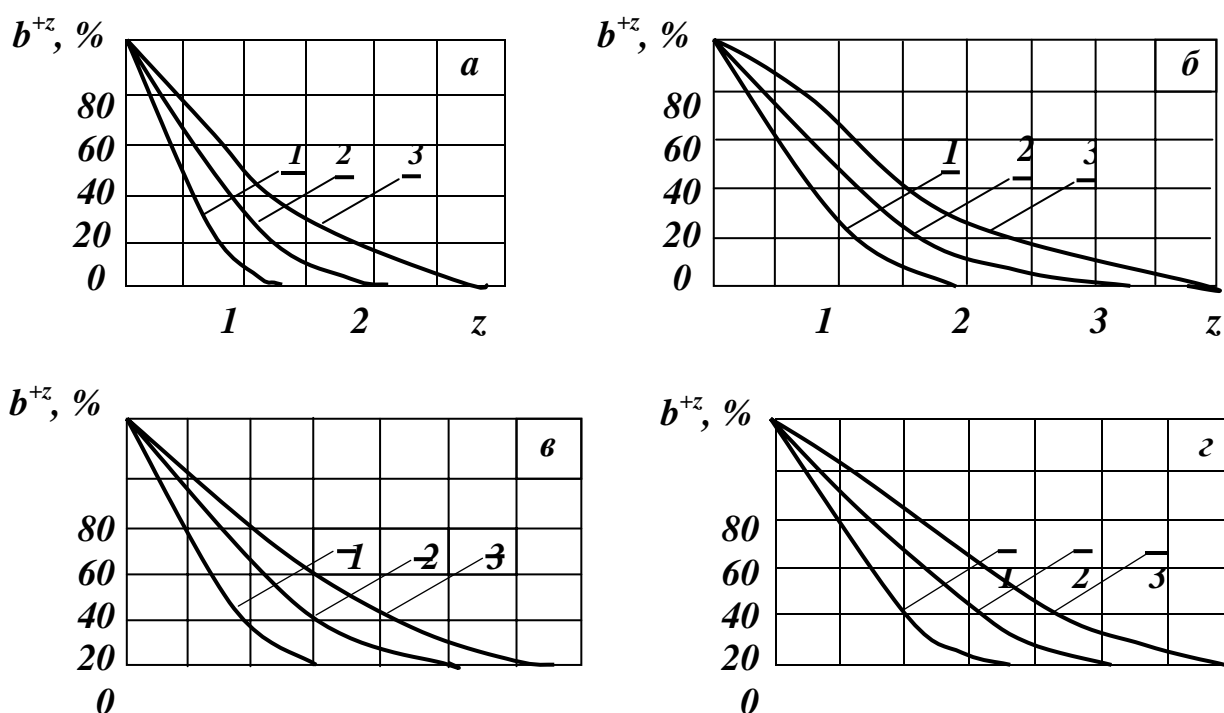


Рис. 4.4 – Типові характеристики крупності.

Руди: a - м'які; b – дуже тверді; v – середньої твердості; z – тверді.

1 – крупне дроблення; 2 – середнє дроблення; 3 – дрібне дроблення.

1 2 3 z

1 2 3 z

Величини коефіцієнтів x , y і максимальної безрозмірної крупності дроблених продуктів z_{max} залежно від твердості руди і стадії дроблення наведені в табл. 4.1.

Таблиця 4.1 – Величини коефіцієнтів x , y і максимальної безрозмірної крупності z_{max}

Руда	Коефіцієнт міцності за Протодьяконовим	Крупне дроблення			Середнє дроблення			Дрібне дроблення		
		z_{max}	y	x	z_{max}	y	x	z_{max}	y	x
М'яка	1 – 5	1,3	1,62	3,08	2,1	1,52	1,59	2,9	1,46	1,06
Середньої твердості	5 – 10	1,5	1,61	1,97	2,5	1,54	0,93	3,2	1,49	0,62
Тверда	10 – 12	1,7	1,76	1,52	3,0	1,54	0,77	3,5	1,55	0,52
Дуже тверда	Понад 12	1,9	1,73	1,17	3,2	1,53	0,63	3,8	1,55	0,40

Після вибору й обґрунтування схеми дроблення виконують її розрахунок, послідовно визначаючи:

- *годинну продуктивність цеху дроблення з урахуванням графіка його роботи (див. п. 3.2);*
- *загальний ступінь дроблення.*

$$S_{ЗАГ} = D_{max} / d_{max} , \quad (4.6)$$

де D_{max} , d_{max} – максимальна крупність кусків матеріалу, що дробиться (вихідного), і дробленого.

- *Ступеня дроблення в окремих стадіях (середній ступінь дроблення):*

$$S_{СЕР} = (S_{ЗАГ})^{1/n} , \quad (4.6)$$

де n – число стадій дроблення.

Ступінь дроблення в стадії залежить від фізико-механічних властивостей руди, циклу дроблення і типу використовуваної дробарки. Оскільки в останній стадії дроблення, як правило, застосовується переверне грохочення, то для неї може бути призначено трохи більша, у порівнянні із середнім, ступінь дроблення. Для перших стадій дроблення в цьому випадку ступінь дроблення варто перерахувати:

$$S_{СТАД} = (S_{ЗАГ} / S_{ОСТ})^{1/(n-1)}, \quad (4.7)$$

де $S_{ОСТ}$ – призначений для останньої стадії ступінь дроблення.

- **Умовну максимальну крупність** дроблених продуктів в окремих стадіях:

$$\begin{aligned} D_1 &= D_{max} / S_1, \\ D_2 &= D_{max} / S_1 S_2, \\ D_3 &= D_{max} / S_1 S_2 S_3. \end{aligned} \quad (4.8)$$

- **Ширину розвантажувальних щілин дробарок** в окремих стадіях:

$$\begin{aligned} i_1 &= D_1 / z_1, \\ i_2 &= D_2 / z_2, \\ i_3 &= D_3 / z_3 \text{ – у відкритому циклі дроблення} \\ i_3 &= (0,8 - 1,0)D_3 \text{ – у замкненому циклі дроблення,} \end{aligned} \quad (4.9)$$

де z_1, z_2, z_3 – максимальна крупність кусків дроблених продуктів у відповідних стадіях дроблення (табл. 4.1).

- **Розмір отворів сит грохотів** в окремих стадіях:

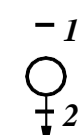
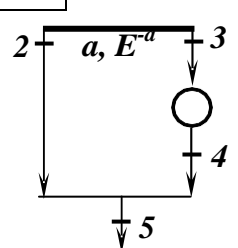
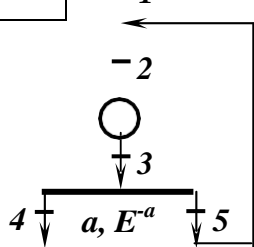
$$\begin{aligned} a_1 &= (i_1 - i_1 z_1), \\ a_2 &= (i_2 - i_2 z_2), \\ a_3 &= (i_3 - i_3 z_3) \text{ – у відкритому циклі дроблення,} \\ a_3 &= (1,0 - 1,2)D_3 \text{ – у замкненому циклі дроблення.} \end{aligned} \quad (4.10)$$

- **Ефективність грохочення**, що залежить від типу використовуваного в операції грохоту і крупності грохочення: для нерухомих колосникових грохотів, використовуваних, як правило, у першій стадії дроблення, вона приймається $E^{-a} = 60 - 70 \%$, для вібраційних грохотів, застосовуваних у наступних стадіях дроблення, ефективність вища – $E^{-a} = 80 - 85 \%$.

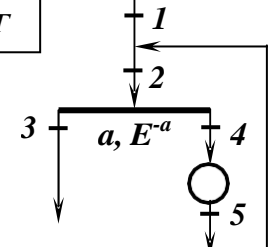
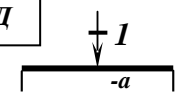
- **Розрахунок мас продуктів** схеми дроблення здійснюється поетапно з урахуванням обраного варіанта стадії, гранулометричного складу продуктів і ефективності використовуваного в стадії процесу грохочення.

Формули для розрахунку схем дроблення наведені в табл.4.2.

Таблиця 4.2 – Розрахункові формули схем дроблення

Схема	Розрахункові формули
<p>А</p> 	$Q_1 = Q_2$
<p>Б</p> 	$Q_2 = Q_1 b_1^{-a} E^{-a}$ $Q_3 = Q_4 = Q_1 - Q_2$ $Q_5 = Q_2 + Q_4 = Q_1$
<p>В</p> 	$Q_4 = Q_1$ $Q_3 = Q_1 (1/E^{-a} + b_1^{+a} b_3^{+a} / b_3^{-a})$ $Q_2 = Q_3$ $Q_5 = Q_3 - Q_4$

Закінчення табл. 4.2

1	2
<p>Г</p> 	$Q_3 = Q_1$ $Q_2 = Q_1 (1/E^{-a} + b_1^{+a} / b_5^{-a})$ $Q_4 = Q_5 = Q_2 - Q_1$
<p>Д</p> 	$Q = Q b^{-a}$

5**ВИБІР І РОЗРАХУНОК СХЕМ ПОДРІБНЕННЯ****5.1 Операції класифікації в схемах подрібнення**

На збагачувальних фабриках при тонкому вкрапленні корисного мінералу подрібнення застосовується для підготовки корисної копалини до операцій збагачення. Схеми подрібнення складаються з однієї або де-

кількох стадій, кожна з яких включає операції подрібнення і класифікації. Операції класифікації застосовуються для відділення готового по крупності продукту або для розвантаження млина. У схемах подрібнення можуть бути присутні наступні операції класифікації: попередня, перевірна в цілком або частково замкненому циклі подрібнення, контрольна зливу або пісків.

Попередня класифікація живлення стадії подрібнення застосовується з метою збільшення продуктивності млина, зменшення шламоутворення, виділення в окремий продукт первинних шламів і компонентів корисної копалини, що легко подрібнюються, при необхідності їхнього збагачення в окремому циклі. Перед першою стадією подрібнення попередня класифікація застосовується рідко, доцільність її застосування залежить від максимальної крупності зерен у живленні (не більше 8 мм) і вмісту в ньому готового продукту (не менше 15 %).

Перевірна класифікація в цілком замкнутому циклі застосовується для контролю крупності подрібненого продукту, підвищення продуктивності млина і зменшення ошламлювання продукту при подрібненні. При наявності перевірної класифікації продуктивність млина по готовому продукту зростає в зв'язку зі збільшенням у живленні вмісту крупного класу внаслідок повернення некондиційного по крупності продукту (циркулююче навантаження). На збагачувальних фабриках величина циркулюючого навантаження коливається від 50

до 700 %. При цьому між величиною циркулюючого навантаження і відносною продуктивністю млина існує певна залежність: збільшення циркулюючого навантаження від 0 до ∞ приводить до збільшення відносної продуктивності в два рази. За результатами досліджень для ефективної роботи млинів у цілком замкненому циклі циркулююче навантаження повинно бути не меншим 150-200 %, однак збільшення його понад 400-500 % недоцільно, оскільки продуктивність практично не збільшується. Тому в двостадійних схемах подрібнення, де млини першої стадії, як правило, не видають кінцевого продукту і можуть працювати у відкритому циклі, необхідно виконувати наступну умову: для ефективної роботи млинів першої стадії у відкритому циклі об'єм млинів другої стадії повинен бути не менш ніж у півтора-два рази більше об'єму млинів першої стадії.

Перевірна класифікація в частково замкненому циклі зустрічається лише в багатостадійних схемах подрібнення. Частково замкнений цикл має деякі технологічні особливості, що визначають умови його застосування. По-перше, при використанні частково замкненого циклу навантаження на млини другої стадії передається через піски, а не через злив, як це має місце при цілком замкненому циклі. Це означає, що в схемах з цілком замкненим циклом для повного завантаження млина другої стадії необхідно одержувати досить грубий злив класифікатора першої стадії,

що не завжди можливо (наприклад, при подрібненні кристалічних руд). По-друге, при використанні частково замкненого циклу маса продукту, що надходить у другу стадію, постійна і дорівнює різниці між масами живлення млина і зливу класифікатора першої стадії. Ця особливість дозволяє легко регулювати розподіл навантаження між першою і другою стадіями подрібнення. По-третє, при частково замкненому циклі первинні шлами і компоненти корисної копалини, що подрібнюються легко, виділяються в злив класифікатора першої стадії. Відсутність шламів може несприятливо позначитися на класифікації другої стадії, тому що шлами, підвищуючи в'язкість пульпи, сприяють більш спокійній, стабільній і ефективній роботі класифікатора (наприклад, при подрібненні кристалічних руд утворюється незначна кількість вторинних шламів). По-четверте, застосування частково замкненого циклу дозволяє запобігти накопиченню і ошламлюванню самородних металів у млині. Важкі і ковкі метали включення накопичуються в пісках класифікатора.

Контрольна класифікація зливу застосовується при необхідності одержання тонкого кінцевого продукту при одностадійному подрібненні і при необхідності стадіального збагачення корисної копалини. Недоліком схем з контрольною класифікацією зливу є збільшений фронт класифікації і нестабільний режим роботи першого класифікатора.

Контрольна класифікація пісків використовується для зниження вмісту готового продукту в пісках. Застосовується вкрай рідко, тому що мало позначається на вилученні готового продукту і продуктивності замкненого циклу (підвищення продуктивності не більше 1,5 %).

5.2 Схеми подрібнення в стержневих і кульових млинах

Класифікація схем подрібнення здійснюється за такими ознаками:

- число стадій подрібнення в схемі (одно-, дво- і багатостадійні);
- вид циклу подрібнення в першій стадії (відкритий, цілком замкнений, частково замкнений);
- місце завантаження вихідного матеріалу (у млин або у класифікатор);
- наявність або відсутність поєднаних операцій попередньої і першої класифікації;
- наявність або відсутність операцій контрольної класифікації.

Схеми подрібнення, подібно схемам дроблення, складаються з окремих стадій, що включають операцію подрібнення і супутні їй операції класифікації (рис. 5.1).

Залежно від необхідної крупності подрібнення розрізняють: крупне подрібнення, що дозволяє одержати подрібнений продукт, який містить 50 – 60 % класу – 0,074 мм, середнє подрібнення – 60-85 % класу – 0,074 мм і тонке подрібнення – понад 85 % класу – 0,074 мм.

Різноманітність схем подрібнення обумовлена різноманітністю їхнього використання.

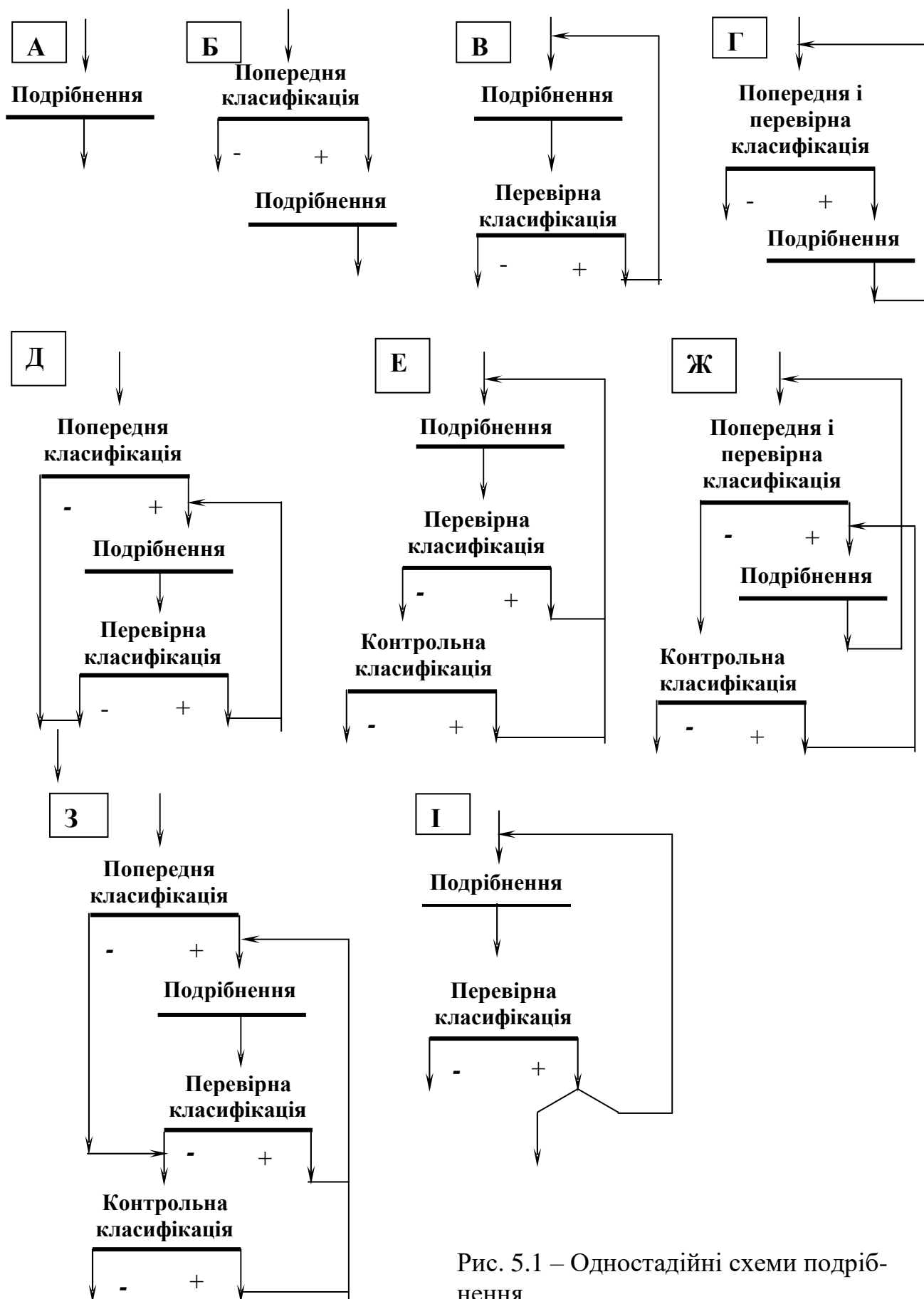


Рис. 5.1 – Одностадійні схеми подрібнення.

Одностадійні схеми подрібнення залежно від характеристики живлення, стадійності подрібнення і необхідної крупності подрібненого продукту використовують за варіантами:

- схеми А, Б і Ж застосовуються тільки в багатастадійних схемах подрібнення, тому що при одностадійному подрібненні вони неефективні;

- схеми В і Е застосовуються при крупності вихідної руди понад 10 мм і невеликому вмісті в ній шламів;

- схеми Г, Д, Ж і З застосовуються при дрібній руді, що містить не менше 15 % готового по крупності продукту, крім того, схеми Д і З використовуються лише при необхідності виділення в самостійний продукт первинних шламів і розчинних солей для їх наступної роздільної обробки.

З одностадійних схем найчастіше використовується схема В. Звичайно ж одностадійні схеми застосовуються при необхідності подрібнення руди до 55 – 60 % класу – 0,074 мм. Але на збагачувальних фабриках малої продуктивності за рахунок зниження навантаження на млини одностадійні схеми застосовують і для більш тонкого подрібнення.

Переваги одностадійних схем у порівнянні з двостадійними полягають в їхній меншій матеріалоемності, простоті компонування, обслуговування і ремонту, і, крім того, вони вимагають менших капітальних затрат. Однак при застосуванні одностадійних схем важко одержати тонкий злив класифікатора і здійснити стадійне збагачення руди, виняток становлять схеми Е, Ж, З, але в цих схемах дуже великий фронт класифікації.

Двостадійні схеми подрібнення підрозділяють на три групи в залежності від виду циклу подрібнення на першій стадії.

До першої групи відносять двостадійні схеми з відкритим циклом у першій стадії подрібнення – АВ, АГ, АД, АЖ, АЗ.

Схеми АВ, АГ, АД прості в регулюванні, мають невеликий фронт класифікації, але одержання тонкого щодо крупності подрібненого продукту утруднене. Схема АВ застосовується на магнітозбагачувальних, а іноді і на флотаційних фабриках, що переробляють дрібнокраплені руди.

Схеми АГ і АД застосовують на збагачувальних фабриках великої продуктивності при крупності подрібненого продукту до 55 – 80 % класу – 0,074 мм. Схеми АЖ і АЗ більш складні в регулюванні, їх супроводжує дуже великий фронт класифікації, але вони дозволяють

одержати тонкий кінцевий продукт крупністю до 80 – 95 % класу – 0,074 мм.

Схеми АЖ і АЗ застосовують при переробці тонковкраплених руд, а також при необхідності здійснити їхнє стадіальне збагачення методом флотації.

Перша стадія подрібнення здійснюється звичайно в стержневих млинах, що дає можливість збільшити крупність живлення до 25 мм.

Друга група представлена двостадійними схемами з цілком замкненим циклом подрібнення в першій стадії – ВВ, ВГ, ВД, ВЖ, ВЗ. Ці схеми часто використовуються на збагачувальних фабриках середньої і великої продуктивності при переробці руд різного речовинного складу.

Схеми ВВ, ВГ, ВД дозволяють одержати кінцевий продукт крупністю до 80 % класу – 0,074 мм, а схеми ВЖ і ВЗ – до 95 % цього класу. Перевагою схем другої групи є простота конструювання, можливість одержання тонкого кінцевого продукту і здійснення стадійного збагачення руди. Однак у схемах використовується багато класифікаторів і процес важко регулювати.

До третьої групи належать двостадійні схеми з частково замкненим циклом подрібнення в першій стадії – ІВ, ІЕ. Ці схеми використовуються при багатостадійному подрібненні. Схема ІВ дозволяє одержати кінцевий продукт крупністю 55 - 80 % класу – 0,074 мм, схема ІЕ – 80 - 95 % цього класу. Схеми ІВ і ІЕ відрізняються простотою регулювання і, крім того, при їхньому використанні самородні метали не накопичуються в циклі подрібнення. Недоліком цих схем є необхідність використання транспортних засобів або жолобів із крутим нахилом для передачі пісків з першої стадії в другу.

Багатостадійні схеми подрібнення АГГ і АГД застосовують рідко і, в основному, на збагачувальних фабриках великої потужності, що переробляють дрібно-вкраплені руди при крупності живлення 25 - 30 мм. Схеми АГГ і АГД дозволяють виконувати стадійне збагачення руди. Найчастіше перша стадія здійснюється в стержневих млинах.

5.3 Схеми рудного самоподрібнення

Схеми само- і напівсамоподрібнення використовуються на фабриках великої і дуже великої продуктивності у випадку одержання технологічних переваг при заміні сталевих подріблюючого середовища рудним або у випадках, коли фізичні властивості руди (вологість, глинястість) не дозволяють її дрібно дробити. У той же час процес самоподрібнення не універсальний, для самоподрібнення руди повинні мати певні властивості. Вибір процесу самоподрібнення повинен ґрунтуватися на вивченні рудної бази і властивостей руди, а також на результатах промислових випробувань процесу самоподрібнення.

Властивості руди визначають схему самоподрібнення і заходи, які повинні бути передбачені в ній для боротьби зі шматками критичної крупності, а також для інтенсифікації процесу.

Переважне застосування одержали схеми, наведені на рис. 5.2.

Крупність вихідного матеріалу, що надходить у схему само- і напівсамоподрібнення, становить 250 - 350 мм, іноді до 500 мм.

Схеми 1 і 5 застосовують при багатостадійному рудному само- і напівсамоподрібненні твердих руд. Крупність подрібнення в першій стадії – 50 - 60 % класу $-0,074$ мм. Грохочення зливу млина виконують в бутарі або на інерційному грохоті. Обсяг матеріалу критичної крупності (25 - 75 мм), виведеного на дроблення, становить 25 - 40 % від живлення млина. Частину класу критичної крупності додроблюють в конусній дробарці дрібного дроблення, іншу частину (6 - 8 % від живлення млина) використовують, при необхідності, у млинах рудно-галькового подрібнення другої і третьої стадій. Якщо рудна галька не виводиться, схема застосовується як одностадійна.

При напівсамоподрібненні в млин додають сталеві кулі діаметром 125 - 150 мм у кількості 5 - 10 % від об'єму млина.

Схему 2 застосовують при багатостадійному рудному самоподрібненні міцних і в'язких руд. Крупність подрібнення в першій стадії – до 60 - 85 % класу $-0,074$ мм. На відміну від схеми 1 для полегшення і нормалізації роботи гідроциклонів при одержанні остаточного зливу між ними і бутарою встановлюють механічний класифікатор. В іншому *схема 2* аналогічна *схемі 1*.

Схему 3 використовують при багатостадійному повному рудному самоподрібненні до кінцевої крупності менше 85 % класу $-0,074$ мм. Схема застосовна для руд, що не утворюють при рудному самоподрібненні надлишкової маси рудної гальки. Весь клас критичної крупності (25 - 75 мм) використовують як молольне середовище в рудно-галькових млинах другої і третьої стадій.

Одержання рудної гальки для другої і третьої стадій подрібнення повинне плануватися з дробильного відділення фабрики.

Схеми 4 і 6 застосовують для двостадійного подрібнення до кінцевої крупності – 60-85 % класу $-0,074$ мм. У першій стадії використовується само- або напівсамоподрібнення, у другій – кульове подрібнення. Ці схеми найбільш надійні в експлуатації при переробці руд зі змінним за міцністю і крупністю складом.

5.4 Вибір схеми подрібнення

Схема подрібнення збагачувальної фабрики вибирається звичайно після проведення дослідно-промислових випробовувань подрібнюваності корисної копалини. Вибір схеми подрібнення проекрованої фабрики здійснюється залежно від фізичних властивостей корисної

копалини, крупності початкового і кінцевого продуктів подрібнення, продуктивності фабрики, необхідності роздільної обробки пісків і шламів, необхідності стадійного збагачення.

Одностадійні схеми подрібнення без контрольної класифікації зливу застосовують тільки в одностадійних схемах збагачення, при малій продуктивності фабрики і невеликому ступені подрібнення.

Двостадійні схеми подрібнення з відкритим циклом у першій стадії при використанні в ній стержневих млинів може ефективно застосовуватися лише на фабриках великої продуктивності і при підвищеній крупності початкового і кінцевого продуктів.

Двостадійні схеми подрібнення з цілком замкненим циклом у першій стадії при використанні в ній кульових млинів застосовують при необхідності тонкого помелу руди або в двостадійних схемах збагачення.

Двостадійні схеми подрібнення з частково замкненим циклом у першій стадії застосовують щоб уникнути можливості нагромадження корисних компонентів у циклах подрібнення.

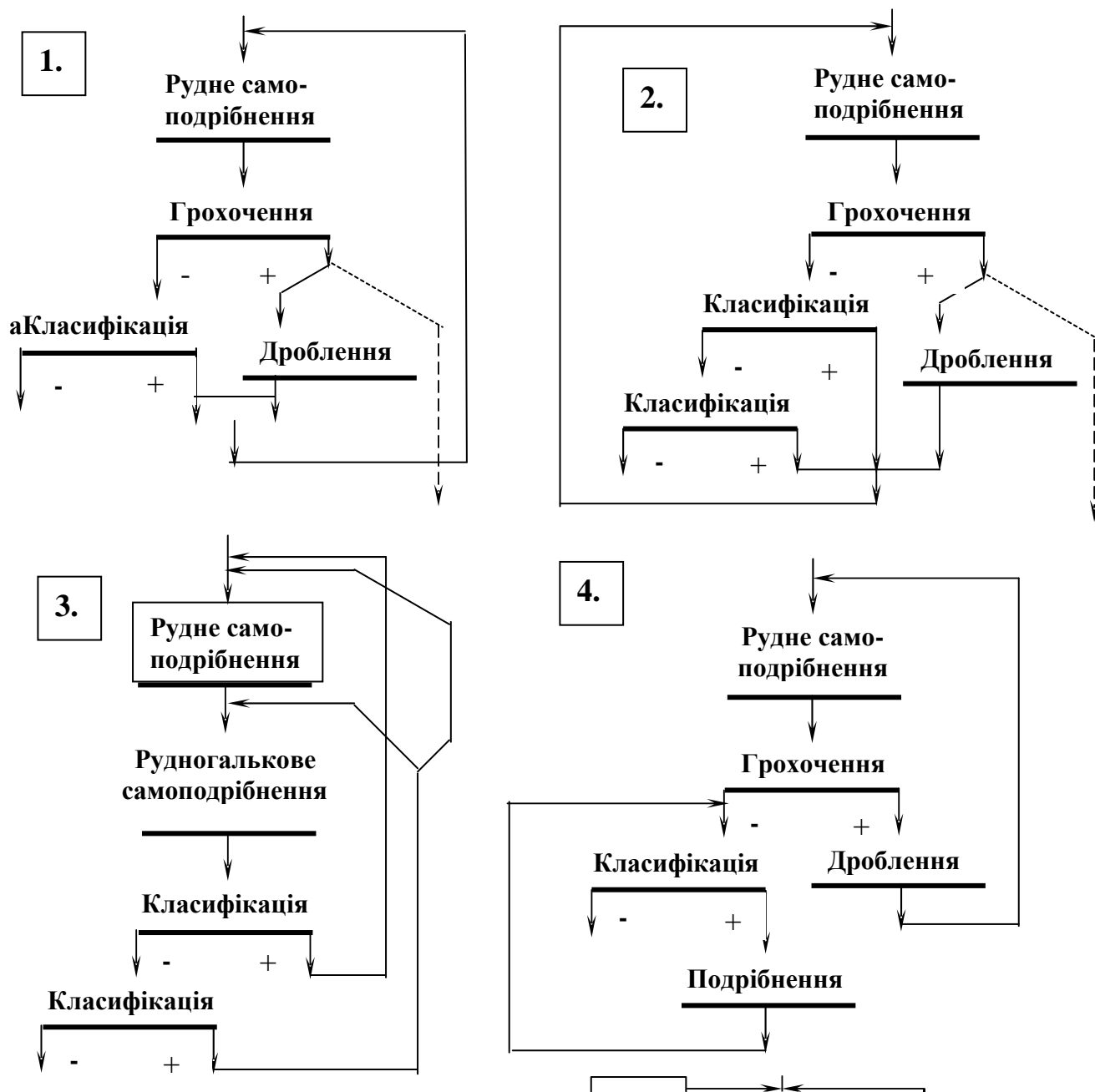


Рис. 5.2. – Схеми само- і напівсамоподрібнення.

Багатостадійні схеми подрібнення застосовують у багатостадійних схемах збагачення.

На більшості рудозбагачувальних фабрик підготовка корисної копалини здійснюється в усереднених умовах. Усередненими умовами роботи можна вважати наступні: склад руди дозволяє здійснити її дроблення в сухому вигляді до крупності 10 - 20 мм, кінцева крупність подрібненого продукту перед збагаченням не перевищує 60 - 65 % класу $-0,074$ мм, вкраплення і властивості мінералів не вимагають стадіального збагачення. У цьому випадку конкурентоспроможні варіантами рудопідготовки будуть наступні:

- руда дробиться до 10 - 15 мм і подрібнюється за одну стадію у великих кульових млинах (з решітками або з центральним розвантаженням), що працюють у замкненому циклі з гідроциклонами;

- руда дробиться до 20 мм і надходить на двостадійне подрібнення за схемами АГ або АЕ, у яких перша стадія здійснюється в стержневих млинах, а друга – у кульових (подвійного, у порівнянні зі стержневими, об'єму), що працюють у цілком замкненому циклі з гідроциклонами;

- руда дробиться до 300 мм і направляється на рудне само- або напівсамоподрібнення.

Остаточний вибір варіанта схеми подрібнення здійснюється шляхом експериментальної перевірки і техніко-економічного порівняння конкуруючих варіантів.

5.5 Розрахунок схем подрібнення

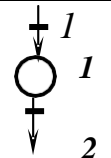
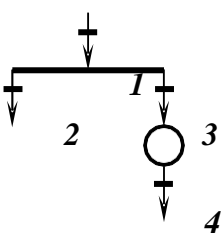
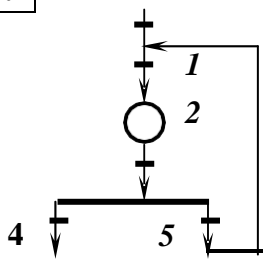
Крупність продуктів подрібнення оцінюють за їх гранулометричним складом. Продукти характеризують умовною максимальною крупністю d_n і вмістом розрахункового класу крупності β . За розрахунковий найчастіше приймають клас крупністю – 0,074 мм (95 % цього класу відповідають крупності $d_n = 0,074$ мм).

Для характеристики тонких продуктів розрахунковими класами можуть бути 0,040 і 0,020 мм, а для характеристики грубих продуктів – класи 0,20 і 0,15 мм.

Розрахунок мас продуктів схеми подрібнення виконується по-стадійно з урахуванням особливостей обраного варіанта стадії і гранулометричного складу продуктів подрібнення.

Формули для розрахунку схем подрібнення наведені в табл. 5.1.

Таблиця 5.1 – Розрахунок схем подрібнення

Схема	Вихідні дані для розрахунку	Розрахункові формули
А. 	2 Q_1, β_1, β_2	3 $Q_1 = Q_2$
Б. 	$Q_1, \beta_1, \beta_2,$ β_3, β_4	$Q_3 = Q_1(\beta_2 - \beta_1)/(\beta_2 - \beta_3)$ $Q_2 = Q_1 - Q_3$ $Q_4 = Q_3$
В. 	$Q_1, \beta_1, \beta_3,$	$Q_4 = Q_1$

3

 β_4, β_5

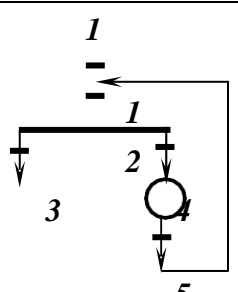
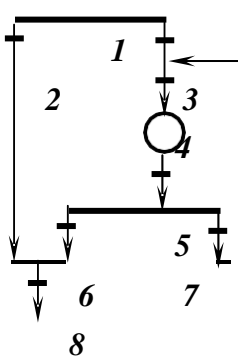
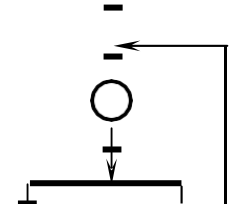
$$Q_5 = Q_1(\beta_3 - \beta_5)/(\beta_4 - \beta_3)$$

$$Q_3 = Q_4 + Q_5$$

$$Q_2 = Q_3$$

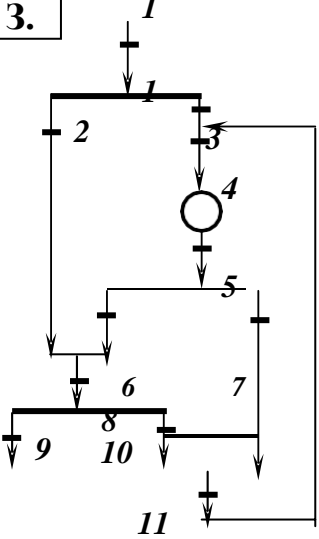
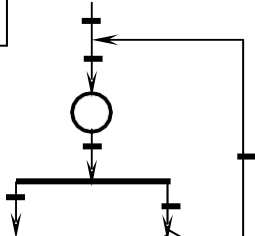
$$\beta_2 = (Q_1\beta_1 + Q_5\beta_5)/Q_2$$

Продовження

		табл. 1	1
Г.		$Q_1, \beta_1, \beta_3,$ β_4, β_5	$Q_3 = Q_1$ $Q_4 = Q_1(\beta_3 - \beta_1)/(\beta_5 - \beta_4)$ $Q_5 = Q_4$ $Q_2 = Q_1 + Q_5$ $\beta_2 = (Q_1\beta_1 + Q_5\beta_5)/Q_2$
Д.		$Q_1, \beta_1, \beta_2,$ $\beta_3, \beta_5, \beta_6, \beta_7$	$Q_8 = Q_1$ $Q_3 = Q_1(\beta_2 - \beta_1)/(\beta_2 - \beta_3)$ $Q_2 = Q_1 - Q_3$ $Q_6 = Q_1 - Q_2$ $Q_7 = Q_6(\beta_5 - \beta_7)/(\beta_6 - \beta_5)$ $Q_4 = Q_5 = Q_6 + Q_7$ $\beta_4 = (Q_3\beta_3 + Q_7\beta_7)/Q_4$
Е.			

			$\beta_8 = (Q_2\beta_2 + Q_6\beta_6)/Q_8$
	1	$Q_1, \beta_1, \beta_3,$	$Q_6 = Q_1$
	2	$\beta_4, \beta_5, \beta_6, \beta_7$	$Q_7 = Q_1(\beta_6 - \beta_4)/(\beta_4 - \beta_7)$
			$Q_4 = Q_6 + Q_7$
	3		$Q_5 = Q_4(\beta_4 - \beta_3)/(\beta_3 - \beta_5)$
	4	5	$Q_8 = Q_5 + Q_7$
	7		$Q_2 = Q_3 = Q_1 + Q_8$
	8		$\beta_2 = (Q_1\beta_1 + Q_5\beta_5 + Q_7\beta_7)/Q_2$
	1	$Q_1, \beta_1, \beta_3,$	$Q_7 = Q_1$
	2	$\beta_4, \beta_6, \beta_7, \beta_8$	$Q_8 = Q_1(\beta_3 - \beta_8)/(\beta_7 - \beta_3)$
	3	4	$Q_3 = Q_7 + Q_8$
	5		$Q_4 = [Q_1(\beta_6 - \beta_1) + Q_3(\beta_3 -$
			$\beta_6)]/(\beta_6 - \beta_4)$
	6		$Q_2 = Q_3 + Q_4$
			$Q_5 = Q_6 = Q_4 + Q_8$
			$\beta_2 = (Q_1\beta_1 + Q_6\beta_6)/Q_2$
	8		$\beta_5 = (Q_4\beta_4 + Q_8\beta_8)/Q_5$

Закінчення табл.

		5.1	
3.		2	3
		$Q_1, \beta_1, \beta_2 =$ $= \beta_6 = \beta_8,$ $\beta_3, \beta_5, \beta_7,$ β_9, β_{10}	$Q_9 = Q_1$ $Q_3 = Q_1(\beta_2 - \beta_1)/(\beta_2 - \beta_3)$ $Q_2 = Q_1 - Q_3$ $Q_{10} = Q_1(\beta_9 - \beta_8)/(\beta_8 - \beta_{10})$ $Q_8 = Q_9 + Q_{10}$ $Q_6 = Q_8 - Q_2$ $Q_7 = Q_6(\beta_6 - \beta_5)/(\beta_5 - \beta_7)$ $Q_4 = Q_5 = Q_6 + Q_7$ $Q_{11} = Q_7 + Q_{10}$ $\beta_{11} = (Q_7\beta_7 + Q_{10}\beta_{10})/Q_{11}$ $\beta_4 = (Q_3\beta_3 + Q_{11}\beta_{11})/Q_4$
I.			

$$\begin{array}{ll}
 1 & \\
 2 & Q_1, n = Q_6/Q_5, \quad Q_5 = Q_1(\beta_4 - \beta_5)/[n(\beta_4 - \beta_1)] \\
 & \beta_1, \beta_3, \beta_4, \quad Q_6 = n Q_5 \\
 3 \quad 7 & \beta_5 = \beta_6 = \beta_7 \quad Q_7 = Q_5 - Q_6 \\
 4 \quad 5 & Q_2 = Q_3 = Q_1 + Q_7 \\
 & Q_4 = Q_1 - Q_6 \\
 6 & \beta_2 = (Q_1\beta_1 + Q_7\beta_7)/Q_2
 \end{array}$$

Наближені залежності між вмістом класів різної крупності в зливах млинів, механічних класифікаторів і гідроциклонів для руд середньої подрібнюваності густиною 2,7 - 3,0 т/м³ наведені в табл. 5.2.

Таблиця 5.2 – Вміст розрахункових класів крупності в продуктах подрібнення

Розрахунковий клас крупності, мм	Вміст (β , %) розрахункових класів крупності в продуктах подрібнення залежно від умовної максимальної крупності (d_H , мм)									
	2,1	1,0	0,62	0,43	0,32	0,24	0,18	0,14	0,094	0,074
- 0,2	25,0	46,0	62,0	75,0	85,0	92,0	96,0	-	-	-
- 0,074	10,0	20,0	30,0	40,0	50,0	60,0	70,0	80,0	90,0	95,0
- 0,040	5,6	11,3	17,3	24,0	31,5	39,5	48,0	58,0	71,5	80,5
- 0,020	-	-	9,0	13,0	17,0	22,0	26,0	35,0	46,0	55,0

6 ВИБІР І РОЗРАХУНОК СХЕМ ЗБАГАЧЕННЯ

6.1 Класифікація схем збагачення

Схеми збагачення класифікують за чотирма основними ознаками:

- числом використовуваних методів збагачення,
- числом використовуваних у кожному методі процесів,
- числом використовуваних у кожному процесі операцій,
- числом використовуваних стадій зміни крупності корисної копалини.

За першою ознакою можуть застосовуватися монометодні (наприклад, гравітаційні, флотаційні, магнітні), диметодні (наприклад, гравітаційно-магнітні, гравітаційно-флотаційні) і поліметодні (наприклад, гравітаційно-флотаційно-магнітні) схеми збагачення. Основою для вибору

якого-небудь методу служить відмінність в розділових ознаках мінералів і економічність методу.

За другою ознакою кожний із застосовуваних методів може бути представлений декількома процесами. Так, наприклад, гравітаційний метод може бути реалізований процесами важкосередовищного збагачення, відсадки, концентрації на столах, збагачення на гвинтових сепараторах і шлюзах. Вибір збагачувального процесу визначається крупністю вкраплення мінералів, відмінностями в розділових ознаках мінералів і техніко-економічних даних для кожного конкуруючого процесу.

За третьою ознакою кожний із процесів здійснюється у вигляді декількох операцій, при цьому в кожному циклі може бути основна, контрольна і перечисні операції. Мета основної операції – виділення основної маси цінних мінералів, контрольної – остаточне їх виділення, перечисних – підвищення якості концентрату. Вибір числа операцій для здійснення кожного процесу визначається вимогами до кінцевих продуктів і сепараційними характеристиками використовуваних апаратів.

За четвертою ознакою схеми збагачення розрізняють за числом стадій, яке залежить від крупності цінних мінералів і характеру їхнього вкраплення в порожню породу. Застосування більше двох перечищень без зміни крупності нерациональне. Звичайно багатостадійні схеми застосовують для тонковкраплених руд при високих вимогах до якості концентрату.

У цілому вибір схеми збагачення здійснюється на підставі даних про збагачуваність корисної копалини і, крім того, після дослідно-промислової перевірки схеми, що рекомендується.

Залежно від деталізації розрізняють схеми збагачення *принципові*, на яких зображені лише окремі цикли і стадії збагачення, і *повні*, де наведені всі операції (рис. 6.1).

Циклом збагачення називається відособлена група операцій збагачення корисної копалини, які мають загальні ознаки, що стосуються якості копалини, мети збагачення або самого процесу збагачення і його режиму. Наприклад, при флотації поліметалічних руд розрізняють цикли колективної, мідної, свинцевої і цинкової флотації.



Рис. 6.1 – Зразок зображення принципової (а) і повної (б) схем.

Стадією збагачення називається сукупність операцій збагачення, що проводяться з вихідним матеріалом або дробленим до певної крупності продуктом. Наприклад, якщо корисна копалина дробиться до визначеної крупності і направляється на збагачення без додаткового дроблення або подрібнення промпродуктів, то така схема, незалежно від числа окремих операцій збагачення корисної копалини, буде одностадійною. Але якщо промпродукти, одержувані при збагаченні корисної копалини, будуть додатково дробитися або подрібнюватися до меншої крупності і після цього повторно збагачуватися, то така схема буде вже двостадійною. Кожна стадія може включати один або кілька циклів.

При виборі принципової схеми збагачення число стадій збагачення руди залежить від характеру вкраплення корисного мінералу і здатності його та порожньої породи до ошламлювання при подрібненні. При цьому слід дотримуватися такого правила: ***Чим більш нерівномірне за крупністю вкраплення корисного мінералу і чим більше він ошламлюється при подрібненні, тим більше підстав для застосування стадіального збагачення.***

исних ископаемых, а такУ той же час треба дотримуватися принципу: ***вилучати корисний мінерал в кінцевий концентрат і видаляти породу у відходи по можливості у крупному вигляді, тобто не дробити нічого зайвого.***

Отже, стадіальне збагачення застосовується, щоб уникнути переподрібнення корисних і породних мінералів.

Проектована схема збагачення повинна вирішити питання і про вибір точок повернення промпродукту. Вибір точок повернення промпродукту залежить від необхідної якості концентрату, властивостей збагачуваного мінералу і характеристики промпродукту (його виходу, розрідженості, наявності і кількості в ньому зростків). При направленні промпродукту в яку-небудь операцію необхідно, щоб поєднувані продукти були близькі за вмістом компонентів, мінералогічним складом, збагачуваністю. Залежно від наявності або відсутності в схемах збагачення оборотних продуктів вони розділяються на дві групи:

- схеми без оборотних продуктів (наприклад, схема збагачення вугілля важкосередовищною сепарацією),
- схеми з оборотними продуктами.

У свою чергу друга група схем збагачення підрозділяється за такими ознаками:

- *за структурою* розрізняють схеми з оборотними продуктами після першого прийому основної операції і схеми з оборотними продуктами після другого і наступних прийомів,

- за характером вихідних даних для розрахунку може бути два варіанти: перший – при відомих вмістах розрахункових компонентів у всіх продуктах збагачення необхідно визначити виходи; другий – при відомій частині виходів і частині вмістів розрахункових компонентів у продуктах збагачення потрібно визначити відсутні;

- за складом корисної копалини розрізняють схеми збагачення двокомпонентних (монометалевих) руд, трикомпонентних (біметалічних) руд і полікомпонентних (поліметалічних) руд.

6.2 Принципові схеми флотації

Монометалічні руди

Більшість застосовуваних на практиці принципів схем флотації монометалічних руд може бути представлена різними варіантами, що включають певне число стадій і циклів. Для зручності характеристики принципів схем збагачення прийнята умовна позначка у вигляді дробу, де в чисельнику вказується число стадій, у знаменнику – число циклів. Наприклад, схема 1/2 – одностадійна двоциклова.

Одностадійні схеми (рис. 6.2):

- одноциклова (1/1). Одержуваний за цією схемою промпродукт направляється не в самостійний цикл подрібнення, а повертається в цикл подрібнення руди;

- двоциклова (1/2) з роздільним збагаченням пісків і шламів.

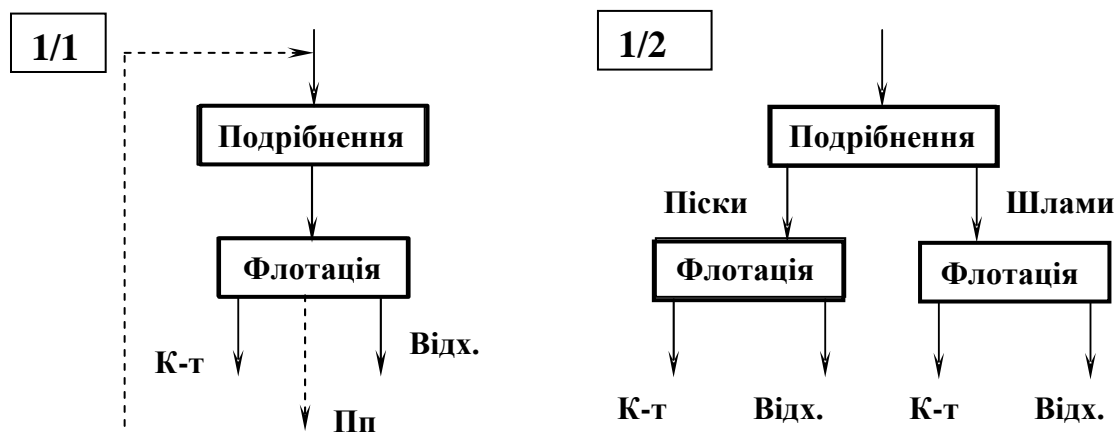


Рис. 6.2 – Принципові одностадійні схеми флотації монометалічних руд.

Двостадійні схеми (рис. 6.3 і 6.4):

- одноциклова (2/1) з подрібненням промпродукту в окремому прийомі і поверненням його в цикл рудної флотації;

- двоциклова (2/2 а) з виділенням у першій стадії збагачення відвальних відходів і бідного концентрату, що направляється в другу стадію;

- двоциклова (2/2 б) з виділенням у першій стадії збагачення кондиційного концентрату і багатих відходів, що направляються в другу стадію;

- двоциклова (2/2 в) з виділенням у першій стадії кондиційного концентрату, відвальних відходів і промпродукту, що направляється в другу стадію;

- трициклова (2/3 а) з виділенням у першій стадії збагачення бідного чорнового концентрату, промпродукту й основної маси відвальних відходів. Чорновий концентрат і промпродукт направляють на подрібнення і другу стадію збагачення в окремих циклах;

- трициклова (2/3 б) з виділенням у першій стадії збагачення частини готового концентрату, частини відвальних відходів і промпродукту, що направляється в подрібнення і другу стадію збагачення.

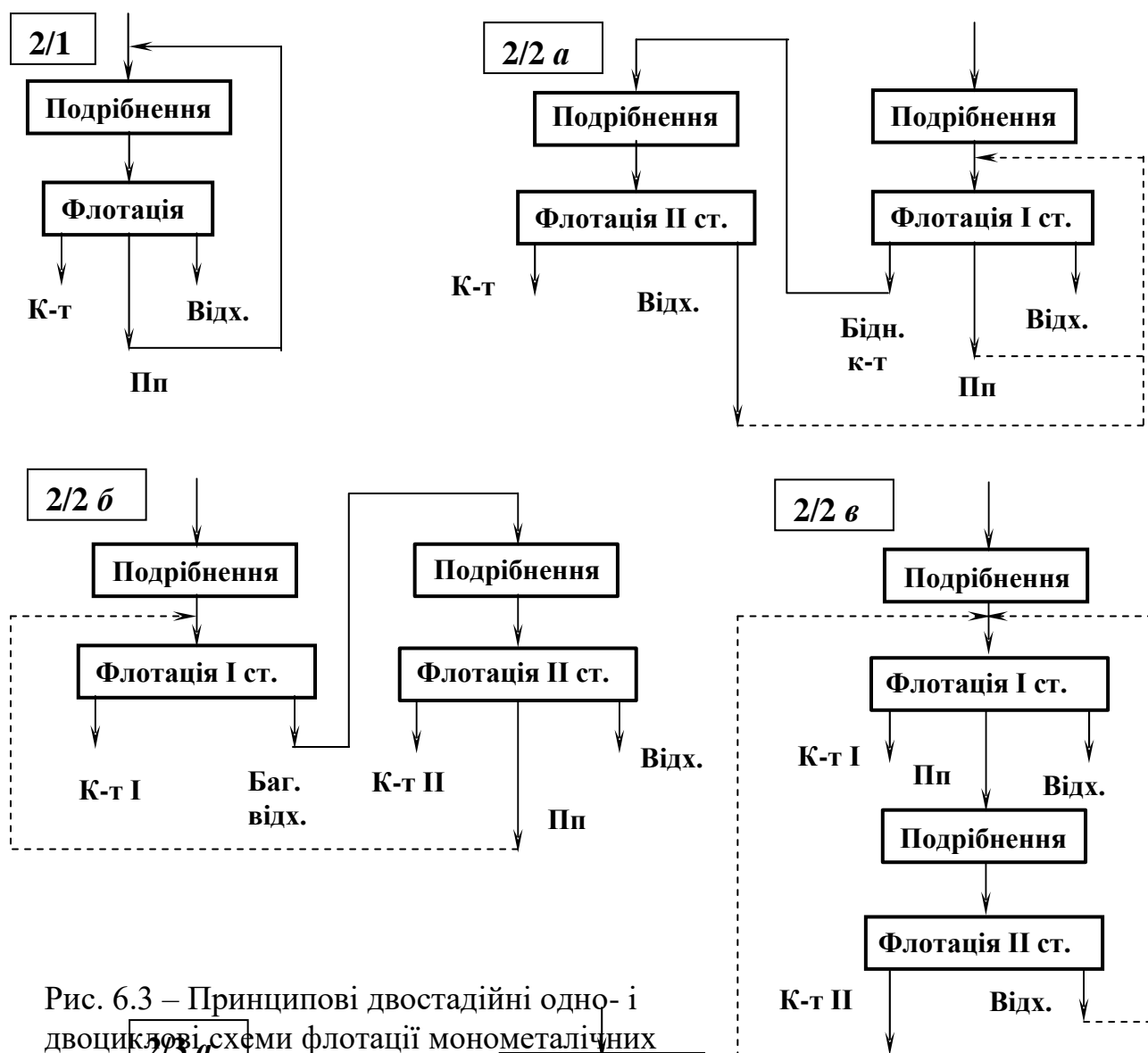


Рис. 6.3 – Принципові двостадійні одно- і двоциклові схеми флотації монометалічних руд.

Тристадійні схеми (рис. 6.5):

- трициклова (**3/3 а**) з виділенням у першій стадії збагачення частини готового концентрату і багатих відходів, що направляються в подрібнення і другу стадію. У другій стадії збагачення виділяється друга частина концентрату, основна маса відходів і промпродукт, що направляється в подрібнення і третю стадію збагачення;

- трициклова (**3/3 б**) з послідовним подрібненням промпродукту

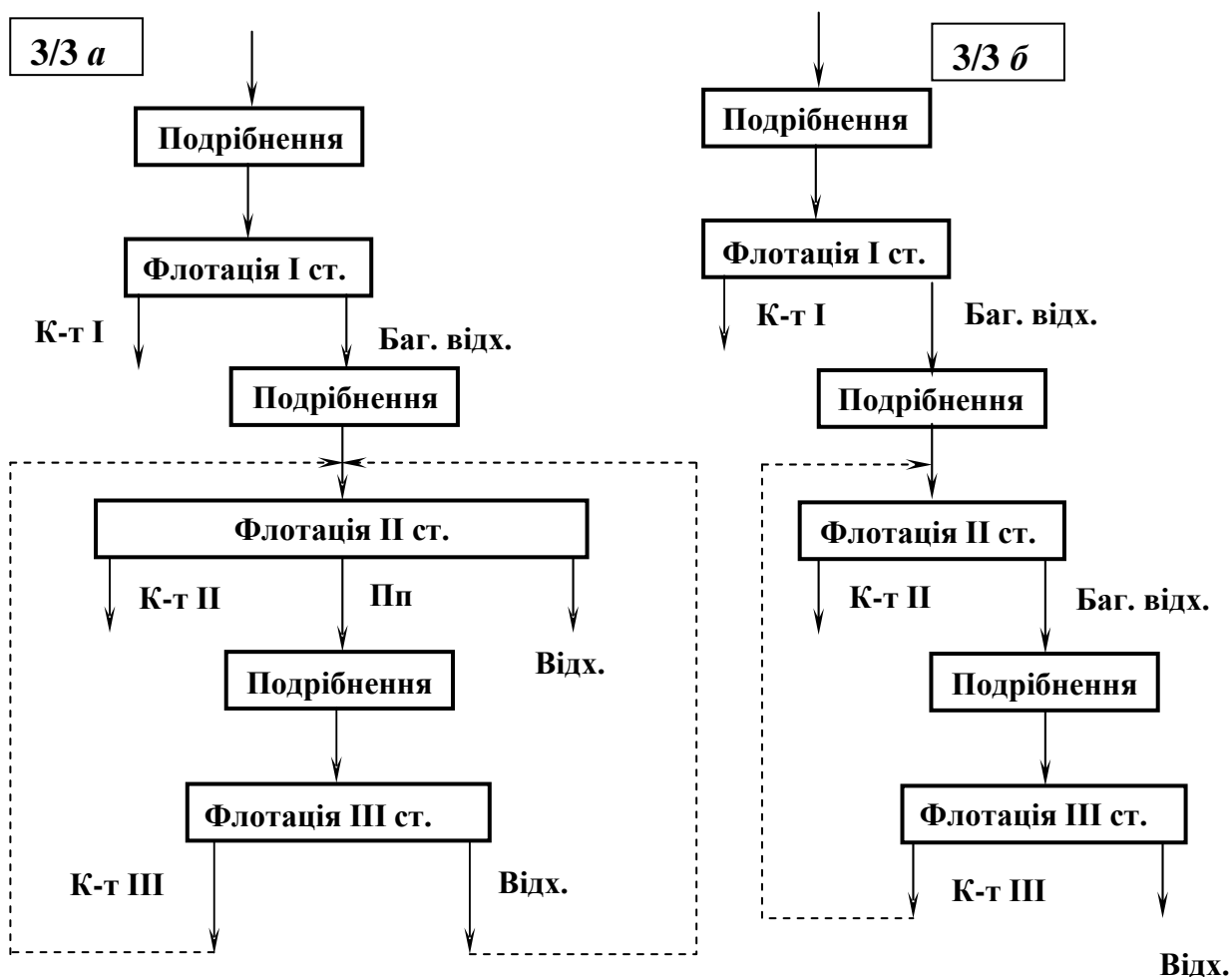


Рис. 6.5 – Принципові тристадійні трициклові схеми флотації монометалічних руд.

Вибір принципової схеми флотації монометалічних руд

Вибір принципової схеми флотації монометалічних руд, а отже і число стадій збагачення, залежить головним чином від двох факторів: характеристики вкраплення корисного мінералу і здатності його та пустої породи до ошламлювання. З урахуванням зазначених особливостей корисних копалин і даних практики рекомендується використовувати наступні схеми флотації.

Корисний мінерал крупновкраплений і не схильний до ошламлювання. У цьому випадку кондиційний концентрат і відвальні відходи можуть бути отримані при грубому подрібненні. Для руд такого типу рекомендується одностадійна одноциклова схема **1/1**.

Корисний мінерал крупновкраплений і легко переподрібнюється. Оптимальні результати збагачення будуть отримані при двостадійній двоцикловій схемі **2/2 б** з виділенням у першій стадії (без зайвого ошла-

млювання) частини кондиційного концентрату. Багаті відходи першої стадії подрібнюються і направляються в другу стадію.

Агрегатне вкращення. У рудах з таким типом вкращення корисний мінерал укладений у порівняно великі агрегати, що являють собою тонкі зростки корисного мінералу з іншими мінералами. Для одержання кондиційних концентратів ці руди вимагають тонкого подрібнення, однак бідні відвальні відходи можуть бути отримані в першій стадії збагачення при грубому помелі, достатньому для звільнення агрегатів. Отриманий у першій стадії бідний концентрат після подрібнення в окремому циклі направляється в другу стадію (схема **2/2 а**).

У деяких випадках кращі технологічні показники збагачення руд з агрегатним вкращенням досягаються за двостадійною трицикловою схемою **2/3 а**, у якій передбачені роздільні цикли подрібнення і флотації для бідного концентрату і промпродукту. Поліпшення технологічних показників у цьому випадку досягається за рахунок більш ретельного врахування умов процесу і вибору його режиму.

Корисний мінерал нерівномірно вкращений. Руди з нерівномірним за крупністю вкращенням корисного мінералу в практиці збагачення зустрічаються найчастіше.

Руди з подібним типом вкращення треба збагачувати за двостадійною двоцикловою схемою **2/2 б**. При порівняно грубому подрібненні руди в першій стадії частина корисного мінералу, яка знаходиться в більш крупних зернах, звільняється від зростків, що дає можливість вилучити її в багатий концентрат. Для одержання відвальних відходів потрібне більш тонке подрібнення, тому багаті відходи, отримані в першій стадії, після подрібнення направляються в другу стадію збагачення.

Якщо нерівномірно вкращений мінерал піддається сильному ошламлюванню, то при переробці таких руд застосування стадійного збагачення особливо необхідне. У цьому випадку рекомендується тристадійна схема **3/3 б** з послідовним подрібненням відходів.

Якщо при нерівномірному вкращенні частина корисного мінералу представлена надзвичайно дрібними виділеннями, рекомендується використовувати схему **3/3 а**. У першій стадії в концентрат вилучають найбільш крупні зерна корисного мінералу і одержують багаті відходи. Відходи подрібнюють лише до крупності, що дозволяє одержати досить багаті зростки, які вилучають у промпродукт у другій стадії. Крім промпродукту, на другій стадії виділяють кондиційний концентрат і відвальні відходи. Промпродукт подрібнюють і збагачують на третій стадії.

Таким чином, флотація руд з нерівномірним вкращенням вимагає застосування дво- і тристадійних схем збагачення. Найбільш економічними тристадійні схеми будуть у тому випадку, якщо корисний мінерал дуже ошламлюється.

Корисний мінерал дрібно і рівномірно вкраплений. У дійсності вкраплення мінералів у руді ніколи не буває цілком рівномірним, а поверхні зламу зерен у процесах дроблення і подрібнення проходять не тільки по контактах зрослих мінералів. Тому навіть при подрібненні руд, для яких характерне навіть порівняно рівномірне вкраплення, звільнення корисного мінералу відбувається поступово в міру підвищення ступеня подрібнення. З метою економії на подрібненні і зменшення ошламлювання руду цього типу варто подрібнювати до крупності, що забезпечує звільнення зі зростків лише частини корисного мінералу. Інша його частина може залишитися в зростках. Якщо вони досить багаті, вилучаються в промпродукт, який направляється в подрібнення і другу стадію збагачення. Для руд цього типу рекомендуються двостадійні схеми **2/1** і **2/2 в**.

Складне і дуже нерівномірне вкраплення корисного мінералу. У рудах з таким характером вкраплення містяться різні за крупністю виділення корисного мінералу і агрегати. Найбільш економічною для збагачення руд з таким вкрапленням буде тристадійна схема **3/3 а**.

Руди, що містять багато первинних шламів і розчинних солей, які шкодять флотації. Первинні шлами звичайно виділяються після першого прийому подрібнення і збагачуються в окремому циклі, чим досягається поліпшення показників збагачення (схема **1/2**).

Якщо первинні шлами мають високу флотаційну активність, то для їхнього відділення використовують попередню флотацію з невеликою витратою спінювача. Якщо первинні шлами погано флотуються самі і, крім того, шкодять флотації, їх після відділення направляють у відвал.

Поліметалічні руди

Залежно від складу поліметалічних руд при їхньому збагаченні може бути отримано два, три і більше концентратів. Можливі принципові схеми флотації поліметалічних руд розглянуті на прикладі руди, що містить чотири компоненти. Для збагачення поліметалічних руд можуть бути використані схеми (рис. 6.6):

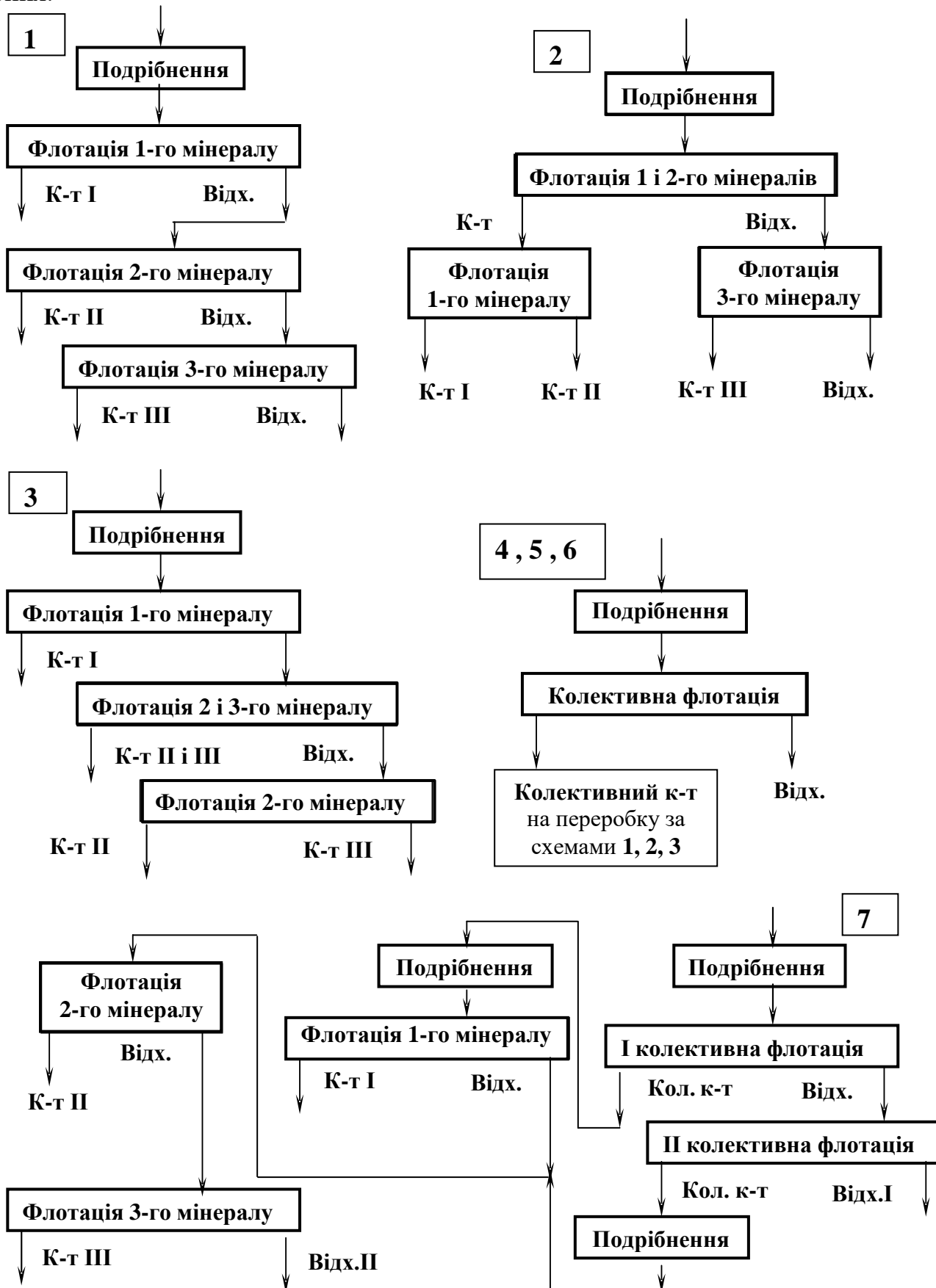
- із прямою селективною флотацією (схема **1**),
- із частковою колективною флотацією (схеми **2** і **3**),
- із попередньою колективною флотацією (схеми **4**, **5** і **6**),
- із фракційною колективною флотацією (схема **7**).

Головні відмінності цих схем полягають в числі циклів, через які проходить основний потік пульпи (що містить порожню породу).

У схемі **1** із прямою селективною флотацією відходи виділяють у третьому циклі збагачення, основний потік пульпи проходить три цикли.

У схемах **2** і **3** з частковою колективною флотацією основний потік пульпи проходить через два цикли збагачення.

У схемах 4, 5 і 6 з попередньою колективною флотацією основний потік пульпи проходить тільки один цикл збагачення. Головною метою схем з попередньою колективною флотацією є відділення пустої породи у відходи, по можливості у крупному вигляді, у першому циклі збагачення.



Звичайно поліметалічні руди мають агрегатне вкраплення, що дозволяє проводити колективну флотацію при більш грубому подрібненні руди в порівнянні із селективною флотацією. Після відділення в циклі колективної флотації основної маси порожньої породи одержують колективний концентрат, що являє собою багату поліметалічну руду, яку далі збагачують за схемами **1, 2** або **3**.

У порівнянні зі схемами з прямою селективною і частковою колективною флотацією схеми з попередньою колективною флотацією мають ряд переваг:

- руда подрібнюється до крупності 45 - 55 % класу – 0,074 мм, а тонкому подрібненню до 60 - 80 % цього класу підлягає лише колективний концентрат, вихід якого невеликий; цим досягається економія на подрібненні:

- значно знижується витрата активаторів і депресорів;
- скорочується число використовуваних флотомашин.

Одержувана за схемами з попередньою колективною флотацією економія залежить від характеру вкраплення і вмісту корисних компонентів у руді. При крупному вкрапленні необхідний ступінь подрібнення руди при будь-якій схемі буде однаковим, тому що він визначається тільки розміром зерен, які можуть бути вилучені в пінний продукт. Для руд з агрегатним вкрапленням економія на подрібненні може бути дуже значною. При збагаченні багатих руд вихід колективного концентрату, що направляється в тонке подрібнення і селективну флотацію, досить великий. Тому для багатих і крупновкраплених руд схема з попередньою колективною флотацією приносить меншу економію, ніж для бідних руд з агрегатною вкрапленістю.

У порівнянні з повною колективною флотацією схеми з частковою колективною флотацією мають значно менші переваги, тому що:

- при застосуванні схем з частковою колективною флотацією тонкому подрібненню підлягає вся маса руди для руйнування зростків корисних мінералів з породними;
- основний потік пульпи проходить через два цикли флотації, у схемах же з повною колективною флотацією – тільки через один.

У схемі **7** фракційна колективна флотація дозволяє поліпшити результати збагачення руд, у яких флотаційна активність окремих різновидів одного й того ж мінералу різна. При одержанні з таких руд колективного концентрату для вилучення важкофлотованих різновидів у колективній флотації довелося б застосовувати активатор і витратити значну кількість колектора, що викликало б утруднення при наступній селектив-

вній флотації колективного концентрату. При використанні схем із фракційною колективною флотацією ці труднощі усуваються.

Вибір принципової схеми флотації поліметалічних руд

Залежно від мінералогічного складу і вмісту металів поліметалічні руди підрозділяються на чотири групи.

До *першої групи* відносять суцільні сульфідні руди з високим вмістом кольорових металів від 6 до 15 %. При цьому кольорові метали представлені в основному сульфідами.

Для збагачення руд цієї групи звичайно застосовується пряма селективна флотація. Найбільш раціональна ця схема в тому випадку, якщо відходи флотації багаті на сірку і можуть бути використані як сировина для виробництва сірчаної кислоти. При малому вмісті сірки у відходах флотації перевагу варто віддати схемі з попередньою колективною флотацією.

Другу групу представляють суцільні сульфідні руди з низьким вмістом кольорових металів (2 - 4 %) і високим вмістом сірки.

Для збагачення руд цієї групи найбільш оптимальною є схема з попередньою колективною флотацією сульфідів кольорових металів і одержанням багатих піритних відходів. При зниженому вмісті сірки в руді може бути рекомендована схема з попередньою колективною флотацією всіх сульфідів.

Третя група поєднує вкраплені поліметалічні руди з високим вмістом кольорових металів від 8 до 15 %.

При крупному вкрапленні корисних мінералів руди збагачують за схемою з прямою селективною флотацією. Для руд з агрегатним вкрапленням більш економічна схема з попередньою колективною флотацією.

Четверта група представлена вкрапленими рудами з низьким вмістом кольорових металів (2 - 4 %) і високим вмістом піриту, що досягає 30 - 40 %.

Для збагачення руд цієї групи найбільш економічні схеми з попередньою колективною флотацією.

Побудова схеми флотації в стадіях і циклах збагачення

Після вибору принципової схеми флотації намічають повну схему, і при цьому виникає необхідність у вирішенні двох питань: про число і послідовність операцій у кожному циклі збагачення і про вибір точок повернення промпродуктів у цикл.

Число і послідовність операцій в окремих циклах збагачення залежать головним чином від трьох умов – вмісту корисного мінералу в руді, вимог до якості концентрату, флотаційних властивостей корисного і породного мінералів.

Найпростіший цикл збагачення складається з однієї операції з одержанням одного кінцевого продукту. Така схема, наприклад, може застосовуватися при одержанні в першій стадії збагачення частини готового концентрату і багатих відходів, що направляються в другу стадію збагачення. При необхідності одержання двох кінцевих продуктів – кондиційного концентрату і відвальних відходів застосовують більш складні схеми флотації. Розвиток схеми може відбуватися як у напрямку збільшення числа контрольних операцій відходів, так і в напрямку збільшення числа перечищень концентрату або ж в обох напрямках одночасно. Залежно від вимог до якості концентрату і властивостей руди зустрічаються три типових випадки напрямку розвитку схеми збагачення:

- *вміст корисного мінералу в руді – високий, кондиції на концентрат – знижені, порожня порода не флотоактивна.* У цьому випадку може застосовуватися схема флотації без перечищень концентрату, але з контрольною флотацією відходів для підвищення вилучення корисного мінералу (рис. 6.7). Така схема зустрічається на деяких фабриках, що переробляють багаті руди кольорових металів, та вуглезбагачувальних;

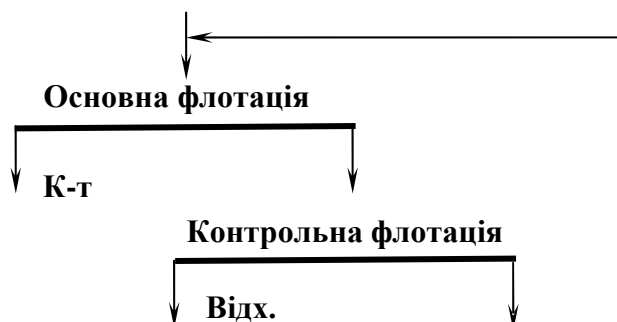


Рис. 6.7 – Схема флотації, яка складається з основної і контрольної операцій.

- *флотованість корисного мінералу – знижена, кондиції на концентрат – низькі.* Для руд цього типу сфлотовані мінерали бажано швидко виводити з процесу, не піддаючи перечищенням. Схема набуває розвитку у напрямку збільшення числа контрольних флотацій (рис. 6.8 а). Така схема застосовується на деяких фабриках, що збагачують мідні і мідно-цинкові руди, тому що мідні сульфідні (ковелін, халькопірит) дуже ошламлюються і окиснюються, тому їх варто швидко виводити з процесу;

- *вміст корисного мінералу в руді – низький, кондиції на концентрат – високі, флотованість корисного мінералу – добра.* У цьому випадку схема одержує розвиток у напрямку збільшення числа перечищень концентрату (рис. 6.8 б).

Схема з одним переочищенням концентрату застосовується в тих випадках, коли не потрібно високого ступеня концентрації корисного компонента. Така схема часто зустрічається в циклах колективної флотації поліметалічних руд, а також в основному циклі флотації мідних руд.

Схеми з двома або трьома переочищеннями концентрату застосовуються при необхідності одержання вищого ступеня концентрації корисного мінералу або при підвищеній флотоактивності порожньої породи. При збагаченні поліметалічних руд такі схеми часто зустрічаються в циклах свинцевої і цинкової флотації.

Схеми з багаторазовими переочищеннями використовують у практиці збагачення молібденових і графітових руд.

Вибір точок повернення промпродукту залежить від необхідної якості концентрату, флотаційних властивостей мінералу, наявності в промпродукті зростків, його виходу і розрідженості.

Схеми флотації, наведені на рис. 6.9, відрізняються лише точками повернення промпродукту.

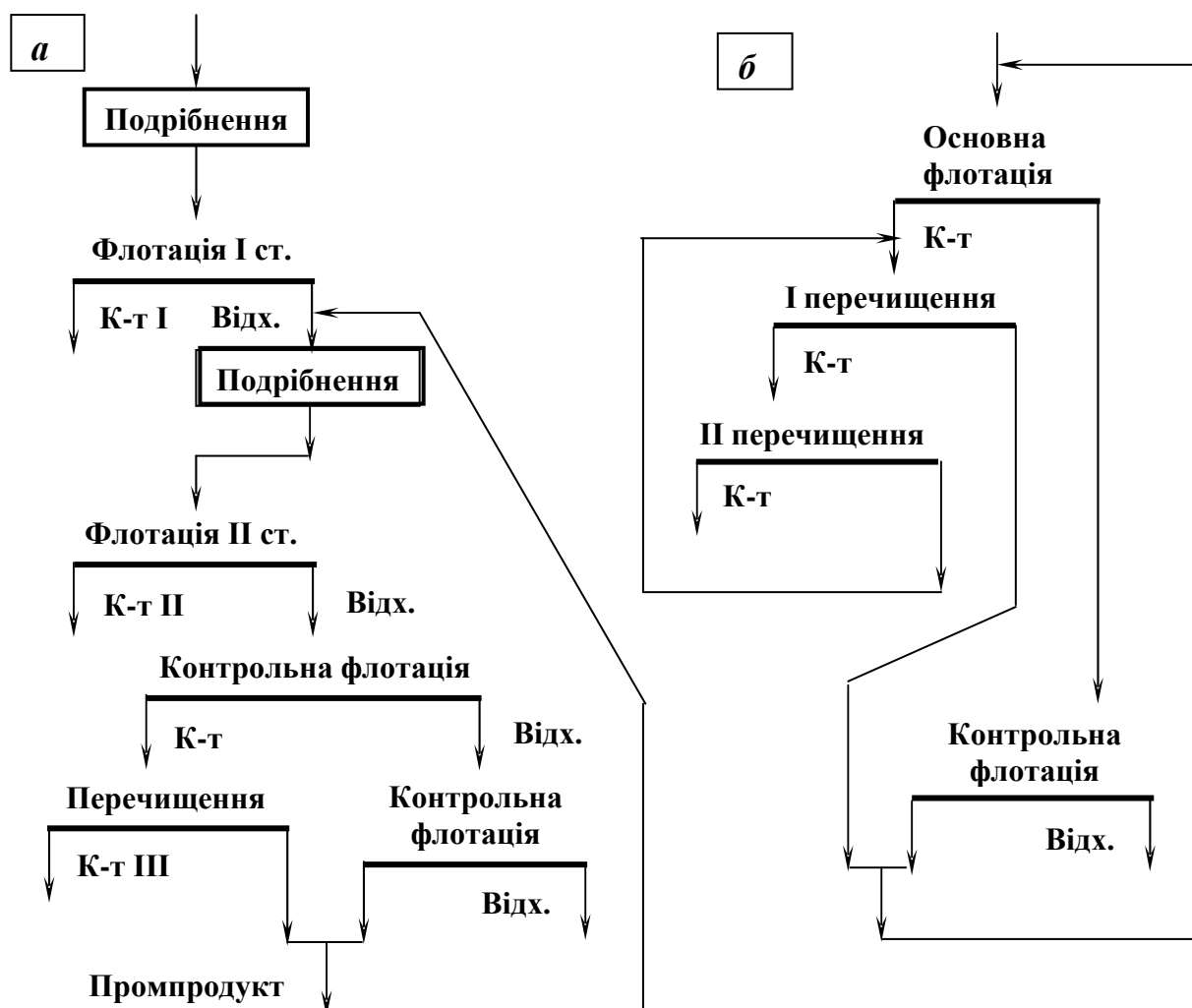
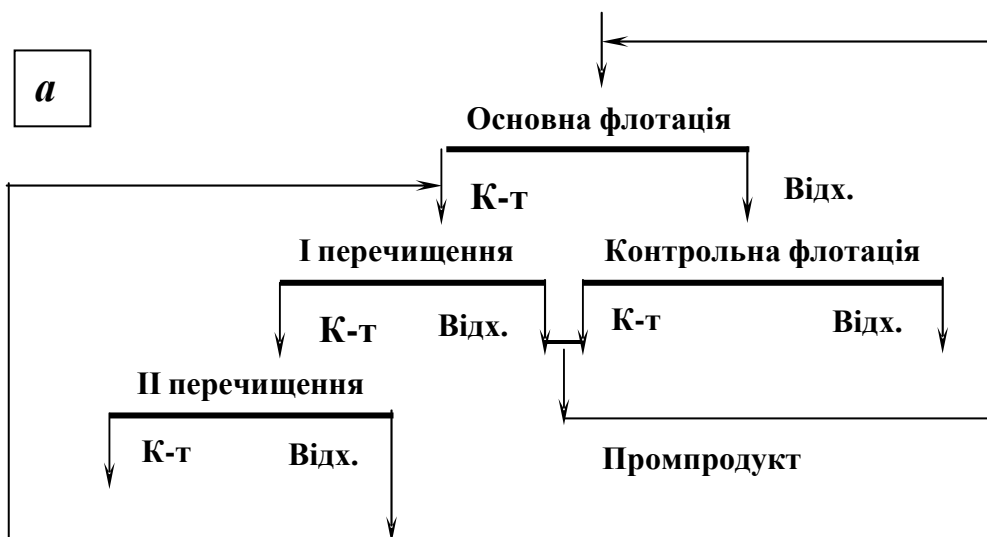


Рис. 6.8 – Схеми флотації, які розвиваються:

За схемою *a* (рис. 6.9) промпродукт із наступної операції повертається в попередню, а за схемою *б* промпродукти поєднуються і направляються в основну флотацію. Схема *a* в порівнянні зі схемою *б* дозволить одержати концентрат гіршої якості, але при вищому вилученні корисного мінералу. Отже, чим більше число перечищень, тим якість концентрату вища, а вилучення нижче. З іншого боку, чим менше число операцій відокремлює точку повернення промпродукту від точки одержання кінцевого концентрату, тим вище вилучення, але нижча якість концентрату.

При високих кондиціях на концентрат і добрій флотованості корисного мінералу, а також при необхідності підвищити якість концентрату за рахунок деякого зниження вилучення промпродукти декількох операцій перечищення концентрату можуть бути об'єднані і спрямовані в основну флотацію. Такі фрагменти схем зустрічаються при флотації молібденових, графітових і сірчаних руд.



При знижених кондиціях на концентрат, недостатньо високій фло-тоактивності корисних мінералів, а також при необхідності підвищити вилучення за рахунок деякого зниження якості концентрату застосовують схему з поверненням промпродуктів з кожної наступної операції в попередню. На практиці такі схеми зустрічаються найчастіше, тому що вони забезпечують не тільки вище вилучення корисного мінералу, але й полегшують компонування флотомашин.

Вибір точок повернення промпродукту рекомендується здійснювати таким чином, щоб вмісти корисного мінералу в продуктах, що змішуються, були близькі. Однак при цьому варто враховувати розрідженість промпродукту, вміст у ньому реагентів, наявність зростків, важкофлотованих і окиснених зерен. Повернення промпродукту в операцію основної флотації без врахування цих факторів може привести до порушення технологічного процесу і зниження вилучення корисного мінералу. У цьому випадку промпродукт флотують в окремому циклі. Якщо промпродукт містить багато зростків, його подрібнюють, якщо він обводнений, згущають.

6.3 Схеми збагачення руд чорних металів

Класифікація руд чорних металів

Руди чорних металів класифікують залежно від їхніх властивостей, що впливають на вибір схеми збагачення. До основних властивостей, що визначають вибір схеми і процесів збагачення руд чорних металів, належать:

- ступінь зруйнованості руд природними процесами,
- магнітні властивості корисних мінералів,

- вміст і склад глини (для руд зі зруйнованою породою),
- характеристика вкраплення корисних і породних мінералів та мінералів-носіїв шкідливих домішок.

Ступінь зруйнованості руди впливає на вибір схеми дроблення і визначає можливість збагачення руди промиванням. Магнітні властивості корисних мінералів визначають можливість використання магнітного методу збагачення. Інші фактори враховують при виборі повної схеми збагачення.

Залежно від ступеня зруйнованості руди чорних металів розділяють на чотири класи:

А – руди зі зруйнованою порожньою породою і більш міцними і крупними зернами корисного мінералу;

Б – руди зі зруйнованою порожньою породою і корисними мінералами, представленими дрібними і тонкими зернами або неміцними охрами;

В – руди з частково зруйнованою порожньою породою;

Г – руди з міцною незруйнованою породою.

За магнітними властивостями корисних мінералів кожен клас руди підрозділяється на три групи:

1 – корисні мінерали слабомагнітні;

2 – корисні мінерали, представлені сумішшю сильно- і слабомагнітних різновидів;

3 – корисні мінерали сильномагнітні.

У природі не зустрічаються руди з цілком або частково зруйнованою порожньою породою і сильномагнітними корисними мінералами (А-3, Б-3 і В-3) внаслідок окиснювання магнетиту до стану бурого залізняку в кінцевому підсумку. З цієї ж причини не існує група Б-2, тому що вохристі сполуки практично не містять магнетиту. У підсумку є вісім груп руд чорних металів: А-1, А-2, Б-1, В-1, В-2, Г-1, Г-2, Г-3.

Наведена класифікація дозволяє вибрати процес і принципову схему збагачення. Розробка повної схеми збагачення здійснюється з урахуванням додаткових ознак: для руд класів А і Б – це промивність, яка обумовлена властивостями глини, а для руд класів В і Г – характеристика вкраплення мінералів, що входять до складу руди.

Схеми збагачення руд класу А (групи А-1 і А-2)

До класу А відносять так звані *промивні* залізні і марганцеві руди. Пуста порода в цих рудах міститься, в основному, у вигляді глини і піску. Зростків корисних мінералів з порожньою породою практично немає. Руди цілком окиснені, тому в залізних рудах корисні мінерали представлені водними оксидами заліза – бурими залізняками і продуктами окиснення магнетиту – мартитом і напівмартитом. Вміст сірки в цих рудах дуже малий.

Окисні марганцеві руди являють собою механічну суміш марганцевих конкрецій і рудного дріб'язку, зцементованих піщано-глинистим матеріалом.

Основний метод збагачення руд класу А – промивання з наступним грохоченням митої руди і класифікацією дрібного матеріалу. Характерною рисою руд класу А є наявність у них значної кількості матеріалу крупністю $-0,15$ мм із низьким вмістом корисних мінералів. За рахунок відділення цього класу при промиванні і відбувається збагачення руди. При необхідності крупні класи митої руди ($+3$ мм) додатково збагачують відсадкою, а дрібнозернистий знешамлений продукт – відсадкою або магнітною сепарацією (рис.6.10).

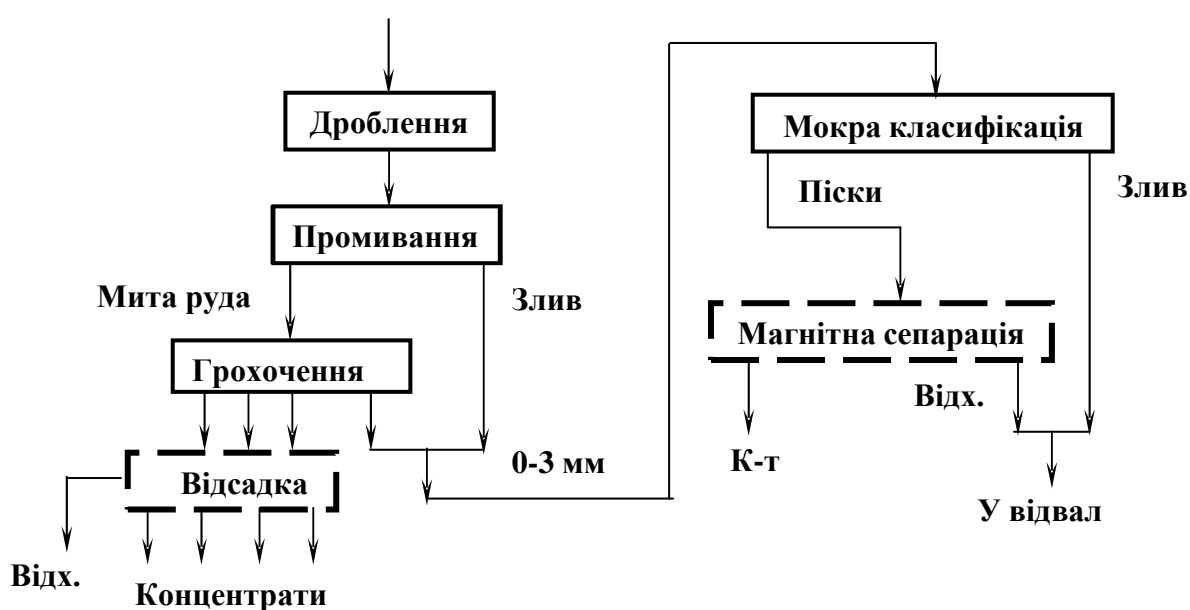


Рис. 6.10 – Принципова схема збагачення руд чорних металів класу А. Для руд групи А-1 застосовують магнітні сепаратори з високою напруженістю магнітного поля, а для групи А-2 – із середньою напруженістю магнітного поля.

Окремі різновиди руд залежно від вмісту і властивостей глини можуть бути легко- і важкопромивані. Важкопромивані руди промивають за два прийоми, перед промиванням їх розділяють на класи, які промивають роздільно.

Схеми збагачення руд класу Б (група Б-1)

Клас Б представлений залізними рудами. У рудах цього класу порожня порода і корисні мінерали мають малу твердість, у них міститься багато вохристих сполук і шламів. Корисні мінерали представлені слабомагнітними різновидами – бурим залізнякам і сидеритом, порода – хлоритом.

Промивання і гравітаційні процеси при збагаченні цих руд не дають задовільних результатів унаслідок сильної шламованості руд і невеликої відмінності в густині мінералів. Випалювально-магнітне збагачення, що включає відновне випалювання руди і магнітну сепарацію в слабкому полі, дозволяє одержати концентрат зі вмістом заліза 60 - 61 % при вилученні 90 %, однак цей процес характеризується високими капітальними і експлуатаційними витратами.

Більш економічні комбіновані схеми збагачення – гравітаційно-випалювально-магнітна, гравітаційно-магнітна, гравітаційно-флотаційна, що забезпечують одержання концентратів зі вмістом заліза 54-56 % при вилученні 90 %. З названих схем найбільш раціональна гравітаційно-магнітна, яка не потребує ні дорогого випалення, ні дорогих флотаційних реагентів. За цією схемою руду дроблять і подрібнюють до 1-3 мм, знешламлюють; зернисту частину збагачують гравітаційними процесами, відходи гравітації згущують і збагачують магнітною сепарацією в сильному магнітному полі. Гравітаційне збагачення можна здійснювати або відсадкою, або сепарацією у гвинтових і конусних сепараторах (рис. 6.11).

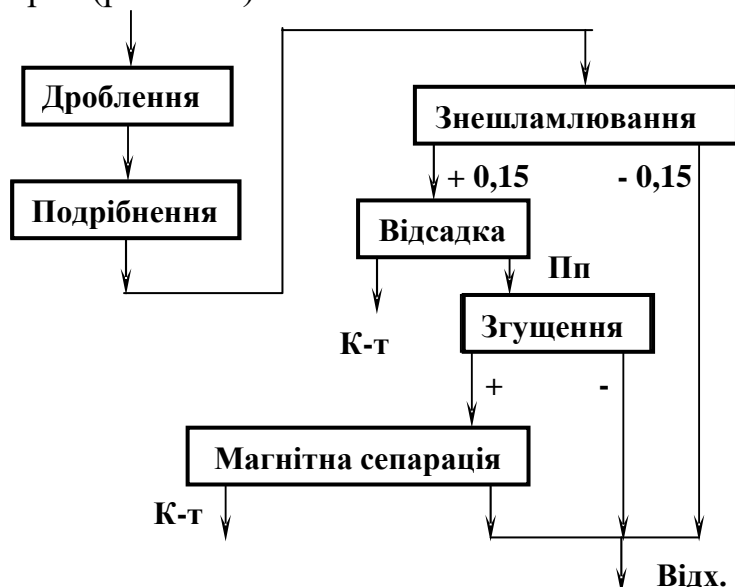


Рис. 6.11 – Принципова схема збагачення руд чорних металів групи В-1.

Схеми збагачення руд класу В (групи В-1 і В-2)

До класу В відносять залізні і марганцеві руди. Порожня порода в рудах цього класу представлена сумішшю дрібного (глина, пісок) і більш крупного матеріалу (гравій, щебінь, великі незруйновані шматки). Частина корисних мінералів знаходиться у вільному вигляді, частина в зростках з порожньою породою. Вміст сірки – малий.

До групи В-1 відносять марганцеві руди. Порожня порода представлена піщано-глинистою масою різної твердості, що складається з кварцу, польових шпатів і продуктів їхнього руйнування. Рудні мінерали

– псиломелан, манганіт і піролюзит знаходяться у вигляді оолітів, зцементованих частково зруйнованою порожньою породою.

Представниками групи В-2 є частково зруйновані залізні руди. Корисні мінерали в них – магнетит, мартит, напівмартит, гематит, бурі залізняки. Порожня порода частково зруйнована.

Збагачення руд класу В здійснюють із застосуванням промивання, відсадки і магнітної сепарації (рис. 6.12).

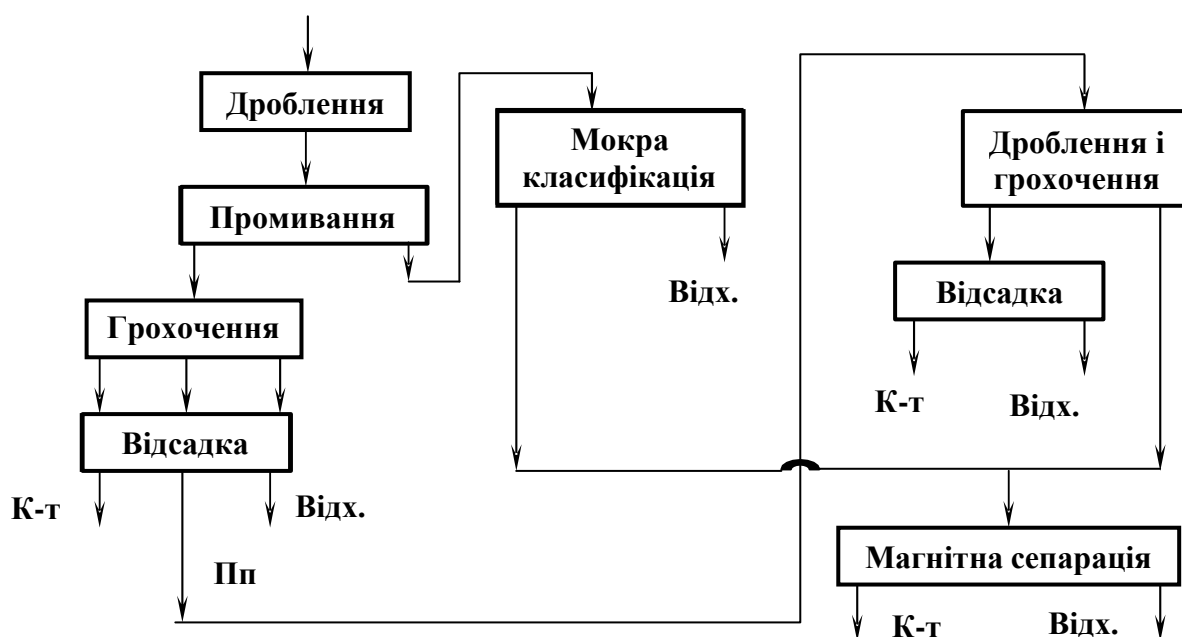


Рис. 6.12 – Принципова схема збагачення руд чорних металів класу В.

Схеми збагачення руд класу Г

До класу Г відносять залізні, марганцеві і хромові руди. Корисні мінерали характеризуються дрібним і тонким вкрапленням. Пуста порода представлена мінералами високої твердості – кварцом, польовими шпатами, амфіболами та ін.

До залізних руд групи Г-1 відносять гематитові і мартитові. Для їхнього збагачення можна застосувати процеси збагачення: гравітаційний, випалювально-магнітний, флотаційний, комбінований, що включає гравітаційне збагачення крупного матеріалу і флотацію тонкого. Вибір процесу залежить від крупності вкраплення корисних мінералів і вмісту в руді мінералів, що утрудняють процес флотації.

Крупновкраплені залізні руди збагачують гравітаційними процесами.

Якщо в тонковкраплених рудах вміст вохристих сполук і силікатів заліза, які погіршують результати флотації, малий (до 5 %), то раціонально застосувати флотаційну схему збагачення. При підвищеному їх-

ньому вмісті результати флотації погіршуються настільки, що більш економічним стає застосування випалювально-магнітного методу.

При використанні поліградієнтних сепараторів для тонковкраплених руд може бути застосована схема магнітного збагачення (без попереднього випалювання). Для дрібновкраплених руд може бути рекомендована гравітаційно-магнітна схема з застосуванням гвинтових або конусних сепараторів для зернистих продуктів і поліградієнтних сепараторів для тонкоподрібнених продуктів. Застосування в схемі зворотної аніонної флотації дозволяє вилучати породу з магнітного концентрату і підвищувати його якість.

Гравітаційно-флотаційна схема збагачення руди при дрібному і тонкому вкрапленні дозволяє одержати концентрати гіршої якості в порівнянні з флотаційною і випалювально-магнітною схемами. Однак при крупному вкрапленні залізних мінералів гравітаційно-флотаційна схема може виявитися ефективною.

Марганцеві руди групи Г-1 характеризуються середнім вкрапленням оксидів марганцю. Типова схема збагачення марганцевих руд включає три стадії збагачення при максимальній крупності зерен 12; 2 і 0,5 мм у першій, другій і третій стадіях. Більш крупні класи збагачують відсадкою, а дрібні – концентрацією на столах або магнітною сепарацією.

Схеми збагачення дрібновкраплених *хромових руд групи Г-1* включають дроблення і подрібнення руди до 0,3- 0,5 мм, гідравлічну класифікацію і збагачення крупних класів відсадкою, дрібних – концентрацією на столах. Хромітові руди можна також збагачувати магнітною сепарацією в сепараторах з високою напруженістю магнітного поля.

До *групи Г-2* відносять магнетито-мартитові і магнетитогематитові залізні руди з щільною незруйнованою породою, яка представлена кварцом. Вміст заліза в рудах складає 30 - 40 %. Для більшості руд характерне дрібне і тонке вкраплення корисних мінералів. Корисні мінерали представлені сумішшю сильно- і слабомагнітних різновидів.

Збагачення руд цієї групи може здійснюватися за магніто-гравітаційною, магніто-флотаційною, випалювально-магнітною, флотаційною, гравітаційно-флотаційною і магнітною (без попереднього випалювання) схемам.

До *групи Г-3* відносять первинні залізні руди з незруйнованою пустою породою, у яких корисні мінерали представлені переважно сильномагнітними різновидами – магнетитом і рідше титаномagnetитом. Ці руди, оскільки основна кількість заліза знаходиться у формі магнетиту, одержали назву магнетитових. Найбільш економічний процес збагачення для магнетитових руд – магнітна сепарація. Вкраплення корисних мінералів і особливо мінералів-носіїв шкідливих домішок у більшості руд дрібне і тонке, тому для одержання кондиційних концентратів потрібно тонке подрібнення.

Вибір принципової схеми збагачення магнетитових руд визначається характеристиками вкраплення корисних мінералів, порожньої породи і мінералів-носіїв шкідливих домішок, при цьому можуть мати місце такі типові варіанти:

- *вкраплення порожньої породи нерівномірне*. Вкраплення магнетиту дрібне і тонке, зерна магнетиту знаходяться в зростках з мінералами порожньої породи і мінералами-носіями шкідливих домішок, таке вкраплення – агрегатне. Для одержання кондиційних за вмістом заліза концентратів потрібно більш тонке подрібнення, ніж для відділення основної маси відвальних відходів. Тому раціональним є використання стадійних схем збагачення з одержанням у перших стадіях відвальних відходів і некондиційних концентратів, в останній стадії – відходів і кондиційного концентрату (рис. 6.13 а). На збагачувальних фабриках, що переробляють тонковкраплені магнетитові руди, ця схема є основною.

У випадку засмічення руди крупною порожньою породою в процесі гірничих робіт перша стадія збагачення реалізується сухою магнітною сепарацією при крупності вихідного матеріалу 25 - 30 мм. Ця операція дозволяє виділити до 15 % відходів.

Мокра магнітна сепарація включає звичайно дві-три стадії. Перша стадія магнітної сепарації проводиться при крупності подрібненого матеріалу 20 - 30 % класу $-0,074$ мм, друга стадія – при крупності 50 - 60 % класу $-0,074$ мм і третя стадія – при крупності 80 - 95 % цього класу;

- *вкрапленість магнетиту і порожньої породи відносно крупна і нерівномірна*. Зерна магнетиту вільні від включень мінералів-носіїв шкідливих домішок або містять ці включення в допустимих межах.

У першій стадії збагачення після порівняно крупного дроблення або подрібнення може бути отримана частина кондиційного концентрату, частина відвальних відходів і промпродукт, що направляється в другу стадію збагачення (рис. 6.13 б). Така схема може виявитися економічно вигідною при знижених вимогах до якості концентрату, а також при переробці руд з відносно крупним вкрапленням магнетиту, що дозволяє використовувати в першій стадії збагачення суху магнітну сепарацію. Перевага цієї схеми полягає в скороченні кількості матеріалу, що надходить на подрібнення і другу стадію магнітної сепарації, за рахунок виділення в першій стадії частини кінцевих продуктів. Однак одержання багатих концентратів за цією схемою утруднене в зв'язку з труднощами розділення чистих магнетитових зерен і зростків у першій стадії збагачення. Вміст заліза в концентраті, як правило, не перевищує 60 %. Тому на великих збагачувальних фабриках, що переробляють тонковкраплені залізні руди і де до якості концентрату висуваються підвищені вимоги, ця схема не застосовується.

При нерівномірному і крупному вкрапленні магнетиту і порожньої породи, представленої більш крупними, ніж магнетит, виділеннями, може виявитися економічно вигідною (при знижених вимогах до якості концентрату) схема, показана на рис 6.13 в. Однак ця схема має той же недолік, що і попередня, – неможливо одержати високоякісний концентрат у другій стадії збагачення.

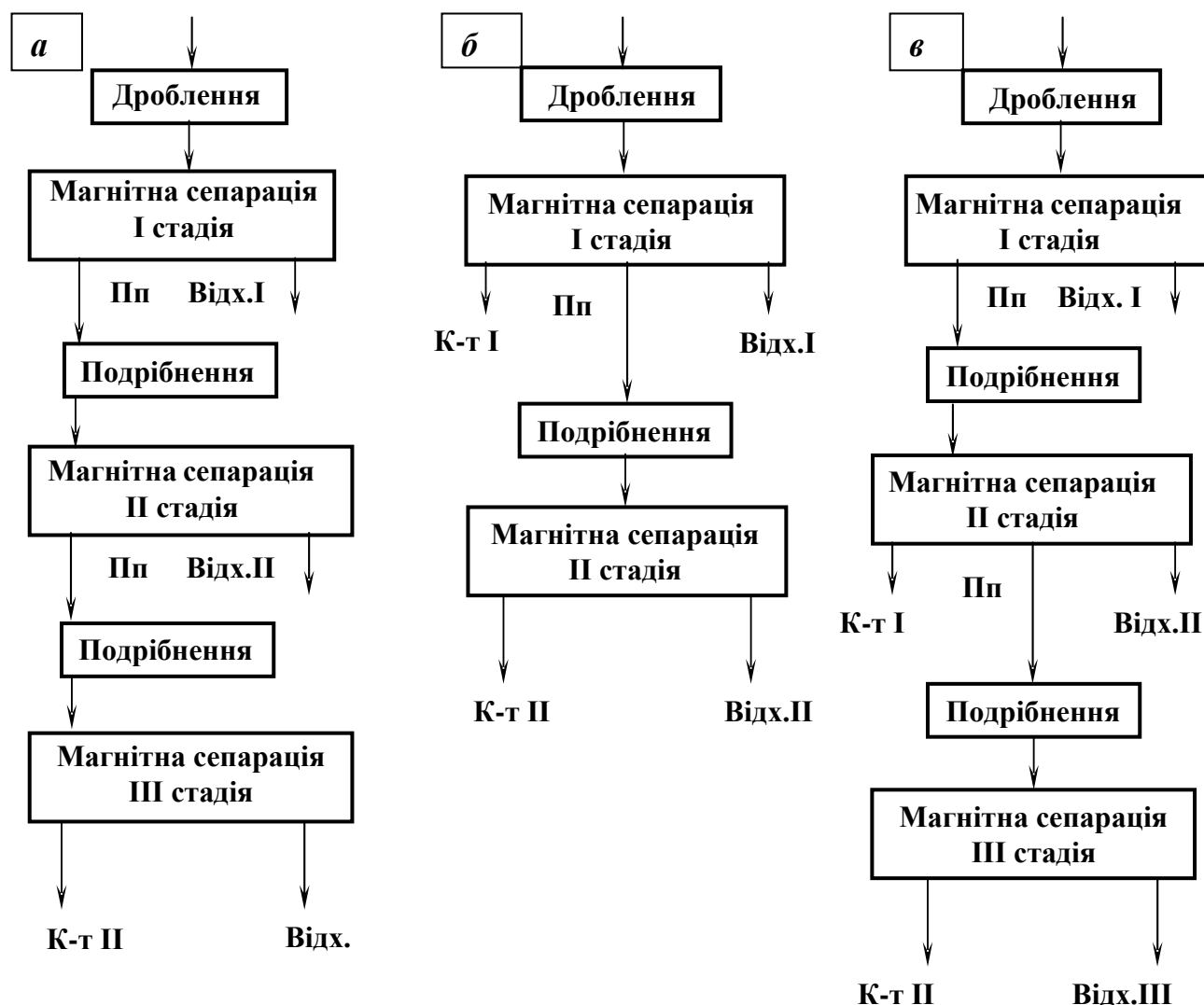


Рис. 6.13 – Принципові схеми збагачення магнетитових руд групи Г-3.

Побудова схеми магнітного збагачення

Залежно від крупності матеріалу, що переробляється в окремих стадіях схеми, може використовуватися мокра магнітна сепарація (для матеріалу дрібніше 6 мм) і суха магнітна сепарація (для матеріалу крупніше 6 мм). Суха магнітна сепарація може застосовуватися з попереднім грохоченням на два-три класи (рис. 6.14) або без нього. При включенні в схему попереднього грохочення технологічні показники магнітної сепарації підвищуються. Крім того, якщо відходи використовуються, напри-

клад, як будівельний щебінь, то попереднє грохочення дозволяє одержати класифікований за крупністю матеріал.

У стадіях збагачення, де виділяють відвальні відходи і некондиційний концентрат, варто застосовувати схему (рис. 6.15), що включає контрольну сепарацію відходів.

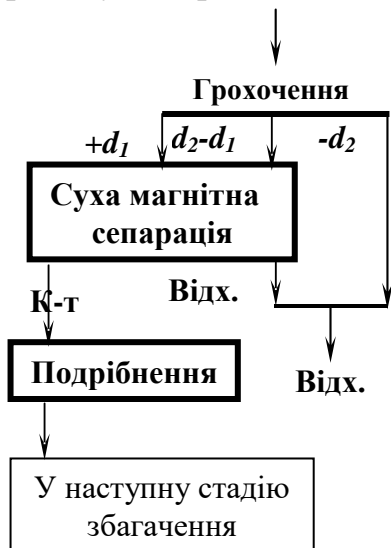


Рис. 6.14 – Схема збагачення с попереднім грохоченням.

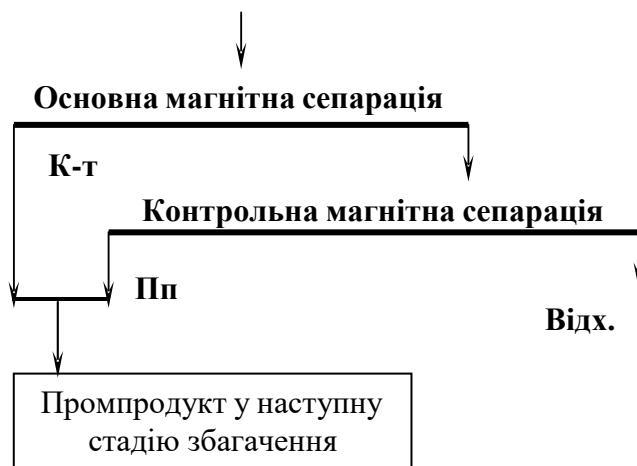


Рис. 6.15 – Схема магнітної сепарації, яка складається з основної і контрольної операцій.

У стадіях, де виділяються два кінцевих продукти – кондиційний концентрат і відвальні відходи, варто застосовувати схему, що включає основну сепарацію, контрольну сепарацію відходів і одну-три операції перечищення концентрату (рис. 6.16).

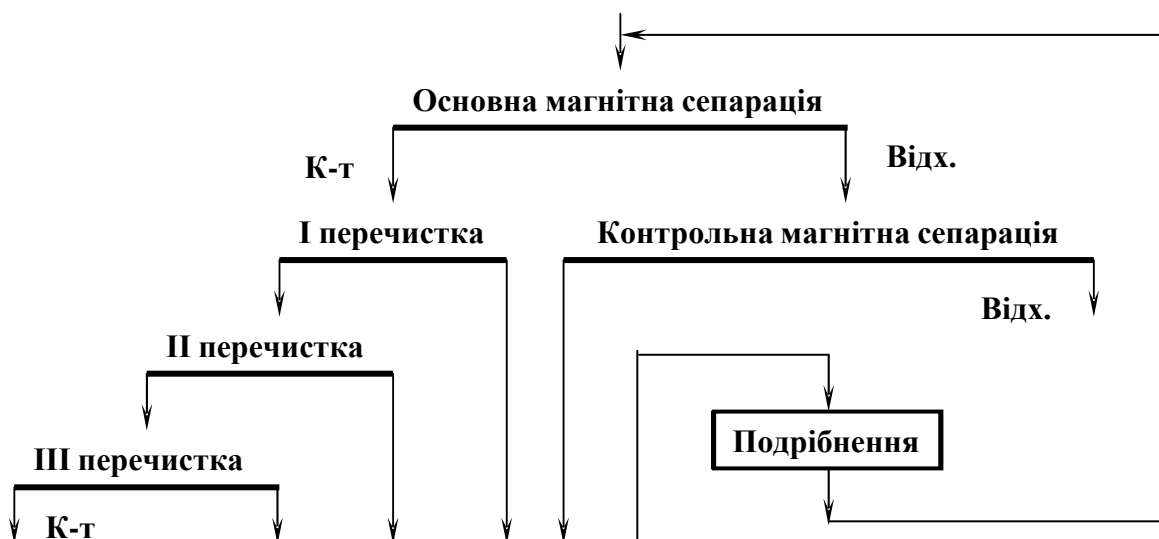


Рис. 6.16 – Схема магнітної сепарації з контрольною і перечисними операціями.

Необхідне число переочищень концентрату, як і крупність подрібнення перед окремими стадіями збагачення, визначається дослідженнями. При виборі кінцевої крупності подрібнення руди враховують вимоги до концентратів і їхнє використання. Концентрати, що надходять на агломерацію, не повинні бути тонше ніж 90 - 95 % класу $-0,074$ мм. Крупність концентратів для грудкування повинна бути не менше 85 % класу $-0,044$ мм.

Схеми одержання надбагатих концентратів

Для процесів прямого відновлення заліза, порошкової металургії, сталеплавильного виробництва необхідні концентрати з високим вмістом заліза і малим вмістом шкідливих домішок. Одержання надбагатих концентратів досягається тонким подрібненням чорнових концентратів до 95-100 % класу $-0,05$ мм і наступним застосуванням схем зі збільшеним числом стадій збагачення та числом переочищень концентрату магнітною сепарацією. Крім того, надбагаті концентрати можуть бути отримані триразовою класифікацією багатих концентратів у магнітних конусах з метою видалення в злив шламів порожньої породи і бідних зростків або додатковим флотаційним збагаченням багатих магнітних концентратів.

Схеми збагачення комплексних магнетитових руд

У комплексних магнетитових рудах, крім заліза, містяться й інші цінні компоненти: кобальтовмісний пірит, ільменіт, апатит, сульфіді міді, свинцю і цинку. Такі руди збагачуються за комбінованими схемами, що включають магнітну сепарацію і флотацію відходів магнітної сепарації, для вилучення додаткових цінних компонентів. При наявності в комплексних рудах цирконію він вилучається з відходів магнітної сепарації гравітаційними процесами.

6.4 Схеми збагачення руд розсипних родовищ

Найважливіше промислове значення мають чотири групи розсипних родовищ:

- руди, що містять благородні метали (густина корисних мінералів $-15-19$ т/м³);
- руди, що містять каситерит, вольфраміт, танталіт, ніобіт (густина корисних

мінералів 6 - 8 т/м³);

- руди, що містять титанові, цирконієві, торієворідкісноземельні мінерали (густина корисних мінералів 4,2 - 5,2 т/м³);

- алмазовмісні руди (густина алмазів 3,5-3,53 т/м³).

У розсипних рудах корисні мінерали знаходяться у вільному стані, тому в схемах збагачення операції дроблення і подрібнення відсутні. Іншою особливістю розсипних руд є концентрація корисних мінералів у дрібних класах – ефелях (0,2 - 25 мм), у гальці (25 - 100 мм) зустрічаються самородки, у крупних класах – валунах (+100 мм) і тонких – мулах (-0,2 мм) корисні мінерали, як правило, відсутні. Тому підготовка руд до збагачення полягає в їхній дезинтеграції і наступному грохоченні з метою відділення ефелів (і гальки при наявності в руді самородків). Операція грохочення в даному випадку є одночасно й операцією збагачення, тому що дозволяє виділити і направити у відвал класи, що не містять корисний мінерал.

Мокра дезинтеграція руди залежно від промивності здійснюється на барабанних і плоских грохотах, у скруберах, шлюзах і коритних мийках. Операції дезинтеграції і грохочення часто здійснюють в одному апараті.

Схема збагачення розсипних руд складається з двох циклів – основного і доводочного. У першому циклі видаляють у відходи основну масу породи і одержують грубий концентрат при максимальному вилученні в нього корисних компонентів. Збагачення розсипних руд в основному циклі здійснюється гравітаційними процесами – на шлюзах, відсадкою, на гвинтових, струминних і конусних сепараторах. При збагаченні алмазовмісних руд застосовується сепарація у важких суспензіях. Для перечищення дрібних концентратів часто використовуються концентраційні столи. У доводочному циклі застосовуються складні схеми збагачення з використанням різних процесів, що дозволяють найповніше вилучити всі цінні компоненти в товарні продукти.

Вибір процесу збагачення залежить від крупності, густини і форми зерен мінералів, що вилучаються.

Золотовмісні розсипи. При обробці легкопромивних розсипів з крупним золотом (+0,2 мм), які не містять значної кількості валунного матеріалу, схема збагачення на шлюзах невеликих розмірів може дати високе вилучення (рис. 6.17 а). Ця ж схема може бути використана при гідравлічному способі розробки розсипів. У цьому випадку застосовують шлюзи великого перетину і значної довжини при витратах води до 15 м³/т. Високі швидкості потоку, що досягаються при таких витратах води, забезпечують достатню дезинтеграцію збагачуваного матеріалу, транспортування по шлюзу валунів крупністю до 300 мм при досить повному вилученні золота.

При невеликому вмісті в розсіпі дрібного золота застосовують схеми, зображені на рис. 6.17 б і в. За схемою в введення операції грохочення відходів першого шлюзу приводить до зниження крупності матеріалу, який надходить у вторинний шлюз, що дозволяє знизити швидкість потоку у вторинному шлюзі і тим самим створити більш сприятливі умови для вловлювання дрібного золота. Повторне збагачення на шлюзах дрібної фракції відходів основного шлюзу часто застосовується і при гідравлічному способі розробки.

При наявності в розсіпах крупного (+0,2 мм) і дрібного (-0,2 мм) золота для обробки ефелів застосовують комбіновані схеми, що включають збагачення на шлюзах і відсадку (рис. 6.18 а і б) або збагачення на шлюзах і контрольне збагачення відходів шлюзу на гвинтових сепараторах (рис. 6.18 в).

Відсаджувальні машини можуть бути встановлені як перед шлюзами (рис. 6.18 а), так і на відходах шлюзів (рис. 6.18, б). Встановлення відсаджувальних машин перед шлюзами дозволяє збільшити робочий час шлюзів між споліскуваннями, але при наявності самородків для їхнього видалення буде потрібна періодична зупинка відсаджувальних машин. Гвинтові сепаратори встановлюють для вловлювання дрібного золота після уловлювання крупного золота на шлюзах (рис. 6.18, в).

Схеми, аналогічні розглянутим (рис. 6.17 і 6.18), застосовують і при збагаченні розсіпів, що містять інші благородні метали.

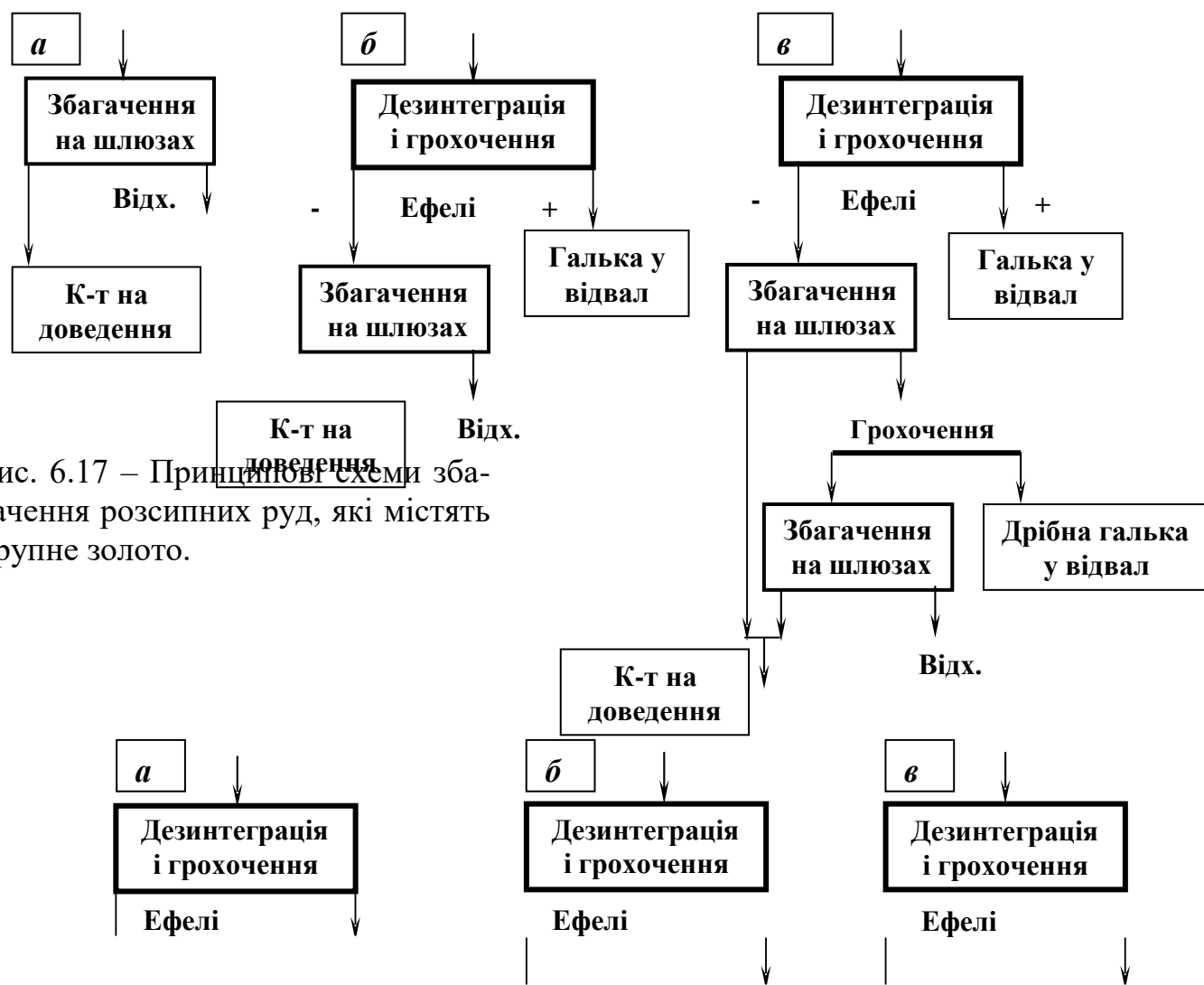


Рис. 6.17 – Принципові схеми збагачення розсіпних руд, які містять крупне золото.

Олововмісні розсипи. Зерна каситериту, що містяться в розсипах, як правило, мають округлу форму. Округла форма зерен сприяє їхньому вилученню відсадкою і утруднює вилучення гвинтовою сепарацією. Плоска форма зерен, навпаки, полегшує вилучення гвинтовою сепарацією і утруднює – відсадкою. Крім того, при вмісті в руді тонких шламів у кількості, що перевищує 15 %, в'язкість пульпи підвищується, що несприятливо позначається на результатах гвинтової сепарації. У цьому разі вихідний матеріал перед збагаченням необхідно знешламлювати.

Схеми збагачення розсипів, що містять корисні мінерали високої густини (понад 6 т/м^3), звичайно включають операції дезинтеграції і класифікації в скруббер-бутарах та операції концентрації на шлюзах, у відсаджувальних машинах або гвинтових сепараторах з одержанням чорнових гравітаційних концентратів (рис. 6.19).

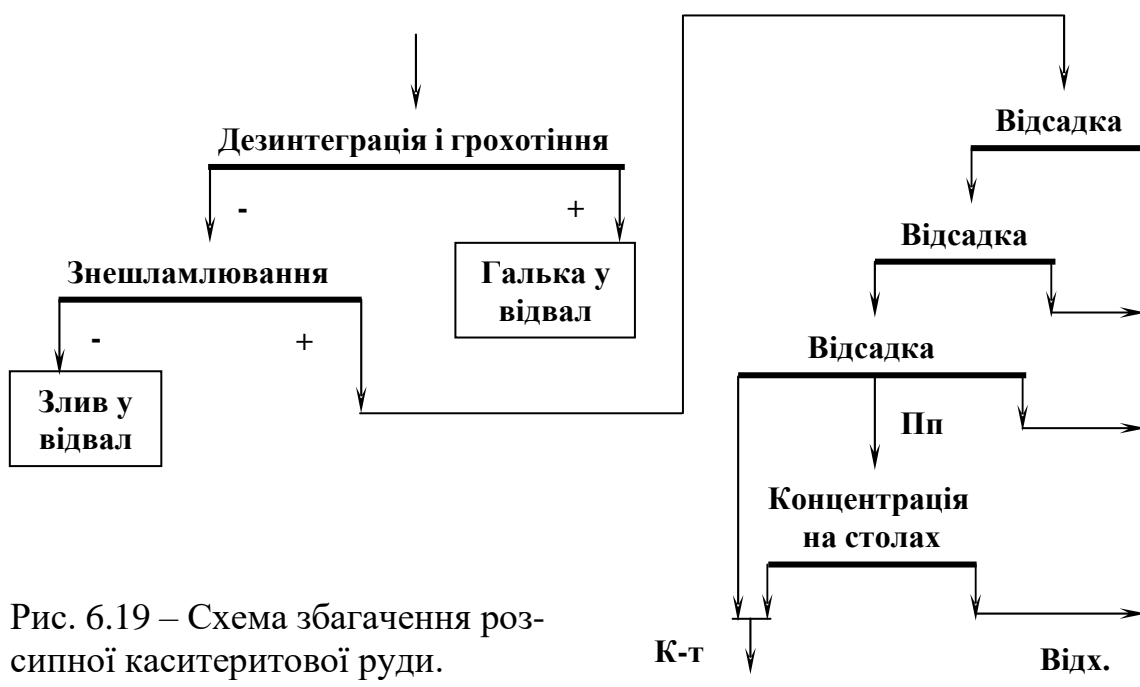


Рис. 6.19 – Схема збагачення розсипної каситеритової руди.

При крупності зерен корисних мінералів понад 4 мм використовуються відсадка, при середній крупності зерен 0,1 - 4 мм застосовують гвинтову сепарацію, для збагачення тонких зерен $-0,1$ мм – струминні і конусні сепаратори. Перезбагачення промпродуктів, особливо дрібних і тонких, виконують на концентраційних столах і автоматичних шлюзах. Схеми дозволяють одержати чорнові концентрати зі вмістом до 20 % корисного мінералу при вилученні до 95 %.

Розсипи, що містять рідкісні метали. Схеми основного циклу збагачення розсипів, що містять рідкісні метали, титанові і цирконієві мінерали, включають операції дезинтеграції, грохочення і збагачення дрібного класу в відсаджувальних машинах, гвинтових, струминних і конусних сепараторах. Для переочищення концентрату часто застосовуються концентраційні столи. Типові схеми основного циклу наведені на рис. 6.20.

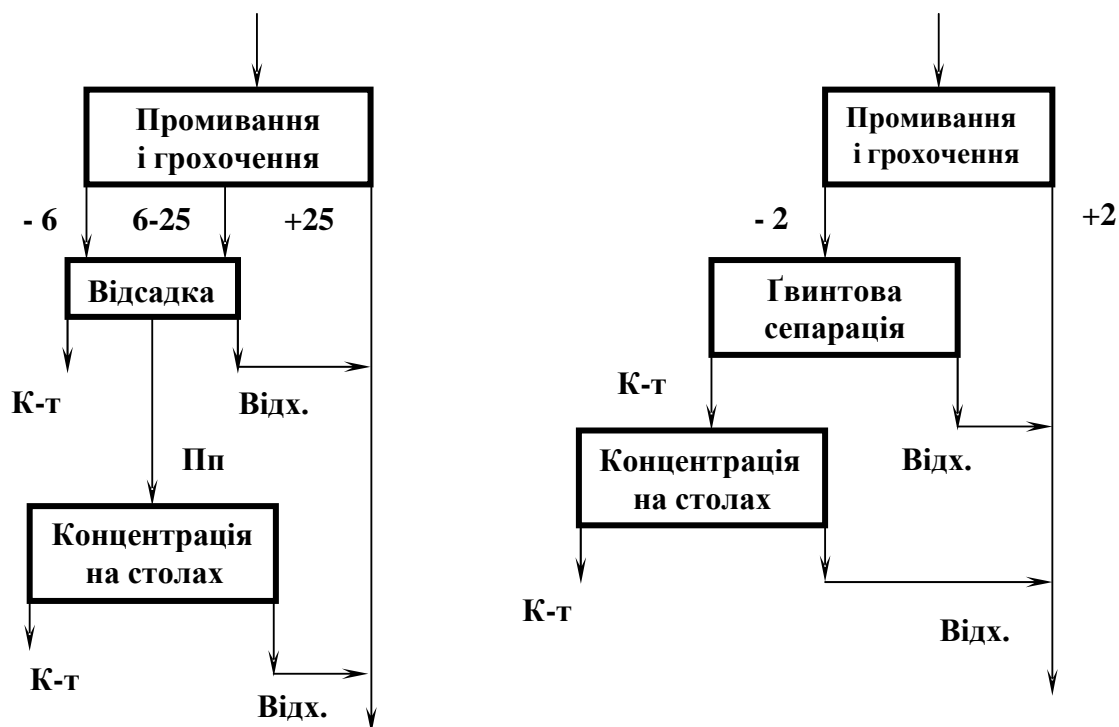


Рис. 6.20 – Принципові схеми збагачення розсипних руд, які містять рідкісні метали, титанові і цирконієві мінерали.

Доведення концентратів основного циклу збагачення розсипних руд першої-третьої груп здійснюється на центральних доводочних фабриках. Схеми доводки чорнових концентратів включають магнітну й електричну сепарацію, концентрацію на столах, флотогравітацію, флоатацію, сушку. Вибір схеми доводки залежить від мінералогічного складу і крупності концентрату.

Алмазовмісні розсипи. Схеми основного циклу збагачення алмазовмісних розсипних руд включають операції дезинтеграції, грохочення і збагачення відсадкою або у важких суспензіях. На збагачення надходять тільки середні класи крупності, крупні і дрібні класи направляють у відвал. Вибір максимальної і мінімальної крупності зерен, що надходять на збагачення, залежить від величини алмазів, що містяться в розсіпі. Звичайно максимальна крупність збагачуваного матеріалу складає 8 - 25 мм, мінімальна – 0,5 - 2,5 мм. Якщо середні класи крупності збагачуються відсадкою, то вони попередньо класифікуються за вузькою шкалою з модулем 2 або 3. При збагаченні у важких суспензіях вузької класифікації не потрібно. У суспензійних сепараторах може збагачуватися матеріал крупніше 1,8 мм, у суспензійних циклонах – крупніше 0,5 мм. Унаслідок високої цінності алмазів і порівняно невеликої розбіжності в густині алмазів (3,5 - 3,53 т/м³) та порожньої породи (2,7 - 2,9 т/м³) найбільш раціональним для основного циклу збагачення є процес розділення в суспензіях. Типова схема основного циклу (рис. 6.21) включає операції дезинтеграції руди і розділення її на чотири класи крупності з направленням найкрупнішого і найдрібнішого у відвал (вони не містять алмазів). Середні класи крупності направляють на збагачення в суспензійні сепаратори (крупний-середній) і циклони (дрібний-середній). Видалення суспензії з продуктів збагачення і її регенерація здійснюються за звичайною схемою.

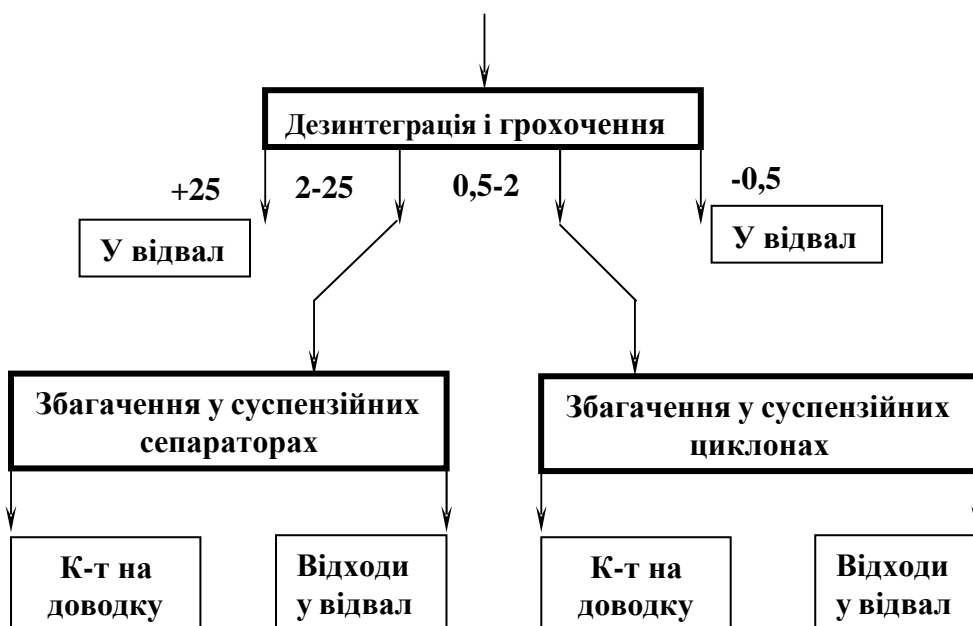


Рис. 6.21 – Принципова схема збагачення розсипних руд, які

Доведення концентрату основного циклу збагачення здійснюється за схемами, що включають процеси грохочення, флотації, магнітної і електричної сепарації, збагачення на жирових столах і люмінесцентних автоматичних сепараторах. Вибір процесів доведення чорнових концентратів залежить від їх мінералогічного складу і крупності.

6.5 Розрахунок схем збагачення

Методика розрахунку кількісних схем збагачення з використанням різних процесів – флотації, магнітної сепарації, гравітаційних – принципово однакова і виконується за два прийоми:

- по-перше, розраховується принципова схема збагачення по всіх компонентах. У результаті розрахунку визначаються показники, що характеризують живлення і кінцеві продукти циклів;

- по-друге, кожний з циклів розраховується за головними для нього показниками.

Однак, перш ніж приступити до розрахунку схеми, визначають необхідне і достатнє число вихідних показників:

- загальне число вихідних показників:

$$N = c (n_p - a_p + 1) - 1, \quad (6.1)$$

де c – число розрахункових компонентів, $c = e + 1$; e – число обумовлених елементів, за якими розраховується схема, n_p - число продуктів розділення, a_p - число операцій розділення;

- число показників вилучення:

$$N_\varepsilon = n_p - a_p, \quad (6.2)$$

- число вихідних показників, що характеризують продукти обробки:

$$N_\Pi = c (n_p - a_p), \quad (6.3)$$

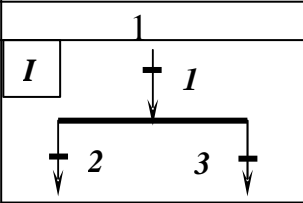
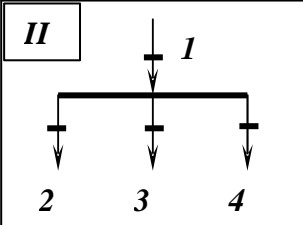
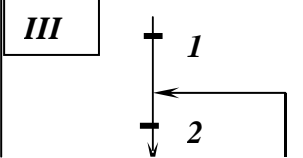
- число показників, що характеризують вихідну руду:

$$N_P = N - N_{II}. \quad (6.4)$$

Після визначення необхідного і достатнього числа показників здійснюється їхній вибір (числа показників вилучення, вмісту і виходів).

У число показників N і N_P не входить γ_1 (вихід живлення схеми, що розраховується), його вважають відомим $\gamma_1 = 100\%$. Звичайно при проектуванні показники, які характеризують вихідний продукт, відомі із завдання на проектування. Тому, як правило, визначають число вихідних показників, які характеризують тільки продукти обробки. Переконавшись, що число вихідних показників достатнє для розрахунку схеми, приступають безпосередньо до розрахунку. За даними звітів про випробування збагачення даної корисної копалини і практики збагачувальних фабрик, що переробляють аналогічну сировину, приймаються чисельні значення вихідних показників по вилученню і вмісту корисного компонента для збагачених продуктів окремих операцій (концентратів). При розрахунку схеми шляхом складання і розв'язування рівнянь балансу необхідно для кожного продукту встановити його вихід, вилучення і вміст у ньому обчислюваного компонента (визначити відсутні показники). Для розрахунку технологічна схема збагачення розбивається на найпростіші типові вузли. Типові технологічні вузли, що найчастіше зустрічаються у схемах, і їх розрахункові рівняння наведені в табл. 6.1.

Таблиця 6.1 – Розрахунок типових технологічних вузлів

Схема типового вузла	Вихідні дані для розрахунків	Рівняння балансу
1 	2 $\gamma_i, \beta_1, \beta_2, \beta_3$	3 $\gamma_1 = \gamma_2 + \gamma_3$ $\gamma_1 \beta_1 = \gamma_2 \beta_2 + \gamma_3 \beta_3$
II 	Двокомпонентна руда: $2\gamma_i, \beta_1, \beta_2, \beta_3, \beta_4$	$\gamma_1 = \gamma_2 + \gamma_3 + \gamma_4$ $\gamma_1 \beta_1 = \gamma_2 \beta_2 + \gamma_3 \beta_3 + \gamma_4 \beta_4$
	Трикомпонентна руда: $\gamma_i, \beta_1', \beta_2', \beta_3', \beta_4', \beta_1'', \beta_2'', \beta_3'', \beta_4''$	$\gamma_1 = \gamma_2 + \gamma_3 + \gamma_4$ $\gamma_1 \beta_1' = \gamma_2 \beta_2' + \gamma_3 \beta_3' + \gamma_4 \beta_4'$
III 		

$$\gamma_1 \beta_1'' = \gamma_2 \beta_2'' + \gamma_3 \beta_3'' + \gamma_4 \beta_4''$$

γ_1 (або γ_3 , або γ_5),
 $\beta_1, \beta_2, \beta_3, \beta_4, \beta_5$

1-й етап розрахунку:

$$\gamma_1 = \gamma_3 + \gamma_5$$

$$\gamma_1 \beta_1 = \gamma_3 \beta_3 + \gamma_5 \beta_5$$

2-й етап розрахунку:

$$(\gamma_1 + \gamma_4) \beta_2 = \gamma_3 \beta_3 + \gamma_4 \beta_4 + \gamma_5 \beta_5$$

за умовою $\gamma_1 = \gamma_3 + \gamma_5$

$$\gamma_4 = [\gamma_3(\beta_3 - \beta_2) + \gamma_5(\beta_5 -$$

$$\beta_2)] / (\beta_2 - \beta_4)$$

$2\gamma_i, 4\beta_i$

$$\gamma_1 + \gamma_3 = \gamma_4 + \gamma_5$$

$$\gamma_1 \beta_1 + \gamma_3 \beta_3 = \gamma_4 \beta_4 + \gamma_5 \beta_5$$

Закінчення табл.

		б)		
IVб	1	2	3	
		$3\gamma_i, 5\beta_i$	$\gamma_1 + \gamma_3 + \gamma_4 = \gamma_5 + \gamma_6$ $\gamma_1 \beta_1 + \gamma_3 \beta_3 + \gamma_4 \beta_4 = \gamma_5 \beta_5 +$	
V			$3\gamma_i, \beta_1, \beta_3,$ $\beta_4, \beta_5, \beta_6$	$\gamma_1 + \gamma_3 = \gamma_4 + \gamma_5 + \gamma_6$ $\gamma_1 \beta_1 + \gamma_3 \beta_3 = \gamma_4 \beta_4 + \gamma_5 \beta_5 +$
VI				

$$\begin{array}{l}
 \gamma_1, 5\beta_i', \\
 \gamma_5\beta_5' \\
 \gamma_5\beta_5'' \\
 \gamma_5\beta_5'''
 \end{array}
 \begin{array}{l}
 5\beta_i'', 5\beta_i''' \\
 \\
 \\
 \end{array}
 \begin{array}{l}
 \gamma_1 = \gamma_2 + \gamma_3 + \gamma_4 + \gamma_5 \\
 \gamma_1\beta_1 = \gamma_2\beta_2 + \gamma_3\beta_3 + \gamma_4\beta_4 + \gamma_5\beta_5 \\
 \gamma_1\beta_1'' = \gamma_2\beta_2'' + \gamma_3\beta_3'' + \gamma_4\beta_4'' + \gamma_5\beta_5'' \\
 \gamma_1\beta_1''' = \gamma_2\beta_2''' + \gamma_3\beta_3''' + \gamma_4\beta_4''' + \gamma_5\beta_5'''
 \end{array}$$

6.6 Схеми збагачення вугілля

Промислова класифікація вугілля

Промислова класифікація передбачає розподіл вугілля на марки і групи залежно від їхніх фізико-хімічних властивостей і можливості використання для технологічних та енергетичних цілей.

Як класифікаційні параметри прийняті: вихід леких речовин на беззолну масу V^{daf} (%), товщина пластичного шару Y (мм), показник спікливості Рога (RI), питома теплота згоряння Q_s^{daf} (кДж/кг) і для бурого вугілля – волога загальна W_t (%).

Відповідно до класифікаційних параметрів вугілля розділяється на марки і групи. При цьому вугілля однойменних марок і груп різних басейнів мають неоднакові межі класифікаційних параметрів. Тому вугілля різних басейнів з однаковими параметрами при технологічному використанні може давати різний за фізико-механічними властивостями продукт.

За Стандартом України “Вугілля буре, кам’яне та антрацит” (ДСТУ 3472-96) в залежності від значень середнього показника відбивання вітриніту R_o , виходу летких речовин V^{daf} , теплоти згоряння на сухий беззолний Q_s^{daf} або вологий беззолний Q_s^{daf} стан та спікливості,

яка оцінюється товщиною пластичного шару “ Y ” і індексом Рога RI , вугілля України поділяється на марки у відповідності з табл. 6.2.

Таблиця 6.2 – Вітчизняна промислова класифікація вугілля

Марка вугілля	Позначення	R_o , %	V^{daf} , %	“ Y ”, мм	RI	Q_s^{daf} , МДж/кг
Буре	Б	<0,40	50-70	-	-	<24,0*

Довгополумене	Д	0,40-0,60	35-50	<6	-	-
Довгополумене газове	ДГ	0,50-0,80	35-48	6-9	-	-
Газове	Г	0,50-1,00	33-46	10-16**	-	-
Жирне	Ж	0,85-1,20	28-36	17-38	-	-
Коксівне	К	1,21-1,60	18-28	13-28	-	-
Піснувате спікливе	ПС	1,30-1,90	14-22	6-12	13-50	-
Пісне	П	1,60-2,59	8-18***	<6	<13	35,2-36,5
Антрацит	А	2,60-5,60	<8	-	-	<35,2

* Q_s^{daf} ; ** при значенні показника R_o , <0,83% та $Y = 16$ мм вугілля належить до марки Г; *** $V^{daf} < 8\%$ та $Q_s^{daf} < 35,2$ МДж/кг вугілля належить до марки П.

У зарубіжних промислових класифікаціях викопного вугілля прийнято підрозділ його на буре, кам'яне і антрацити з додатковим виділенням лігнітів або ототожненням останніх з бурим вугіллям. Більш дрібні підрозділи в цих класифікаціях ґрунтуються на ступені їх вуглефікації і зумовлених нею таких найважливіших показниках пром. властивостей, як питома теплота згоряння і спікливість. У класифікації Грюнера, поширеній в зарубіжних європейських країнах, прийнято такі основні параметри: елементний склад, вихід і властивості нелеткого залишку. У США викопне вугілля поділене на 4 класи: лігніти, суббітумінозне і бітумінозне вугілля, антрацити. У кожному класі виділено групи для лігнітів і неспікливого (суббітумінозного) вугілля за величиною вищої питомої теплоти згоряння беззолного вугілля, а для вугілля, що спікається (бітумінозного), і антрацитів, - за вмістом зв'язаного вуглецю і виходом летких речовин.

Класифікація вугілля за крупністю

Основна маса вугілля, яка використовується у коксохімічному виробництві, відвантажується споживачам у нерозсортованому вигляді. Однак у деяких випадках з них виділяють крупні класи для енергетичних цілей, а відсів направляють на коксування.

Енергетичне вугілля і антрацити, поряд з іншими показниками, характеризуються ще й крупністю.

Класифікація вугілля за крупністю наведена в табл. 6.3.

Допускаються сполучені класи ПК (плитне крупне), КГ (крупний горіх), ГД (горіх дрібний), ДС (дрібне з сім'ячком). При співвідношенні між нижньою і верхньою межею крупності не більше 1:4 допускаються і класи СШ (сім'ячко зі штибом), ДСШ (дрібний з сім'ячком і штибом), ГДСШ (горіх із дрібним, сім'ячком і штибом).

Таблиця 6.3 – Класифікація вугілля за крупністю

Найменування класів	Позначення	Крупність, мм	
		стандартна	допущена
Плитне	П	100-200	80-200
Крупне	К	50-100	40-80
Горіх	Г	25-50	20-40
Дрібне	Д	13-25	10-20
Сім'ячко	С	6-13	5-10
Штиб	Ш	0-6	0-5
Рядове	Р	0-200	0-200

На підприємствах з відкритим способом видобутку верхня межа крупності в рядовому і плитному вугіллі може бути збільшена до 300 мм.

Міжнародна класифікація вугілля

Міжнародна класифікація вугілля була прийнята у 1954 р. Комітетом по вугіллю Європейської економічної комісії ООН. Згідно з цією класифікацією *вугілля з вищою теплою згоряння вологої беззольної маси до 23826 кДж/кг належать до бурого, а вугілля з більшою теплою згоряння – до кам'яного і антрацитів*. Ця класифікація охоплювала *вугілля кам'яне та антрацити* і виконувалася за: виходом *легких речовин* на суху беззольну масу V^{daf} , *теплою згоряння* Q_s^{daf} , *спікливістю та коксівністю вугілля*. У 1988 р. вказана класифікація була відмінена. Європейська економічна комісія ООН затвердила нову систему міжнародної кодифікації *вугілля середнього та високого рангів, тобто кам'яного вугілля та антрацитів*. За цією класифікацією до бурого відносять *вугілля з вищою теплою згоряння вологої беззольної маси до 24000 кДж/кг*. Набір основних ознак, якими повинно характеризуватися *вугілля*, наведено в таблиці:

№	Показники	Індекси	Номер цифр у коді вугілля	Міжнародні стандарти для визначення показників
1.	Середній показник	R_o	1, 2	7404-1984

	відбиття вітриніту			
2.	Характеристика рефлектограми	-	3	7404-1984
3.	Мацеральний склад: - вміст інертиніту - вміст ліптиніту	I	4	7404-1984
		L	5	7404-1984
4.	Індекс вільного спучування	SI	6	500-1984; 562-1984
5.	Вихід летких речовин на сухе беззольне паливо	V^{daf}	7, 8	1170-1977
6.	Зольність на суху масу	A^d	9, 10	1171-1984
7.	Вміст сірки на суху масу	S_t^d	11, 12	334-1975
8.	Вища теплота згоряння на суху беззольну масу	Q_o^{daf}	13, 14	1923-1976

Застосовується спеціальна система кодування значень показників, що характеризують *вугілля*. Крім зазначених показників, система кодифікації передбачає можливість використання для характеристики *вугілля* і додаткових показників у відповідності з домовленістю постачальника і покупця. В результаті вивчення *вугілля* складається сертифікат, який характеризує його *метаморфізм*, мацеральний склад та технологічні властивості.

Якщо для характеристики *вугілля* використовуються додаткові показники, то вони також включаються у *сертифікат*, але не кодуються. Якщо дані за яким-небудь параметром не визначаються або відсутні, то в коді ставиться знак “х”, в тому випадку, коли код мав складатися з однієї цифри або “хх”, якщо з двох цифр.

Класифікація вугілля за збагачуваністю

Сьогодні оцінку збагачуваності вугілля і класифікацію його за цією ознакою роблять за ГОСТ 10100-84. Відповідно до цього стандарту показник збагачуваності T визначається як відношення сумарного виходу проміжних фракцій до виходу безпородної маси:

$$T = 100\gamma_{np}/(100 - \gamma_n), \%, \quad (6.5)$$

де γ_{np} – вихід проміжних фракцій (густиною 1400(1500)–1800 кг/м³ – для кам'яного вугілля і 1800–2000 кг/м³ – для антрацитів), γ_n – вихід пород-

них фракцій (густиною понад 1800 кг/м³ – для кам'яного вугілля і понад 2000 кг/м³ – для антрацитів).

Залежно від значення показника збагачуваності вугілля і антрацити підрозділяються на категорії збагачуваності від легкої до дуже трудної.

Поділ вугілля за категоріями збагачуваності наведено в табл. 6.4.

Таблиця 6.4 – Класифікація вугілля за збагачуваністю

Ступінь збагачуваності	Категорія збагачуваності	Показник збагачуваності, %
Легкий	1	До 5 вкл.
Середній	2	Більше 5 до 10 вкл.
Важкий	3	Більше 10 до 15 вкл.
Дуже важкий	4	Більше 15

Показник збагачуваності не відображає основних характеристик вугілля – зольності і виходу легких фракцій, що визначають можливу кількість і якість концентрату, а також режими розділення. У зв'язку з цим інститут УкрНДІВуглезбагачення пропонує метод визначення індексу збагачуваності T за виходом і зольністю легких фракцій:

$$T = aA_L^2 + b(100 - \gamma_L)^2, \% \quad (6.6)$$

де – γ_L і A_L – вихід і зольність легких фракцій, % ; a і b – емпіричні коефіцієнти (табл. 6.5).

Відповідно до індексу збагачуваності проведена класифікація доонецького вугілля в напрямку його технологічного використання. Класифікація вугільних концентратів і галузь їх можливого використання наведені в табл. 6.6.

Запропоновано велике число графічних і аналітичних методів оцінки збагачуваності. Усі графічні методи оцінки ґрунтовані на використанні кривих збагачуваності, що будуються за результатами фракційного аналізу. Однак усім графічним методам притаманний загальний недолік, який полягає в трудомісткості використання та істотній погрішності результатів. Аналітичні методи оцінки збагачуваності оперують, головним чином, виходами і зольностями фракцій (концентратної, промпродуктової і породної) при різних поєднаннях зазначених параметрів, що також не дозволяє одержати досить точний критерій оцінки. Тому основним методом оцінки збагачуваності вугілля є стандартний за ГОСТ 10100-84.

Таблиця 6.5 – Емпіричні коефіцієнти *a* і *b*

Вугільний басейн	Коефіцієнт	
	<i>a</i>	<i>b</i>
<i>Донецький: Кам'яне вугілля Антрацит</i>	0,055	0,0011
	0,040	0,0016
<i>Львівсько-Волинський</i>	0,016	0,0002

Таблиця 6.6 – Напрямки використання вугільних концентратів

Категорія збагачуваності	Індекс збагачуваності	Концентрати
I	$0 < T_0 \leq 1$	Чисті і дуже чисті
II	$1 < T_0 \leq 2$	Для виробництва коксу
III	$2 < T_0 \leq 3$	Те ж саме, але вихід менший
IV	$3 < T_0 \leq 4$	Для енергетичних цілей
V	$T_0 > 4$	Для енергетичних і комунально-побутових потреб

Умови, що визначають вибір схеми і процесів збагачення

Збагачення вугілля крупністю більше 0,5 мм здійснюється гравітаційними процесами, крупністю менше 0,5 мм – флотацією. Основною метою збагачення вугілля є видалення мінеральних домішок (породи), що потрапили при видобутку з покрівлі і ґрунту пласта, а також у вигляді прошарків.

Вибір технологічної схеми збагачення вугілля і процесів, які реалізують, визначається багатьма факторами, основні з яких розглянуті нижче.

Призначення вугілля визначається його властивостями, залежно від яких воно може використовуватися для коксування і напівкоксування, енергетичних і комунально-побутових цілей, газифікації і гідрогенізації, при виробництві вапна, цегли і цементу тощо.

Найбільш жорсткі вимоги висуваються до якості концентратів коксівного вугілля. Тому при збагаченні коксівного вугілля повинні застосовуватися більш досконалі схеми і процеси. На коксохімічні заводи концентрати відвантажуються в нерозсортованому вигляді, вони повинні мати низький вміст золи, сірки і вологи.

Енергетичне вугілля збагачують за більш простими схемами і в тих випадках, коли це економічно вигідно. Малозольне енергетичне вугілля ($A^d < 12\%$) надходить споживачу в незбагаченому вигляді. Енергетичне вугілля і вугілля для комунально-побутових потреб надходить споживачу в розсортованому вигляді відповідно до діючого стандарту (табл. 6.3). Але в першу чергу вибір схеми і глибини збагачення вугілля залежить від його мінералогічного, гранулометричного і фракційного складів.

Мінералогічний склад, у якому представлені дані про мінерали, що складають гірничу масу, їхню кількість, форму і розмір зерен, ступінь зрощення мінералів один з одним. Характеристика вкраплення мінеральних домішок у вугіллі впливає на вибір числа стадій збагачення. При малому вмісті зростків – схема одностадійна (без дроблення і перезбагачення промпродукту), у протилежному випадку – двостадійна (із дробленням і перезбагаченням промпродукту).

Якщо в коксівному вугіллі містяться дрібні включення сірчистого колчедану, перезбагаченню піддають і концентрат, і промпродукт.

При наявності в вугіллі крупних включень породи на збагачення надходить матеріал крупністю до 300 мм, дрібних включень – до 50 мм, а іноді – до 13 мм.

У тих випадках, коли розділові властивості мінералів виявляються близькими, виконують дослідження їхніх фізичних властивостей. З урахуванням фізичних властивостей розглядається питання про вибір схеми і методу збагачення.

Гранулометричний склад містить інформацію про максимальну крупність сировини, співвідношення в ньому класів крупності і дозволяє вирішити питання про вибір схеми підготовчих операцій. Дані про гранулометричний склад вугілля можна представити або у вигляді таблиці ситового аналізу (табл. 6.7), або у вигляді сумарної характеристики кру-

Таблиця 6.7 – Ситовий аналіз вугілля

Клас, мм	Вихід (γ), %	Зольність (A^d), %
+25	γ_1	A_1
13-25	γ_2	A_2
0,5-13	γ_3	A_3
0-0,5	γ_4	A_4
Разом	100,0	A_{CP}

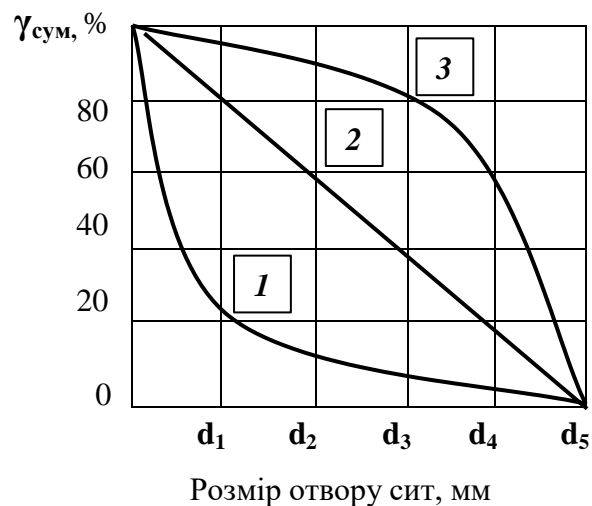


Рис. 6.22 – Сумарні характеристики крупності.

пності (рис. 6.22).

Вигляд сумарної характеристики крупності, побудованої по «+d», указує на перевагу тих або інших класів крупності в збагачуваному матеріалі. Увігнута характеристика 1 свідчить про перевагу дрібних зерен,

опукла 3 – про перевагу крупних, прямолінійна 2 – на рівномірний розподіл класів крупності.

Гранулометричний склад вугілля і зольність окремих його класів впливають на вибір процесу і глибини збагачення. При вмісті крупних класів (+13 мм) понад 20 % доцільно використовувати важкосередовищну сепарацію. При малому вмісті крупних класів перевагу віддають відсадці. Крім того, якщо у крупних класах міститься понад 30 % породних фракцій, то незалежно від категорії збагачуваності рекомендується застосовувати важкосередовищну сепарацію.

Вміст у вугіллі класу – 0,5 мм і його зольність впливають на вибір схеми і глибини збагачення. Якщо вихід і зольність цього класу малі, то воно підшихтовується до концентрату в незбагаченому вигляді.

Фракційний склад являє собою кількісну оцінку розділення вільних мінеральних зерен і зростків за фракціями різної густини і крупності. Такий розподіл характеризує можливість розділення матеріалу, що перероблюється, на збагачений і збіднений продукти. Гранично можлива точність розділення називається збагачуваністю. Для оцінки збагачуваності вугілля за даними фракційного аналізу (табл. 6.8) будують криві збагачуваності (рис.6.23).

Таблиця 6.8 – Фракційний аналіз вугілля і дані для побудови кривих збагачуваності

Густина фракцій, т/м ³	Вихідне вугілля		Фракції, що спливають		Фракції, що тонуть	
	γ , %	A, %	γ^B , %	A^B , %	γ^y , %	A^y , %
< 1,3	γ_1	A ₁	$\gamma_1^B = \gamma_1$	$A_1^B = A_1$	100,0	A _{CP}
1,3-1,4	γ_2	A ₂	γ_2^B	A_2^B	γ_5^y	A_5^y
1,4-1,5	γ_3	A ₃	γ_3^B	A_3^B	γ_4^y	A_4^y
1,5-1,6	γ_4	A ₄	γ_4^B	A_4^B	γ_3^y	A_3^y
1,6-1,8	γ_5	A ₅	γ_5^B	A_5^B	γ_2^y	A_2^y
> 1,8	γ_6	A ₆	100,0	A _{CP}	$\gamma_1^y = \gamma_6$	$A_1^y = A_6$
Разом	100,0	A _{CP}	-	-	-	-

Криві збагачуваності будують у системі координат, де по нижній осі абсцис відкладають зольність фракцій, по верхній осі абсцис – густину розділення, по лівій осі ординат – сумарний вихід фракцій, що спливли, по правій осі ординат - сумарний вихід фракцій, що потонули.

Криві збагачуваності показують залежності між основними технологічними показниками збагачення:

λ – залежність між сумарним виходом і зольністю елементарних фракцій;

β – залежність між сумарним виходом фракцій, що спливли, і їхньою зольністю;

Θ – залежність між сумарним виходом фракцій, що потонули, і їхньою зольністю ;

δ – залежність між густиною розділення і виходами фракцій.

За кривими збагачуваності визначають теоретичні показники збагачення вугілля, густину розділення, можливість шихтовки різного вугілля. Крім того, за характером кривої λ можна судити про збагачуваність матеріалу, що переробляється. Залежно від характеру кривої λ можна припустити три теоретичних випадки розділення матеріалу (рис. 6.24).

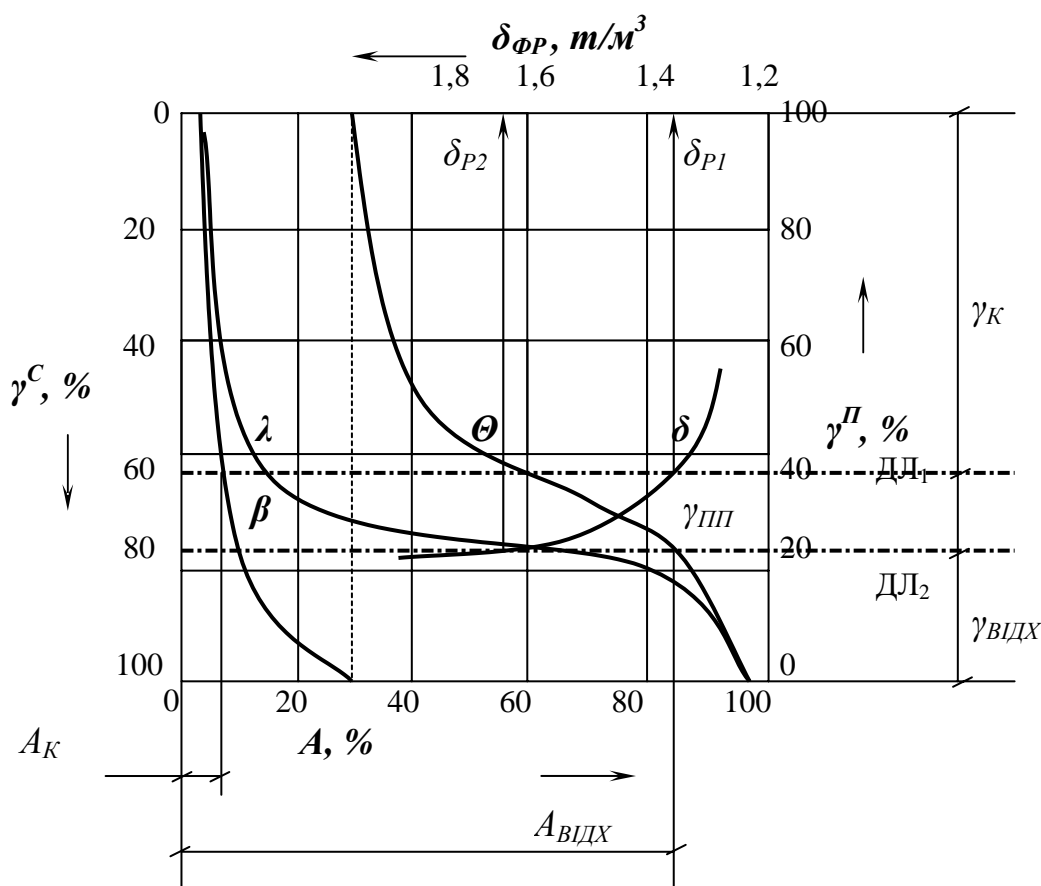


Рис. 6.23 – Криві збагачуваності вугілля.

Крива λ , що представлена ламаною лінією, характеризує матеріал, який не містить зростків і в процесі збагачення ідеально розділяється на два продукти (рис. 6.24 а). Якщо крива λ має вигляд прямої лінії, нахиленої під певним кутом ϕ , це означає, що матеріал містить значну кількість зростків при нерівномірному вкрапленні корисного мінералу, збагачуваність матеріалу винятково важка (рис. 6.24 б). У тому випадку, коли крива λ представлена вертикальною прямою ($\phi = 90^\circ$), матеріал зба-

гатити неможливо, тому що вся його маса представлена найтоншими зростками мінералів, що не руйнуються при подрібненні (рис. 6.24 в).

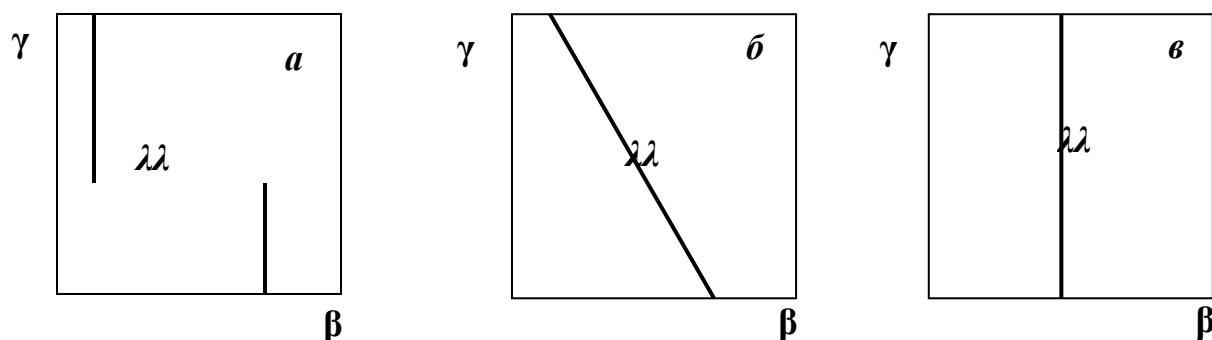


Рис. 6.24 – Вигляд теоретичних кривих λ .

Вплив категорії збагачуваності на вибір схеми переробки полягає у наступному: чим важча збагачуваність вугілля, тим складнішою повинна бути схема збагачення і тим ефективнішим повинен бути використовуваний процес збагачення.

Перехід від теоретичних показників до практичних може бути зроблений на основі властивої всім гравітаційним методам закономірності вилучення фракцій різної густини в продукти збагачення. У практичних умовах при недосконалій точності виділення компонентів у продукти збагачення будуть потрапляти сторонні фракції. Ефективність роботи машин гравітаційного збагачення визначають з використанням кривих розділення за Тромпом, що показують залежність між вилученням фракцій і їх середньою густиною. Криві розділення (рис. 6.25) будують за результатами фракційного аналізу вихідного продукту і продуктів збагачення (табл. 6.9).

Таблиця 6.9 – Дані для побудови кривих розділення за Тромпом

Густина, т/м ³		Вихідне вугілля		Концентрат		Відходи	
фракцій	середня	γ , %	A , %	γ_K , %	ϵ_K , %	γ_B , %	ϵ_B , %
-1,3	1,25	γ_1	A_1	γ_1^K	ϵ_1^K	γ_1^B	ϵ_1^B
1,3-1,4	1,35	γ_2	A_2	γ_2^K	ϵ_2^K	γ_2^B	ϵ_2^B
1,4-1,5	1,45	γ_3	A_3	γ_3^K	ϵ_3^K	γ_3^B	ϵ_3^B
1,5-1,6	1,55	γ_4	A_4	γ_4^K	ϵ_4^K	γ_4^B	ϵ_4^B
1,6-1,8	1,70	γ_5	A_5	γ_5^K	ϵ_5^K	γ_5^B	ϵ_5^B
+1,8	2,20	γ_6	A_6	γ_6^K	ϵ_6^K	γ_6^B	ϵ_6^B
Разом	-	100,0	A_{cp}	$\Sigma\gamma_i^K$	-	$\Sigma\gamma_i^B$	-

Криві розділення будують у системі координат - середня густина фракцій – вилучення фракцій у продукти розділення. Оскільки при розділенні на два продукти дотримуються залежності:

$$\gamma_i = \gamma_i^K + \gamma_i^B, \quad (6.7)$$

$$\varepsilon_i^K + \varepsilon_i^B = 100 \%, \quad (6.8)$$

то криві T_K і T_B симетричні і тому використовують лише T_B , яка за фо-

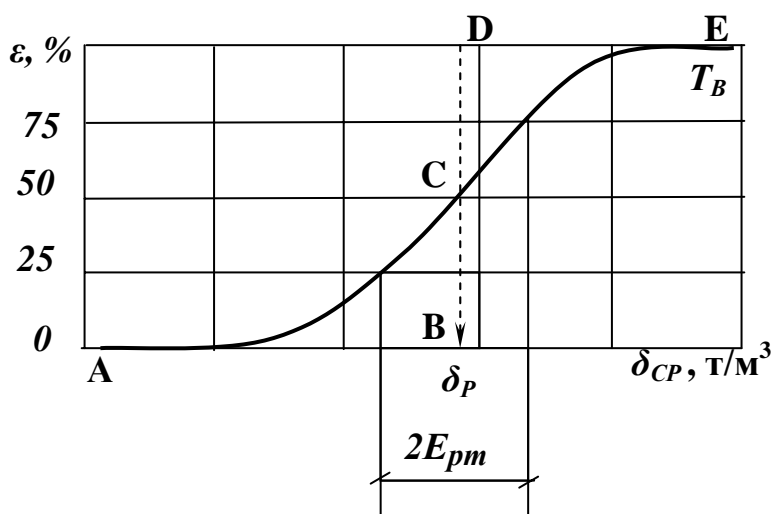


Рис. 6.25 – Крива розділення за Тромпом T_B .

рмою нагадує інтегральну криву Гаусса.

Граничною густиною розділення δ_P називають густину елементарної фракції, імовірність вилучення якої в продукти розділення однакова. Густину розділення визначають проектуванням на вісь абсцис точки кривої T_B , що відповідає вилученню $\varepsilon = 50 \%$.

Кількість сторонніх фракцій густиною більшою від густини розділення, що перейшли в концентрат, визначається величиною трикутника CDE, а кількість фракцій густиною меншою від густини розділення, що перейшли в породу, - величиною трикутника ABC. При ідеальному процесі розділення крива T_B набирає вигляду ламаної лінії ABCDE, у цьому випадку засмічення продуктів не відбувається. Відхилення від ідеального розділення характеризується середнім ймовірним відхиленням E_{pm} і коефіцієнтом погрішності розділення I .

Середнім ймовірним відхиленням E_{pm} від густини розділення називають напіврізницю густин точок кривої розділення T_B , які відповідають вилученню 75 і 25 % :

$$E_{pm} = 0,5(\delta_{75} - \delta_{25}), \text{ кг/м}^3. \quad (6.9)$$

При розділенні в машинах з важким середовищем величина E_{pm} змінюється незначно при зміні густини розділення δ_P (крива T_B симетрична). При розділенні в машинах з водним середовищем E_{pm} зростає пропорційно різниці $(\delta_P - 1000)$, у цьому випадку крива T_B несиметрична, звідси коефіцієнт похибки:

$$I = E_{pm}/(\delta_P - 1000). \quad (6.10)$$

Параметри E_{pm} і I не залежать від фракційного складу вихідного вугілля і характеризують ефективність роботи збагачувальної машини залежно від її питомої продуктивності і крупності живлення. Чим менша величина параметрів E_{pm} і I , тим ефективніше працює машина.

За параметрами E_{pm} і I можна визначити фракційний склад, вихід і зольність продуктів збагачення при заданому фракційному складі вихідної сировини. Для цього використовують інтеграл ймовірності Гаусса, що виражає нормальний закон розділення сумарної ймовірності випадкової величини:

$$F(x) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_{-\infty}^x e^{-\frac{x^2}{2}} dx, \quad (6.11)$$

де x – випадкова величина (помилка).

Оскільки крива T_B за формою подібна до інтегральної кривої Гаусса, їх ототожнюють, а отже, і рівняння кривої T_B буде мати вигляд (6.11), де x – відхилення середньої густини фракції δ_{cp} від густини розділення δ_p . Відхилення середньої густини фракції від густини розділення:

- для машин з важким середовищем:

$$x = \frac{\delta_p - \delta_{cp}}{E_{pm}} \cdot 0,675; \quad (6.12)$$

- для машин з водним середовищем:

$$x = \lg \left(\frac{\delta_p - 1000}{\delta_{cp} - 1000} \right) \cdot \frac{0,675}{\lg(I + \sqrt{I^2 + 1})}; \quad (6.13)$$

- для машин з повітряним середовищем:

$$x = \lg \frac{\delta_p}{\delta_{cp}} \cdot \frac{0,675}{\lg(I + \sqrt{I^2 + 1})}; \quad (6.14)$$

Середнє ймовірне відхилення E_{pm} для важкосередовищних сепараторів і гідроциклонів визначають за формулами (6.15) – (6.20):

- для сепараторів при крупності живлення:

$$25-300 \text{ мм} \quad E_{pm} = 0,010 \delta_p + 20, \text{ кг/м}^3, \quad (6.15)$$

$$13-100 \text{ мм} \quad E_{pm} = 0,015 \delta_p + 20, \text{ кг/м}^3, \quad (6.16)$$

$$6-100 \text{ мм} \quad E_{pm} = 0,025 \delta_p + 5, \text{ кг/м}^3, \quad (6.17)$$

- для двопродуктових гідроциклонів:

$$E_{pm} = 0,030 \delta_p - 15, \text{ кг/м}^3, \quad (6.18)$$

- для першої стадії трипродуктових гідроциклонів:

$$E_{pm} = 0,040 \delta_p - 10, \text{ кг/м}^3, \quad (6.19)$$

- для другої стадії трипродуктових гідроциклонів:

$$E_{pm} = 0,045 \delta_p - 15, \text{ кг/м}^3. \quad (6.20)$$

Формули (6.12) – (6.20) широко використовують при розрахунку технологічних схем збагачення.

Вологість вугілля визначає можливість виділення з нього шламів і розділення його на машинні класи сухим або мокрим способом. Сухий спосіб розділення можливий при вологості вугілля, яка не перевищує 5 - 7 %, однак з метою зменшення пилоутворення вугілля зрошується, унаслідок чого знепилювання практично цілком замінене знешламлюванням.

Вологість вугілля також визначає можливість застосування пневматичних процесів збагачення. У випадку застосування пневмозбагачення вологість вугілля також не повинна перевищувати 5 - 7 %.

Глибина збагачення – це максимальна крупність зерен дрібного класу, що не піддається збагаченню, а використовується в природному вигляді.

Глибина збагачення вибирається у такий спосіб:

- коксівне вугілля з високими виходом і зольністю класу –0,5 мм переробляють за схемами із глибиною збагачення 0 мм;

- коксівне вугілля з низькими виходом і зольністю класу –0,5 мм переробляють за схемами із глибиною збагачення 0,5 мм, а клас –0,5 мм додається до концентрату в незбагаченому вигляді;

- глибина збагачення енергетичного вугілля складає 6, 13, іноді 25 мм. У цьому випадку глибина збагачення залежить від відстаней, на які перевозять вугілля, і від потужності котельних установок. На великих котельних установках, обладнаних пиловугільними топками, можливе спалювання високозольного вугілля при високих к.к.д. Тому вугілля, призначене для спалювання у великих котельнях, при невеликих відстанях перевезення звичайно не збагачується;

- енергетичне вугілля гідровидобутку переробляють за схемами із глибиною збагачення 0,5 мм, іноді 0 мм.

За нормами технологічного проектування рекомендується в проектах збагачувальних фабрик приймати глибину збагачення вугілля 0 мм, але при цьому питання про найвигіднішу глибину збагачення повинно вирішуватися на основі техніко-економічних розрахунків.

За кінцевим розрахунком схему збагачення вугілля вибирають залежно від його властивостей і призначення.

Схеми і процеси збагачення вугілля

У відділенні вуглеприйому гірнича маса, що надходить на збагачувальну фабрику, піддається сухому попередньому грохоченню і дробленню.

Для механізації процесу видалення з гірничої маси крупногрудкової породи і сторонніх предметів, що не дробляться, на збагачувальних фабриках і шахтах застосовують вибіркоче дроблення. При вільному падінні і ударі об решета барабанного грохота-дробарки вугілля руйнується і просівається через отвори сита, а більш тверді великі куски породи і предмети, що не дробляться, транспортуються до місця розвантаження і виводяться з барабана (рис. 6.26 а).

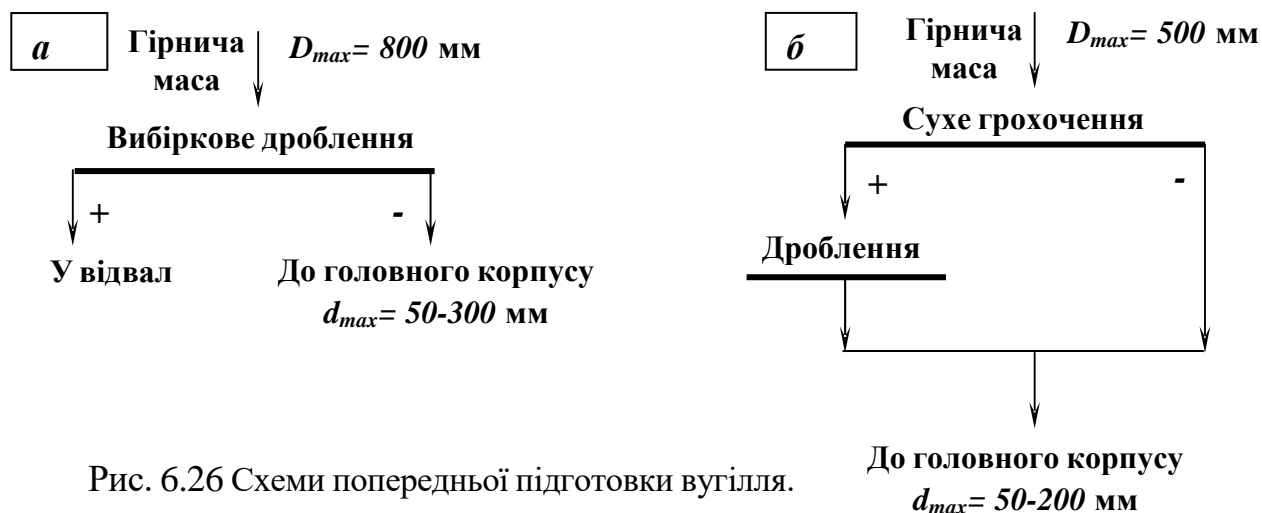


Рис. 6.26 Схеми попередньої підготовки вугілля.

При наявності в гірничій масі кусків крупністю до 500 мм, які перед збагаченням варто виділити і направити на дроблення, рекомендується використовувати схему, що складається з операцій грохочення на циліндричних грохотах типу ГЦЛ і дроблення в двовалкових зубчастих дробарках типу ДДЗ (рис. 6.26 б). Однією з переваг дробарок типу ДДЗ є малий вихід дріб'язку в дробленому продукті.

Підготовлене за крупністю рядове вугілля надходить у головний корпус збагачувальної фабрики, де його розділяють на машинні класи, які направляють на збагачення з подальшим зневодненням.

Основне призначення збагачення полягає в розділенні рядового вугілля на корисну і баластову частини для підвищення ефективності їхнього використання. При цьому повинно бути забезпечено максимальне вилучення горючих компонентів у товарні продукти.

Збагачувальні фабрики значно відрізняються застосовуваними технологічними схемами і їхнім апаратурним оснащенням, що обумовлено характеристикою збагачуваного вугілля і вимогами до якості та асортименту вироблюваних продуктів збагачення.

Основними характерними ознаками технологічних схем є глибина збагачення, а також якість і асортимент товарних продуктів.

За глибиною збагачення можна виділити такі технологічні схеми:

- збагачення тільки крупних класів розміром більше 25 (13) мм із роздільним або спільним відвантаженням продуктів збагачення і незбагачених відсівів;

- збагачення крупних і середніх класів розміром більше 6 (3) мм зі спільним або роздільним відвантаженням продуктів збагачення і незбагачених відсівів;

- збагачення зернистого вугілля крупністю більше 0,5 мм зі спільним відвантаженням продуктів збагачення і незбагачених шламів;

- збагачення всіх класів крупності.

Залежно від прийнятої глибини збагачення підготовче грохочення може бути сухим або мокрим. Якщо відсів відвантажується споживачам у незбагаченому вигляді, підготовче грохочення - сухе, але перед операціями збагачення крупних і середніх класів варто передбачити їх знешамлювання (рис. 6.27 а, б, в). Якщо глибина збагачення 0 мм, підготовче грохочення – мокре (рис. 6.27 г).

За якістю концентрату і асортиментом продуктів збагачення технологічні схеми розрізняють:

- за випуском одного товарного продукту. Схема набула поширення при збагаченні енергетичного вугілля таких марок, з яких не виділяють сорти за класами крупності, наприклад, вугілля марки П;

- за випуском одного товарного продукту і розділенням його на сорти за класами крупності. Схема застосовується при збагаченні антрацитів і енергетичного вугілля, з якого виділення сортів за класами крупності є доцільним, наприклад, при збагаченні вугілля марок Г і Д;

- за випуском двох товарних продуктів (концентрату і промпродукту). Схема використовується при збагаченні вугілля для коксування й інших технологічних цілей. Застосовується у випадку, якщо до якості концентрату висуваються підвищені вимоги, що визначає збагачення усього рядового вугілля (крупного, дрібного, шламів). Одним з різнови-

дів цієї схеми може бути випуск концентратів двох сортів – зі зниженою зольністю для технологічних потреб, з підвищеною зольністю для енергетичних цілей;

- за випуском двох товарних продуктів і поділом одного з них на сорти за класами крупності. Схема набула поширення при збагаченні газового вугілля для коксування, якщо доцільним є виділення крупного класу для комунально-побутових або спеціальних потреб, а також при глибокому збагаченні антрациту з випуском концентрату для технологічних цілей, що зв'язано з виділенням промпродукту.

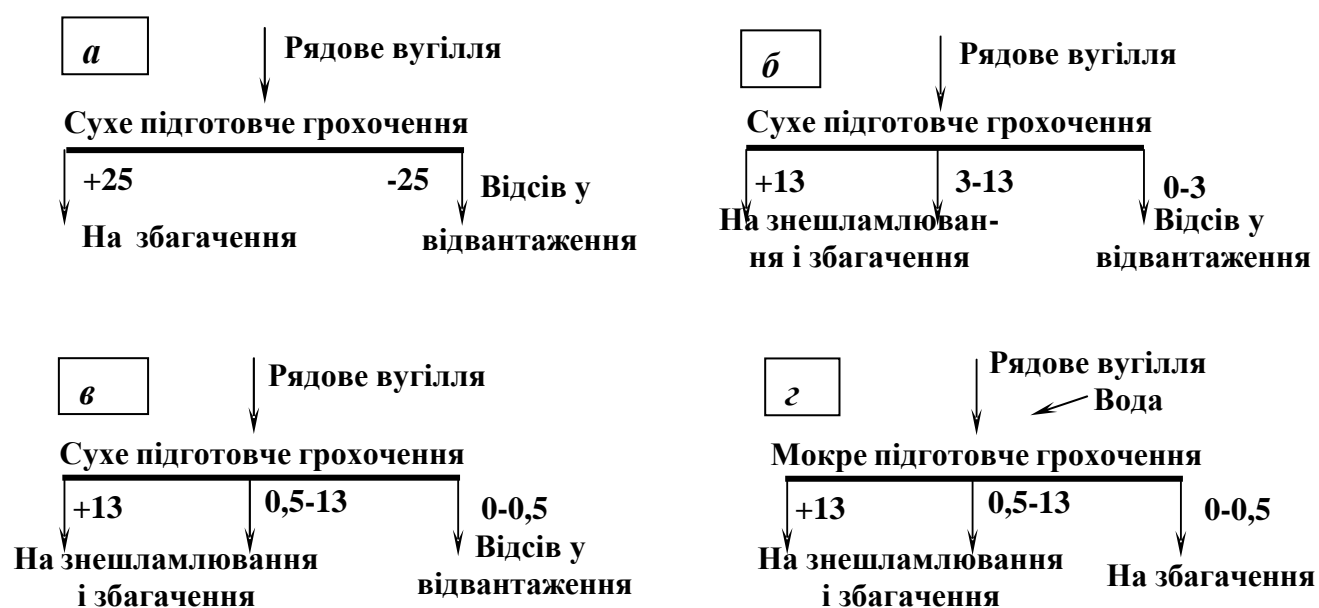


Рис. 6.27 – Схеми підготовчих операцій.

У сучасних умовах видобування, які характеризуються підвищеним вмістом породних домішок у вугіллі, особливо у крупних класах, поширення набули схеми із застосуванням ефективних процесів збагачення: важкосередовищної сепарації, відсадки, флотації, гвинтової сепарації.

Важкосередовищна сепарація використовується для збагачення крупних класів вугілля і антрацитів дуже важкої, важкої і середньої збагачуваності, усіх категорій збагачуваності при вмісті класу +13 мм у гірничій масі понад 20%, а також для вугілля легкої збагачуваності при вмісті породних фракцій понад 30 %.

Технологічні схеми збагачення крупних машинних класів у магнетитовій суспензії розділяють за числом стадій збагачення, числом кінцевих продуктів і призначенням.

Схема збагачення за одну стадію з виділенням двох кінцевих продуктів (концентрату і відходів) призначена для механізованого відділення породи на шахтних установках, збагачення енергетичного вугілля і

антрацитів, а також для збагачення коксівного вугілля легкої збагачуваності (рис. 6.28).

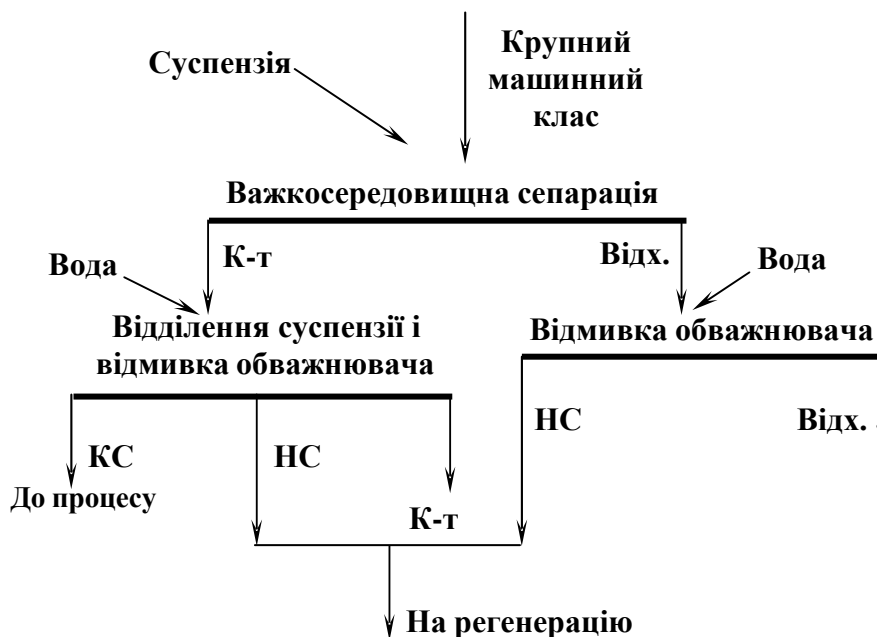


Рис. 6.28 – Схема збагачення вугілля крупних класів за одну стадію з виділенням двох продуктів.

КС – кондиційна суспензія; НС – некондиційна суспензія

Підготовка крупного машинного класу до важкосередовищного збагачення в сепараторах типу СКВП здійснюється за однією зі схем, наведених на рис. 6.27. Свіжа суспензія перед надходженням у сепаратор розділяється на транспортний і висхідний потоки. Густина розділення залежно від характеристики збагачуваного вугілля і вимог до якості концентрату приймається від 1650 до 2050 кг/м³.

Відділення суспензії і відмивання обважнювача (магнетиту) здійснюється на вібраційних грохотах типу ГИСЛ. При цьому відмивання обважнювача здійснюється за допомогою двох рядів бризгал, на перший з яких подається злив сепараторів системи регенерації, а на другий – технічна вода.

При необхідності роздільного збагачення двох машинних класів (наприклад, 6 - 25 і 25 - 200 мм) доцільно використовувати сепаратор СКВД-32, ванна якого в подовжньому напрямку розділена на два відділення.

Збагачення горючих сланців з розділенням на два продукти (концентрат і відходи) здійснюється із застосуванням сепаратора СКВС-32. Цей сепаратор відрізняється від інших сепараторів модифікації СКВ тим, що має елеваторне колесо з 6-ма ковшами (у всіх інших 8), що дозволяє переробляти матеріал крупністю до 500 мм.

Схема збагачення за дві стадії з виділенням трьох кінцевих продуктів (концентрату, промпродукту і відходів) застосовується для коксівного вугілля середньої і важкої збагачуваності. Основний і найбільш економічний варіант – виділення в першій стадії концентрату (рис. 6.29); виділення в першій стадії відходів застосовується при їхньому високому виході (більш 50 %) і наявності порід, що розмокають в рідині (рис.6.30).

Робоча суспензія високої і низької густини подається у відповідні сепаратори для створення транспортного і висхідного потоків.

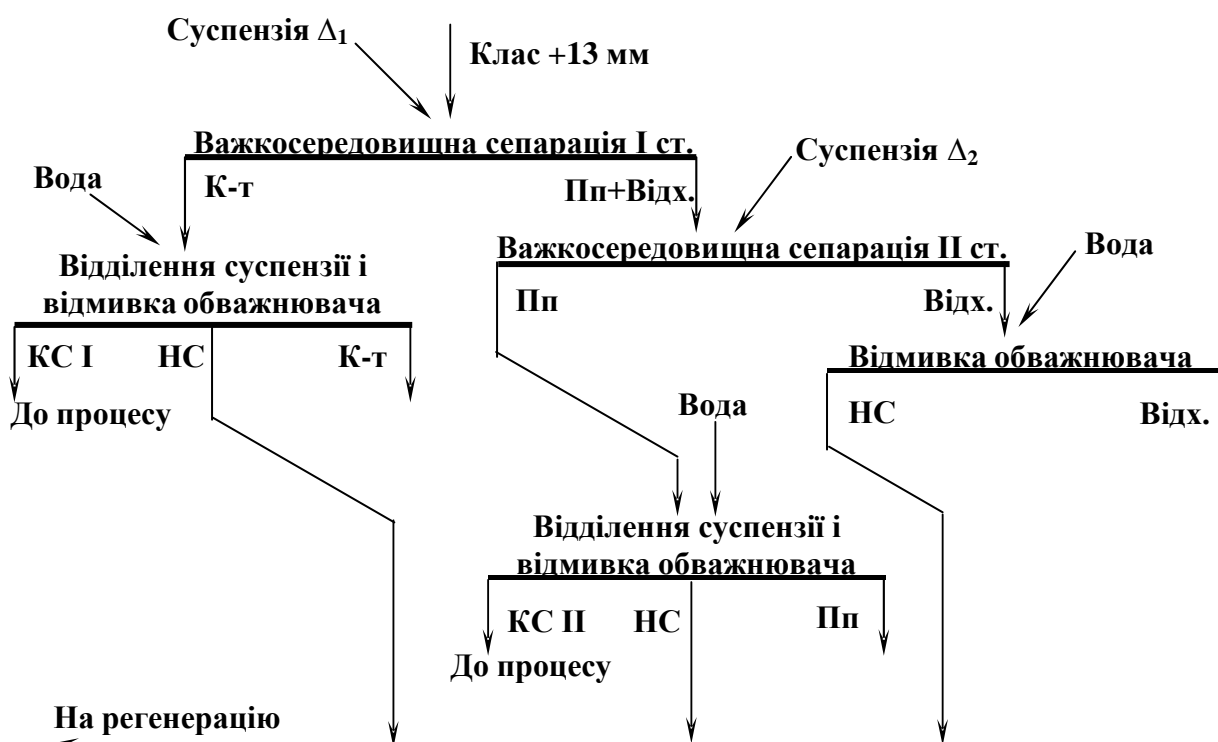
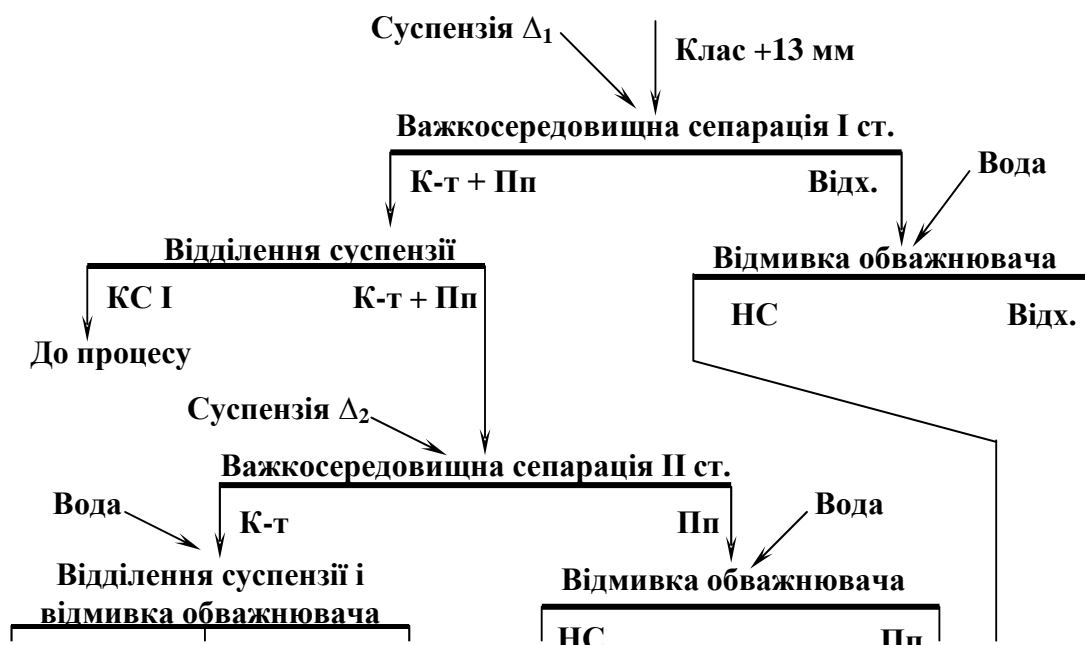


Рис. 6.29 - Схема збагачення крупних класів вугілля за дві стадії з виділенням трьох продуктів при $\Delta_1 < \Delta_2$.



Відділення суспензії і відмивання обважнювача здійснюються за загальноприйнятою схемою.

Технологічні схеми (рис. 6.29 і 6.30) аналогічні, але при застосуванні другої схеми (виділення в першій стадії відходів) між першою і другою стадіями сепарації необхідно передбачити операцію відділення суспензії більшої густини від суміші концентрату і промпродукту, які направляються в другу стадію, де вони розділяються в суспензії меншої густини.

Збагачення в важкосередовищних гідроциклонах застосовується при переробці дрібних класів коксівного вугілля і антрацитів дуже важкої і важкої збагачуваності, а при підвищених вимогах до якості концентрату – середньої збагачуваності. Важкосередовищні гідроциклони можуть використовуватися також для перезбагачення промпродукту і грубозернистого шламу.

Технологічні схеми важкосередовищних гідроциклонних комплексів для збагачення дрібного вугілля так само, як і схеми збагачення крупних класів, відрізняються за числом стадій розділення, числом продуктів збагачення і своєму призначенням. Технологічні схеми збагачення в гідроциклонах складніші від схем збагачення в сепараторах, тому що вимагають створення напорів на вході в апарат, більших в 3-4 рази витрат суспензії і більш складної системи регенерації суспензії в зв'язку зі значним шламоутворенням у гідроциклоні.

До якості машинного класу, що надходить на збагачення в гідроциклони, висуваються підвищені вимоги, і насамперед щодо вмісту шламів. Щодо крупного класу знешламлювання здійснюється за класом 13 (25) мм, дрібного звичайно - за класом 0,5 мм.

Схема збагачення за одну стадію в двопродуктовому важкосередовищному гідроциклоні з одержанням двох кінцевих продуктів (концентрату і відходів), яка призначена для збагачення дрібного енергетичного вугілля і антрацитів крупністю 0,5-13 (25) мм, наведена на рис. 6.31.

Схема збагачення за одну стадію в трипродуктовому каскадному гідроциклоні з одержанням трьох кінцевих продуктів (концентрату,

промпродукту, відходів) і одержанням у першій секції апарата концентрату, у другій промпродукту і відходів (рис. 6.32), призначена для збагачення дрібного коксівного вугілля крупністю 0,5 - 13 (25) мм, перезбагачення промпродукту відсадки дрібного машинного класу 0,5 - 13 мм, а також для збагачення коксівного вугілля одного машинного класу 0,5 - 40 мм (при порівняно невеликому виході класу + 40 мм).

При роздільній регенерації некондиційної суспензії межа збагачення за крупністю в гідроциклонах зменшується з 0,5 до 0,2 мм. Крім того, практикою встановлено, що показники розділення шламу (до 0,2 мм) у гідроциклонах залежать від верхньої межі крупності машинного класу, до складу якого входить шлам. Так, ефективність збагачення шламу у складі класу 0 - 6 мм вища, ніж у складі класу 0 - 40 мм. Тому при збагаченні в важкосередовищних гідроциклонах вугілля зі шламом повинна бути прийнята технологія збагачення вузького машинного класу.

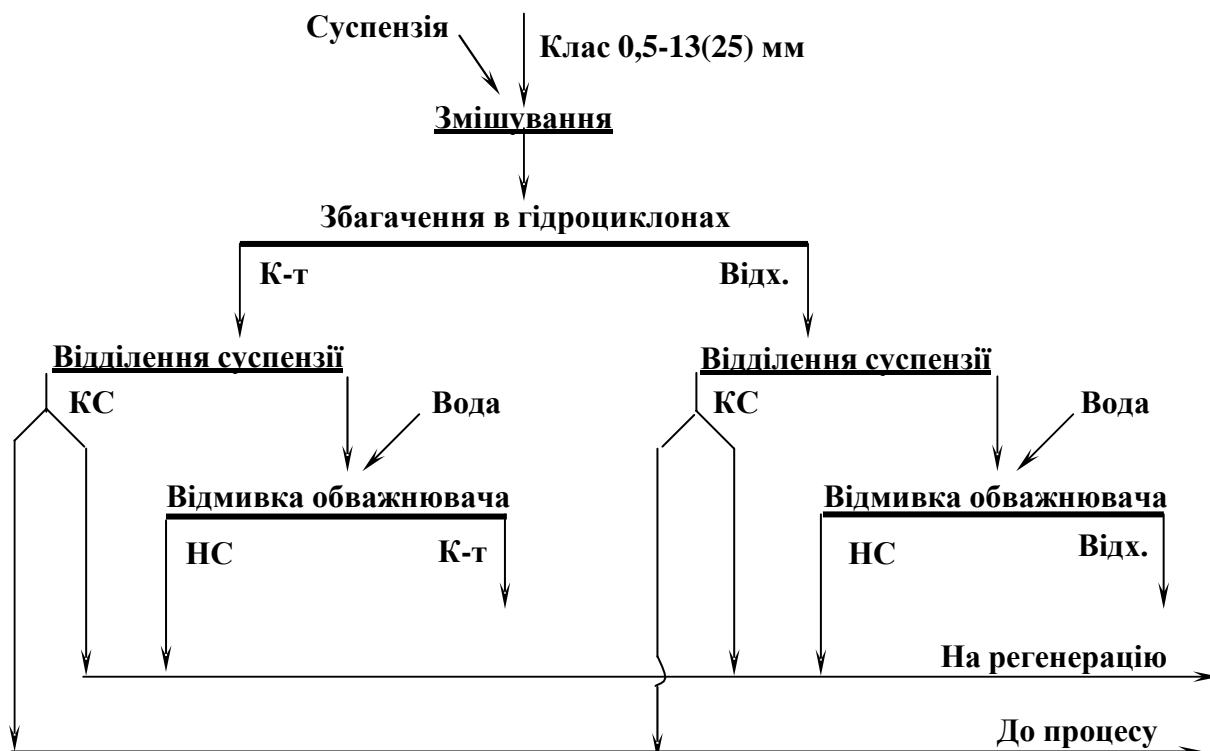
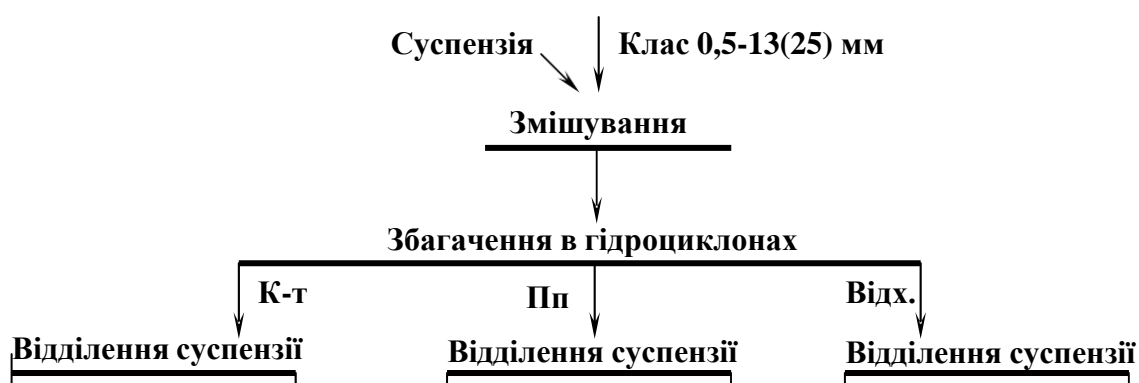


Рис. 6.31 – Схема збагачення дрібного вугілля за одну стадію з виділенням двох продуктів.



Регенерація некондиційної суспензії в процесі важкосередовищного збагачення призначена для відновлення густини робочого середовища, розведеного при відмиванні магнетиту від продуктів збагачення, можливо більш повного вилучення магнетиту з промивних вод, а також для очищення суспензії від шламу, що потрапляє в неї з вихідним вугіллям. Найбільш поширеним способом регенерації магнетитової суспензії є магнітна сепарація, основана на використанні відмінностей у магнітних властивостях магнетиту і вугільного шламу.

Залежно від крупності живлення і прийнятої технології збагачення вугілля можуть бути застосовані одностадійна, двостадійна, комбінована і роздільна схеми регенерації суспензії.

Одностадійна схема регенерації суспензії (рис. 6.33) застосовується при важкосередовищному збагаченні крупного вугілля, якщо воно має невисокий вміст шламу (не більш 2 %) і не містить глинистої породи, яка розмокає в суспензії. Вміст твердої фази в суспензії, що регенерується, не повинен перевищувати 300 кг/м^3 , у тому числі шламів не більше 150 кг/м^3 .



У двостадійній схемі регенерації суспензії (рис. 6.34) немагнітний продукт і частину зливу першої стадії направляють у другу стадію регенерації. Звичайно на два-три сепаратори першої стадії встановлюють один сепаратор другої стадії. Двостадійну схему регенерації суспензії застосовують при важкосередовищному збагаченні дрібного вугілля. Ця схема може бути також використана при збагаченні крупного вугілля, яке містить глинисту породу і шлами (понад 2 %), при цьому вміст шламів у суспензії, що надходить на регенерацію, перевищує 300кг/м^3 , у тому числі шламів більше 150кг/м^3 .

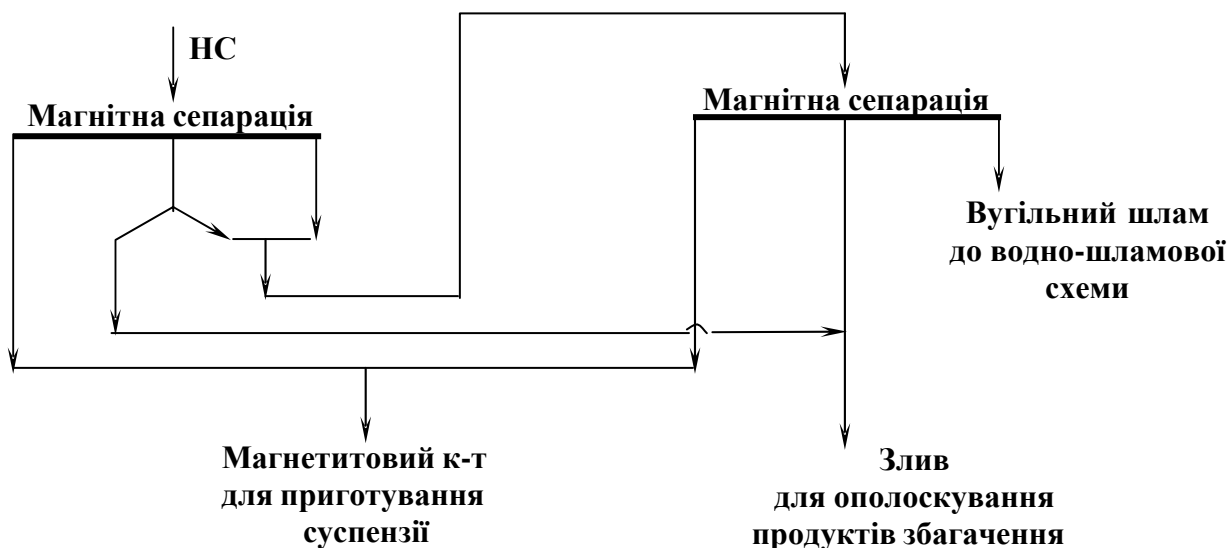


Рис. 6.34 – Двостадійна схема магнітної регенерації некондиційної магнетитової суспензії.

За комбінованою схемою регенерації суспензії (рис. 6.35) некондиційна суспензія подається в обидва сепаратори, встановлені послідовно. Крім того, у другу стадію надходить також немагнітний продукт першої стадії. Комбінована схема регенерації суспензії застосовується в тих же випадках, що і пряма двостадійна. Однак при збагаченні дрібного вугілля більш прийнятна двостадійна схема регенерації, а при збагаченні крупного вугілля за високою густиною розділення у випадку вмісту в некондиційній суспензії понад 150 кг/м^3 шламу віддають перевагу ком-

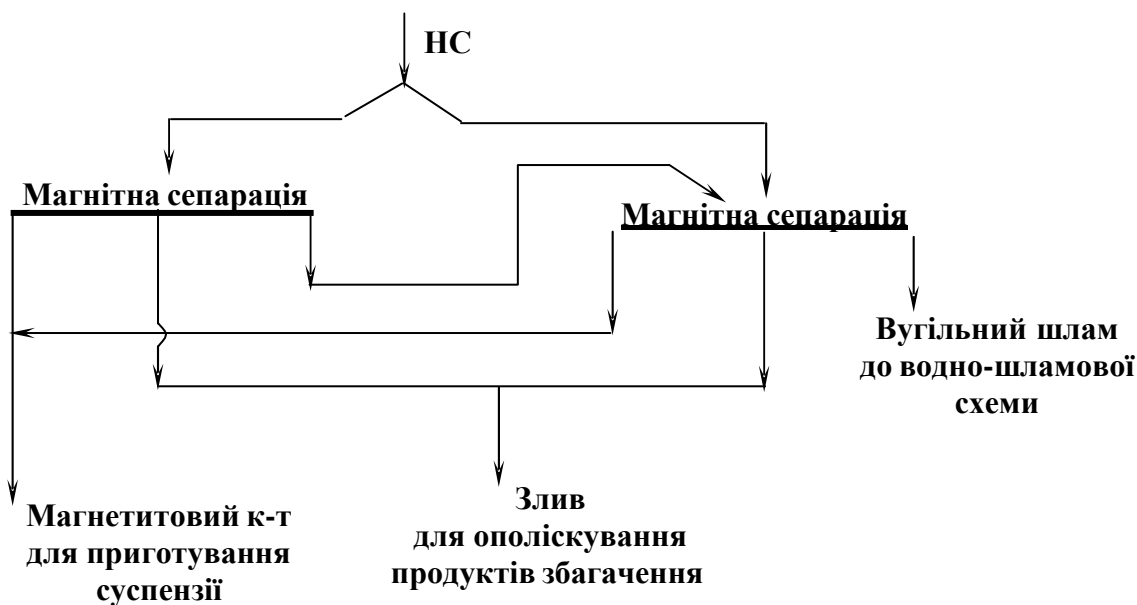


Рис. 6.35 – Комбінована схема магнітної регенерації некондиційної магнетитової суспензії.

бінованій схемі регенерації.

Схема роздільної регенерації (рис. 6.36) передбачає подачу отриманої після відмивання обважнювача на грохотах некондиційної суспензії в окремі магнітні сепаратори. Немагнітний продукт і зливи магнітних сепараторів класифікують за граничним зерном $0,2 \text{ мм}$ в окремих класифікаційних гідроциклонах. Зернисті згущені продукти додають до відповідних продуктів флотації і зневоднюють разом з ними. Злив гідроциклонів або направляється на ополіскування відповідних продуктів збагачення, або об'єднується і направляється на флотацію. Класифікація в гідроциклонах за граничною крупністю $0,2 \text{ мм}$ дозволяє зменшити нижню межу крупності збагачуваного вугілля з $0,5$ до $0,2 \text{ мм}$, запобігти втратам грубозернистого шламу, а також зменшити обсяг матеріалу, що надходить на флотацію.

Схема роздільної регенерації суспензії застосовується тільки при важкосередовищному збагаченні дрібного кам'яного вугілля і антрацитів у

гідроциклонах. При роздільній регенерації суспензії допускається підвищений вміст шламу крупністю 0 - 0,5 мм у збагачуваному матеріалі до 10 % (замість звичайних 3 - 5 %).

Відсадка застосовується для збагачення дрібних класів вугілля й антрацитів легкої і середньої збагачуваності. Допускається застосування відсадки для збагачення дрібних класів вугілля й антрацитів важкої збагачуваності, а також для збагачення крупних класів вугілля легкої збагачуваності при вмісті породних фракцій менше 30 %. Для вугілля, що добувається гідроспособом, а також вугілля легкої збагачуваності з вмістом класу +13 мм менше 20 % варто застосовувати ширококласифікова-

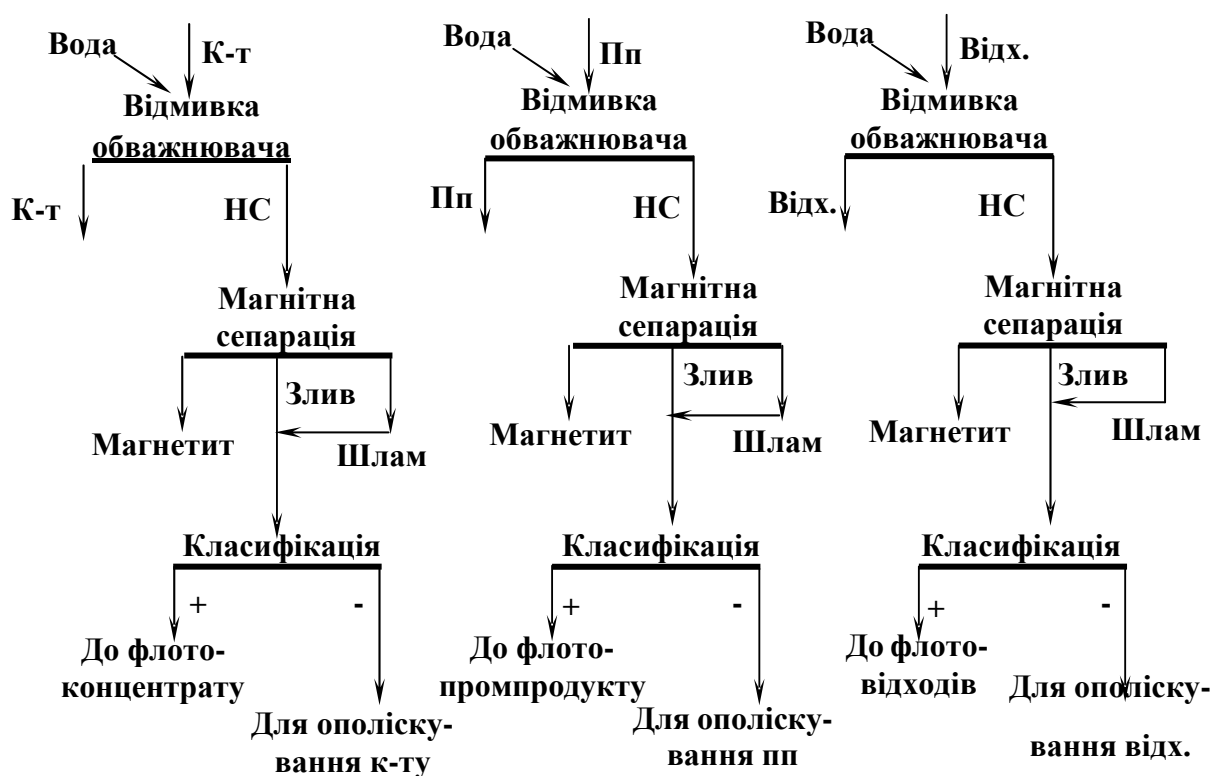


Рис. 6.36 - Схема роздільної регенерації некондиційної суспензії.

ну відсадку.

Залежно від характеристики вихідного вугілля, вимог до якості кінцевих продуктів і техніко-економічних міркувань можуть бути застосовані різні схеми з використанням відсадки.

При роздільному збагаченні крупних і дрібних класів вугілля відсадкою воно розділяється на грохотах і направляється в відсаджувальні машини, у яких розділяється на три продукти (концентрат, промпродукт і відходи). Промпродукт, одержуваний у результаті збагачення крупного класу, дробиться до 13 мм і направляється на збагачення разом із дрібним машинним класом (рис. 6.37).

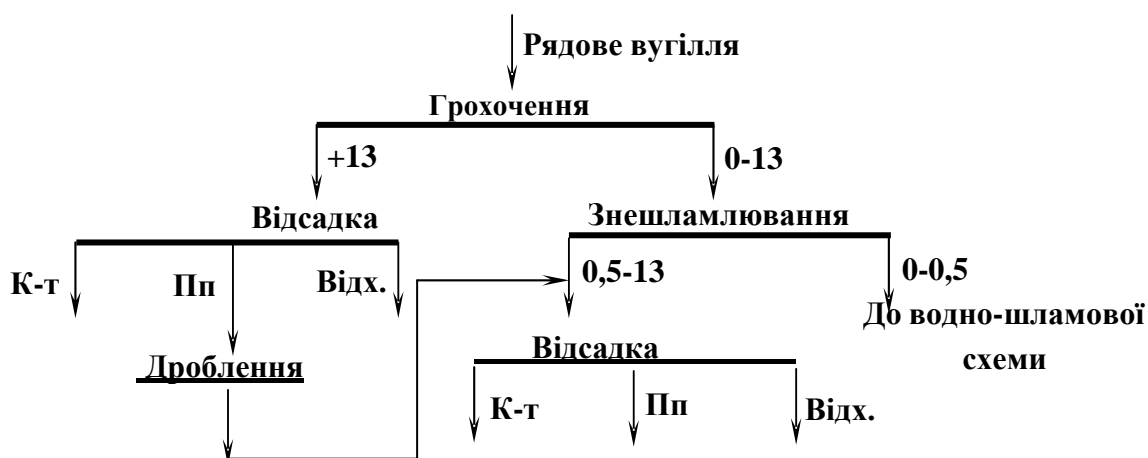


Рис. 6.37 – Схема роздільного збагачення крупних і дрібних класів відсадкию.

При збагаченні коксівного вугілля у некласифікованому вигляді його розділення на класи відбувається тільки в подальших стадіях. Концентрат і промпродукт після відсадження піддаються грохоченню за розміром 13 або 25 мм із метою виділення дрібних класів перед їх зневоднюванням у фільтруючих центрифугах (рис. 6.38).

На фабриках, які збагачують енергетичне вугілля і де виділення промпродукту не передбачається, відходи виділяються в обох секціях відсаджувальної машини. Іноді важкий продукт другої секції направляють у вигляді циркулюючого продукту в ту ж машину (рис. 6.39).

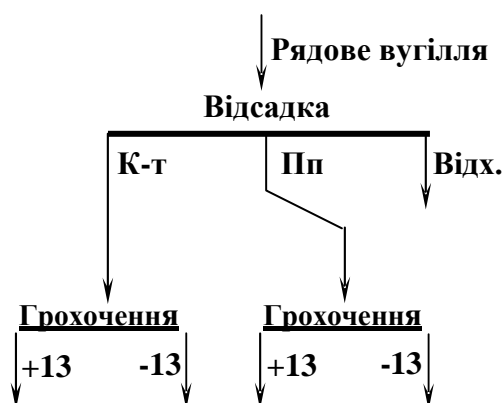


Рис. 6.38 – Схема збагачення некласифікованого вугілля.



Рис. 6.39 – Схема збагачення енергетичного вугілля.

Іноді при застосуванні важкосередовищної сепарації з метою породовибірки одержуваний у цьому випадку легкий продукт після дроблення до 13 мм збагачується разом із дрібним машинним класом відсадкою (рис.6.40).

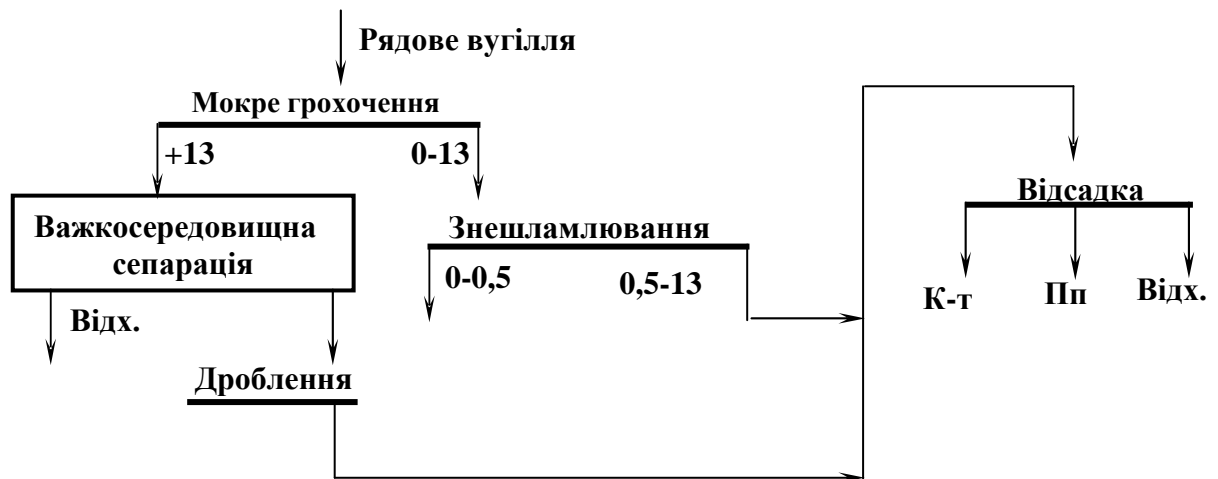
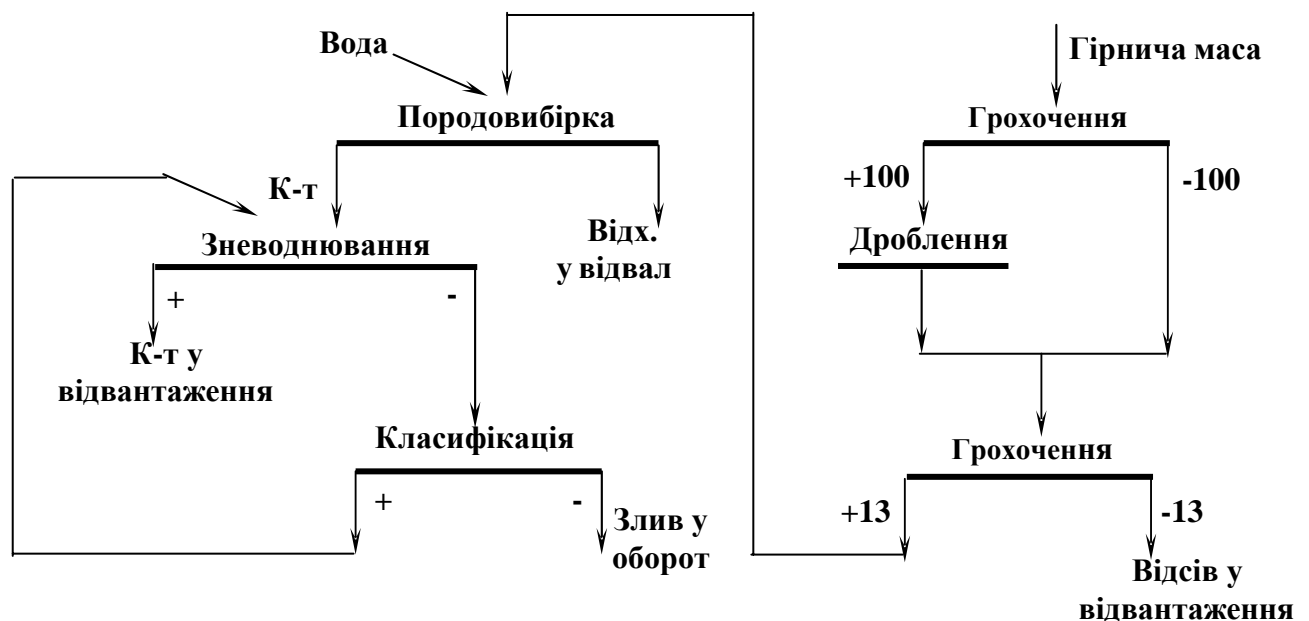


Рис. 6.40 - Схема спільного збагачення відсадкою дрібного класу і дробленого продукту важкосередовищної сепарації після відділення породи.

Протитечійна сепарація застосовується для збагачення енергетичного вугілля, антрацитів, збідненої (розубоженої) гірничої маси відкритих розробок, видалення породи з гірничої маси на шахтах і розрізах.

Схема механізованої породовибірки (рис. 6.41) включає попереднє грохочення гірничої маси за крупністю 100 мм, дроблення надRESHITного продукту, відсів дрібного класу 0 - 13 мм і вибірку породи з класу 13 - 100 мм у крутопохилому сепараторі.



Одностадіальні технологічні схеми з використанням протитечійної сепарації (рис. 6.42) застосовують при збагаченні енергетичного (у сепараторах шнекових) і розубоженого (у сепараторах крутопохилих) вугілля. У випадку переробки розубоженої гірничої маси, що добувається гідроспособом, у схемі перед операцією збагачення повинні бути передбачені операції зневоднення.

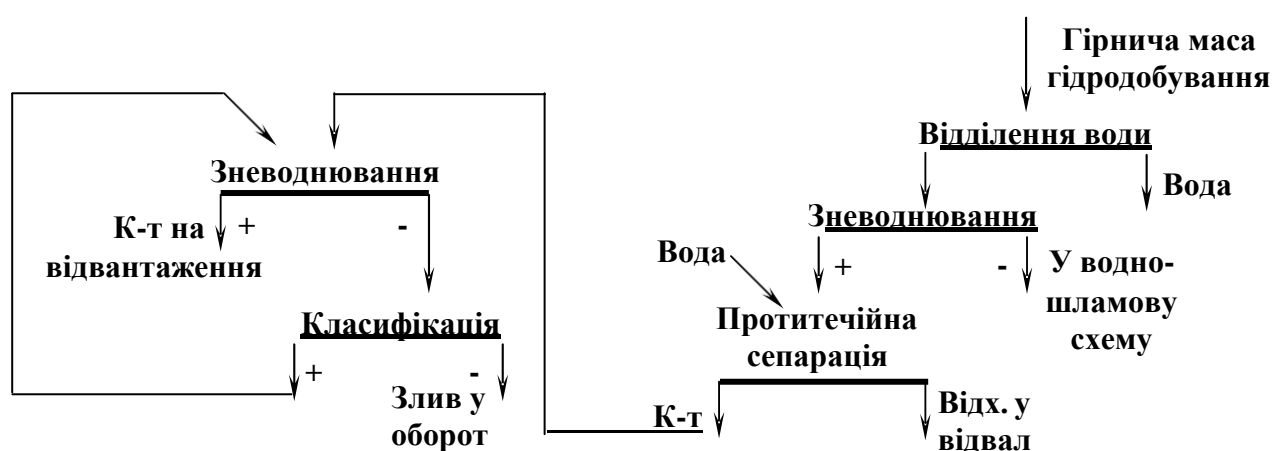


Рис. 6.42 – Одностадійна схема збагачення енергетичного і розубоженого (збідненого) вугілля протитечійною сепарацією.

При великому вмісті проміжних фракцій у вихідному матеріалі оптимальна продуктивність сепаратора при необхідній якості продуктів розділення забезпечується застосуванням двостадійних схем протитечійної сепарації. Протитечійна сепарація допускає різні варіанти агрегування апаратів з можливістю перечищення кожного з продуктів, виділених у першій стадії (рис. 6.43).

Пневматичні процеси збагачення знаходять дуже обмежене застосування при збагаченні вугілля, що обумовлюється їх низькою ефективністю. Деякого поширення пневматичне збагачення набуло головним чином при переробці бурого і кам'яного енергетичного вугілля у районах із суворими кліматичними умовами або обмеженими водними ресурсами.

Збагачення на концентраційних столах знаходить обмежене застосування в практиці при переробці дрібних і тонких класів вугілля та ан-

трацитів з метою одержання низькозольних концентратів і головним чином для знесірчування вугілля, що містить значну кількість піриту.

Збагачення вугілля із застосуванням концентраційних столів може здійснюватися за різними технологічними схемами залежно від властивостей вихідного матеріалу і призначення продуктів збагачення. На рис. 6.44 наведена технологічна схема переробки штибу на концентраційних столах, що дозволяє одержати концентрати зольністю 2,5-3,5 %. Особливістю схеми є двостадійне збагачення штибу, що обумовлено високими вимогами до якості концентрату, який може бути використаний у кремнеалюмінієвій і абразивній промисловості.

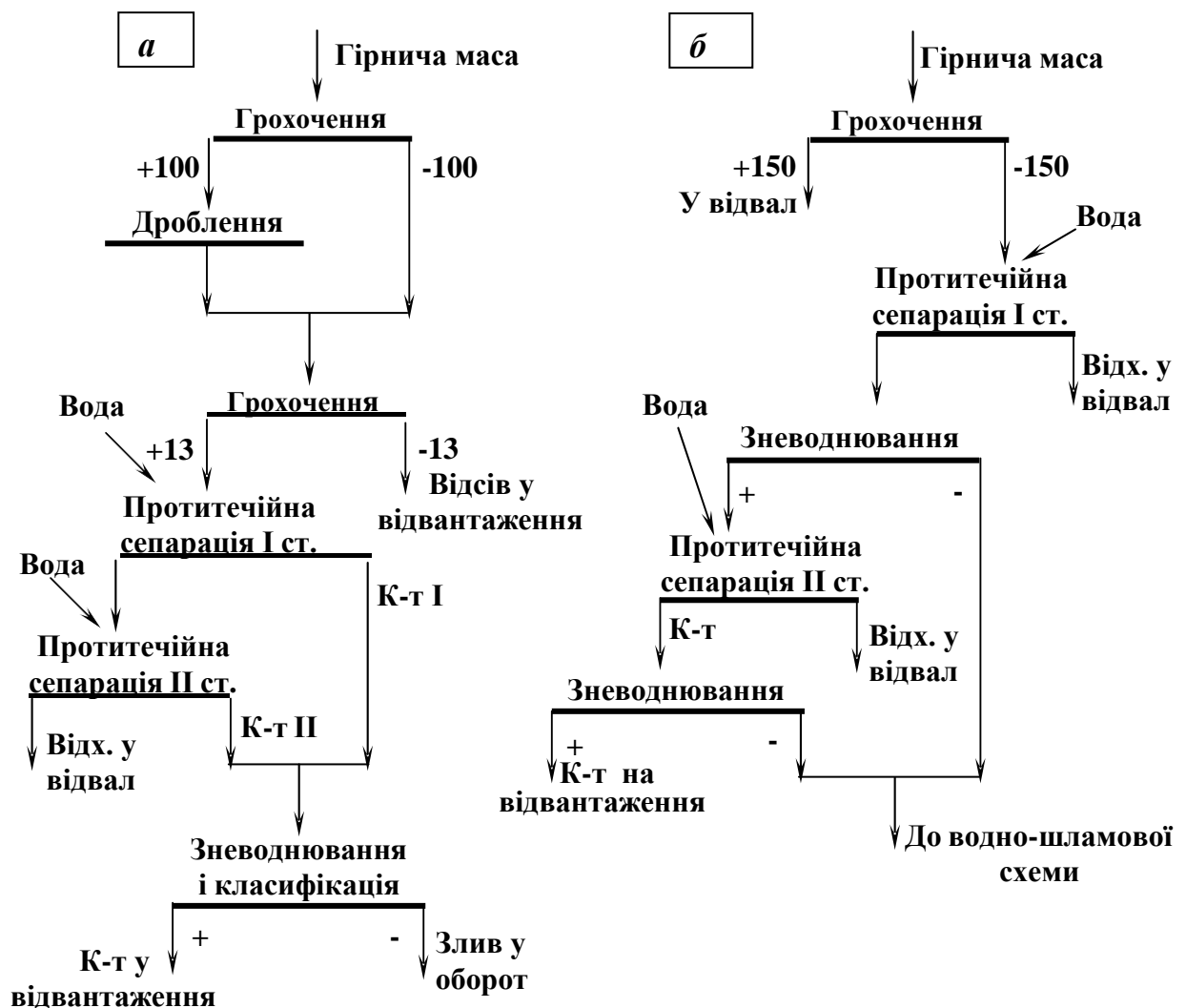


Рис. 6.43 – Двостадійна схема збагачення вугілля протитечійною сепарацією:

a – при послідовному виділенні концентрату;

б – при послідовному виділенні відходів.

Гвинтова сепарація застосовується для збагачення вугільних шла-мів і відсівів легкої і середньої збагачуваності крупністю 0,1-3 мм. Живлення гвинтових сепараторів бажано знешламлювати. При вмісті в живленні понад 15-20 % глинисто-мулистого матеріалу попереднє знешламлювання обов'язкове.

Залежно від зольності живлення гвинтова сепарація може застосовуватися як самостійно (рис. 6.45 а), так і в поєднанні з флотацією (рис. 6.45 б).

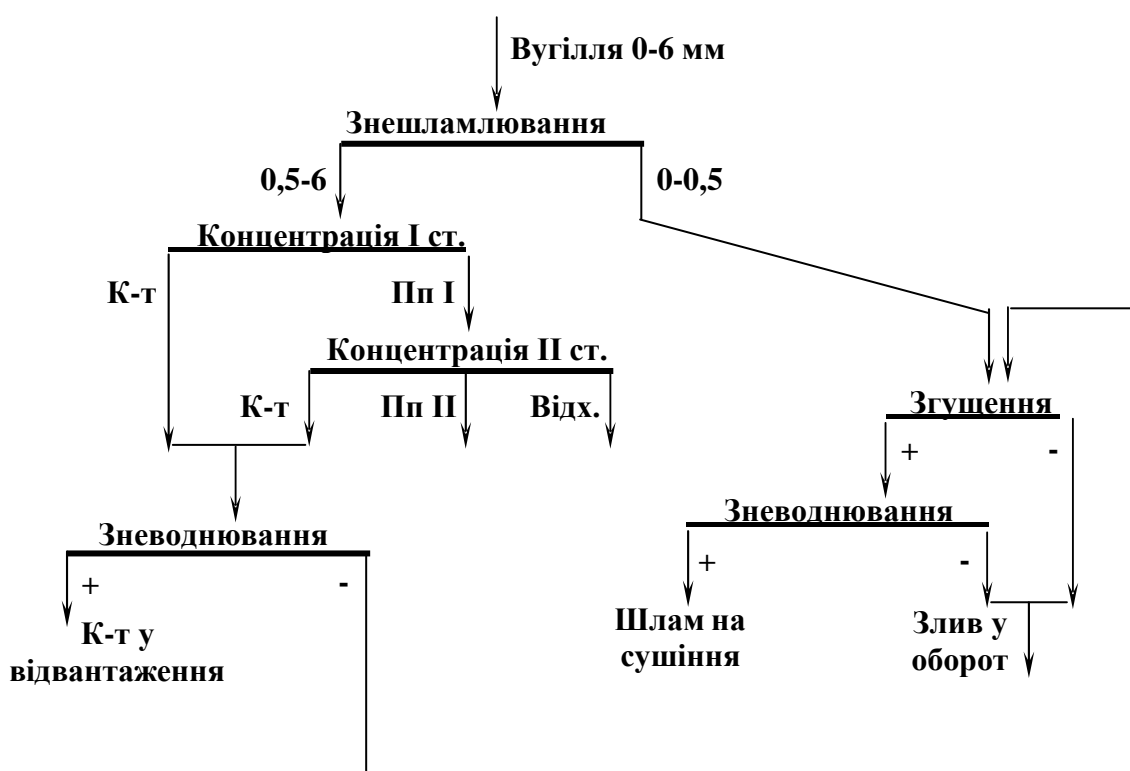
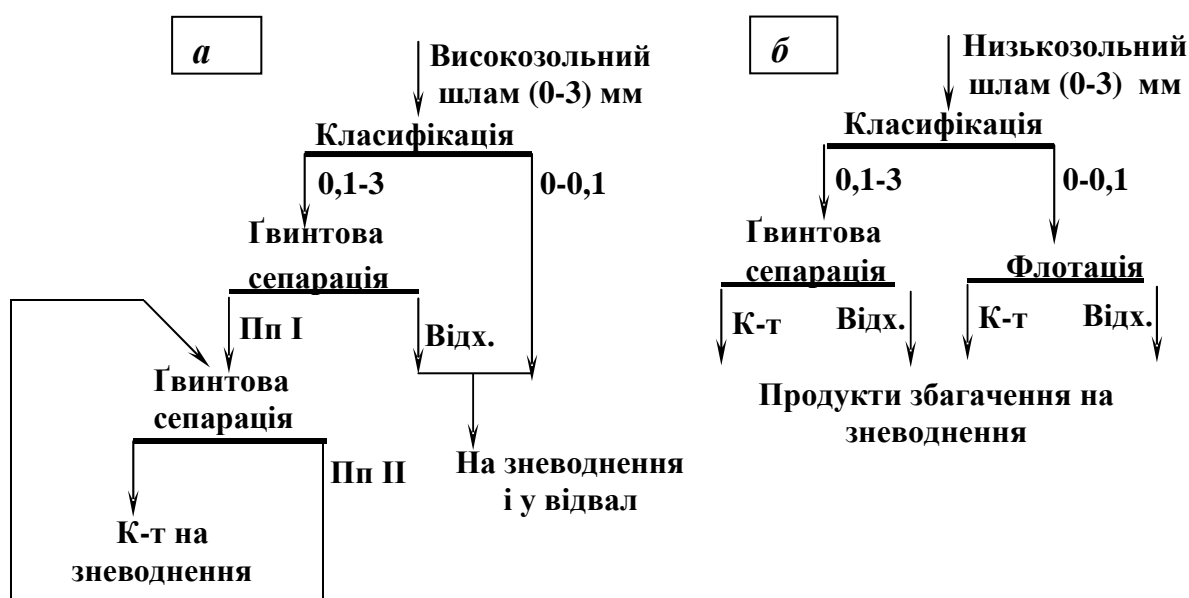


Рис. 6.44 – Схема переробки штибів на концентраційних столах.



Флотація – це найефективніший метод збагачення вугільних шламів. Схеми флотації, що приймаються, визначаються маркою збагачуваного вугілля, його зольністю, вмістом тонких класів і проміжних фракцій, складом неорганічної частини і особливо наявністю глинистих порід, що піддаються розмоканню, вимогами щодо якості кінцевих продуктів і техніко-економічними показниками.

При низькій зольності вихідних шламів (не більш 18-20 %) і легкій збагачуваності рекомендується проста, так звана пряма схема (рис. 6.46 *a*). При вищій зольності вихідного шламу одержати за цією схемою кондиційні продукти флотації дуже важко.

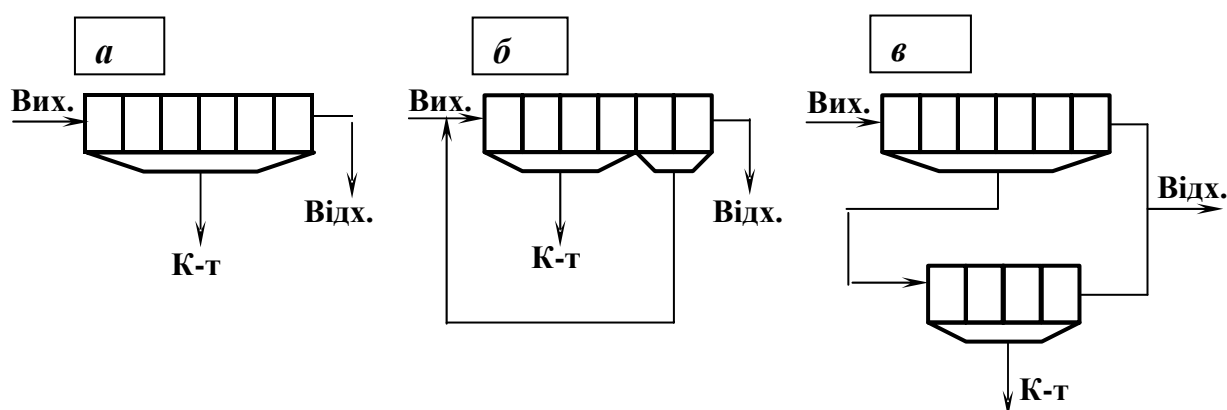


Рис. 6.46 – Схеми флотації вугільних шламів:

a – пряма; *б* – з перечищенням частини концентрату; *в* – з перечищенням усього концентрату.

При флотації шламів більш важкої збагачуваності і більшій їх зольності застосовують різні схеми з перечищенням концентрату. Найбільшого поширення набула схема з перечищенням концентрату останніх камер у машині основної флотації (рис. 6.46 *б*).

Іноді при особливо високозольних шламах застосовують схеми з перечищенням усього концентрату основної флотації (рис. 6.46 *в*). Перечищення концентрату може здійснюватися або в окремій флотаційній машині, або в окремих камерах машини основної флотації. Перечищен-

ня в окремих машинах або камерах більш доцільне, тому що для неї потрібний режим, відмінний від режиму основної флотації.

Розрахунок схем збагачення вугілля

Метою розрахунку схеми технологічного процесу збагачення є визначення кількості і якості продуктів, одержуваних в окремих операціях переробки вугілля. За результатами розрахунку складають практичний баланс продуктів збагачення і баланс фабрики щодо води.

Розрахунок шихти виконується при надходженні на збагачувальну фабрику вугілля декількох шахт.

Розрахунок ситового складу шихти здійснюється за таких умов:

- сума часток вугілля a_i шахт у шихті:

$$\sum_{i=1}^n a_i = 1 ; \quad (6.21)$$

- сума виходів класів γ_i вугілля кожної шахти:

$$\sum_{i=1}^n \gamma_i = 100\% ; \quad (6.22)$$

- сума виходів класів γ_j вугілля шихти:

$$\sum_{i=1}^n \gamma_i = \sum_{i=1}^n a_i \gamma_i = 100\% ; \quad (6.23)$$

- зольність класу шихти:

$$A_i^d = \left(\sum_{i=1}^n a_i \gamma_i A_i^d \right) / \sum_{i=1}^n \gamma_i . \quad (6.24)$$

Розрахунок фракційного складу шихти виконується аналогічно:

- сума часток класів b_i шахт в однойменних класах шихти:

$$\sum_{i=1}^n b_i = \left(\sum_{i=1}^n a_i \gamma_i \right) / \sum_{i=1}^n \gamma_i = 1 ; \quad (6.25)$$

- сума виходів фракцій γ_i класу шахти визначається за формулою (6.22);

- сума виходів фракцій γ_j шихти:

$$\sum_{i=1}^n \gamma_i = \sum_{i=1}^n b_i \gamma_i = 100\% ; \quad (6.26)$$

- зольність фракцій шихти:

$$A_i^d = \left(\sum_{i=1}^n b_i \gamma_i A_i^d \right) / \sum_{i=1}^n \gamma_i . \quad (6.27)$$

Розрахунок ситового і фракційного складу теоретичних машинних класів виконується з використанням обчислених виходів і зольностей класів та фракцій шихти.

За фракційним складом машинних класів будують криві збагачуваності, з їх використанням складають теоретичний баланс продуктів розділення, а також визначають густину розділення і коефіцієнт збагачуваності (6.5) для кожного машинного класу гравітаційної крупності.

Після вибору й обґрунтування технологічної схеми збагачення вугілля приступають до її розрахунку.

Розрахунок підготовчих операцій здійснюється з урахуванням таких залежностей:

- сума виходів продуктів γ_i дорівнює виходу живлення $\gamma_{живл}$ операції:

$$\gamma_{живл} = \sum_{i=1}^n \gamma_i ; \quad (6.28)$$

- сума зольних одиниць живлення і продуктів операції рівні:

$$A_{живл}^d = \left(\sum_{i=1}^n \gamma_i A_i^d \right) / \sum_{i=1}^n \gamma_i ; \quad (6.29)$$

- додаткове шламоутворення в операції приймається за даними практики або враховується коефіцієнтом шламоутворення $a_{шл}$:

$$\gamma_{шл}^{дон} = \gamma_{живл}^{+0,5} \cdot a_{шл} \quad (6.30)$$

- вихід класу крупності меншої від розміру отворів d сита грохоту в підрешітний продукт визначається з урахуванням ефективності процесу E :

$$\gamma_{подр}^{-d} = \gamma_{живл}^{-d} \cdot E ; \quad (6.31)$$

- можливе влучення в підрешітний продукт зерен крупніших від розміру отворів сита обчислюється поправочним коефіцієнтом b^{+d} ($b^{+d} = 3 - 5\%$):

$$\gamma_{подр}^{+d} = \gamma_{живл}^{+d} (1 - a_{шл}) b^{+d} . \quad (6.32)$$

Норми шламоутворення для деяких процесів переробки вугілля наведені в табл. 6.10.

Таблиця 6.10 – Норми шламоутворення при збагаченні вугілля

Процес	Крупність, мм	Шламоутворення ($a_{шл}$), %
Грохочення:		
мокре	-	1-2
сухе	-	2-3

Знешламлювання	+13 0,5-13	1-2 2-3
Важкосередовищна сепарація	+13	1-2
Збагачення у гідроциклонах	0,5-25	8-12
Відсадка	+13 0,5-13	1-2 6-12
Зневоднювання: на грохотах	+13	1-2
на грохотах і багер-зумпфах	0,5-13	1-2
у вібраційних центрифугах	0,5-13	1-2
у шнекових центрифугах	0,5-13	4-6
Дроблення промпродукту	+13	8-10
Транспортування матеріалу насосами	-	8-12

Розрахунок операцій гравітаційного збагачення виконується з урахуванням крупності збагачуваного матеріалу, густини розділення й обраного процесу збагачення.

При виборі важкосередовищного збагачення розраховують середнє ймовірне відхилення E_{pm} (6.15)-(6.20), відхилення середньої густини фракції від густини розділення x (6.12), за табл. 6.11 визначають число розділення $\varepsilon = F(x)$, відповідно до якого обчислюють вихід і зольність продуктів збагачення.

При виборі процесу відсадки за табл. 6.12 призначають коефіцієнт похибки розділення I , розраховують відхилення середньої густини фракції від густини розділення x (формула (6.13)), за табл. 6.11 визначають число розділення $\varepsilon = F(x)$, відповідно до якого обчислюють вихід і зольність продуктів збагачення.

Таблиця 6.11 – Значення інтегралу ймовірності Гаусса

x	$F(x)$	x	$F(x)$	x	$F(x)$	x	$F(x)$	x	$F(x)$
-3,6	0,0000	-2,1	0,0179	-0,6	0,2743	0,9	0,8159	2,4	0,9918
-3,5	0,0002	-2,0	0,0228	-0,5	0,3085	1,0	0,8413	2,5	0,9938
-3,4	0,0003	-1,9	0,0287	-0,4	0,3446	1,1	0,8643	2,6	0,9953
-3,3	0,0005	-1,8	0,0359	-0,3	0,3821	1,2	0,8849	2,7	0,9965
-3,2	0,0007	-1,7	0,0446	-0,2	0,4207	1,3	0,9032	2,8	0,9974
-3,1	0,0010	-1,6	0,0548	-0,1	0,4602	1,4	0,9192	2,9	0,9981
-3,0	0,0014	-1,5	0,0668	0,0	0,5000	1,5	0,9332	3,0	0,9986
-2,9	0,0019	-1,4	0,0808	0,1	0,5398	1,6	0,9452	3,1	0,9990
-2,8	0,0026	-1,3	0,0968	0,2	0,5793	1,7	0,9554	3,2	0,9993
-2,7	0,0035	-1,2	0,1151	0,3	0,6179	1,8	0,9641	3,3	0,9995

-2,6	0,0047	-1,1	0,1357	0,4	0,6554	1,9	0,9713	3,4	0,9997
-2,5	0,0062	-1,0	0,1587	0,5	0,6915	2,0	0,9772	3,5	0,9998
-2,4	0,0082	-0,9	0,1841	0,6	0,7257	2,1	0,9821	3,6	1,0000
-2,3	0,0107	-0,8	0,2118	0,7	0,7580	2,2	0,9861		
-2,2	0,0139	-0,7	0,2420	0,8	0,7881	2,3	0,9893		

Таблиця 6.12 – Коефіцієнт похибки розділення I

Крупність вугілля, мм	Значення коефіцієнта I	
	При низькій густині розділення (до 1,5 т/м ³)	При високій густині розділення (більше 1,8 т/м ³)
0,5-13	0,16	0,18
13-100 (150)	0,12	0,14
0,5-100 (150)	0,15	0,16

Розрахунок операцій зневоднення продуктів підготовчих операцій і гравітаційного збагачення завершується складанням практичного балансу продуктів збагачення гравітаційного відділення.

Розрахунок водно-шламової схеми фабрики здійснюється з дотриманням залежностей (6.28) - (6.29) по твердій фазі, і, крім того, для рідкої фази повинні виконуватися наступні умови:

- кількість води в продукті W_i пропорційна його кількості Q_i і розрідженості R_i

$$W_i = Q_i R_i ; \quad (6.33)$$

- кількість води в операції:

$$W_{опер} = \sum_{i=1}^n W_i ; \quad (6.34)$$

- кількість додаткової води, яка подається в операцію:

$$W_{дод} = W_{опер} - W_{живл} . \quad (6.35)$$

При складанні балансових рівнянь щодо води недопустимо використовувати який-небудь показник, крім розрідженості. Якщо відомі кількість продукту і кількість води, що міститься в ньому, для визначення розрідженості може бути застосована формула (6.33). Якщо відома воло-

гість W_t^r продукту, розрідженість визначають відповідно до залежності (6.36):

$$R = W_t^r / (100 - W_t^r) . \quad (6.36)$$

Результати розрахунку оформляють у вигляді практичного балансу продуктів збагачення і балансу води по фабриці. Після закінчення розрахунку технологічної схеми приступають до вибору обладнання, що реалізує прийняті проектні рішення.

7 ВИБІР І РОЗРАХУНОК ВОДНО-ШЛАМОВОЇ СХЕМИ

7.1 Порядок розрахунку водно-шламової схеми

Метою проектування водно-шламової схеми є забезпечення оптимальних концентрацій пульпи (гідросумішей) у технологічних операціях і продуктах схеми; визначення кількості води, що додається в операції або видаляється з продуктів при зневодненні; визначення потреби збагачувальної фабрики у воді і складання балансу води.

Задані показники збагачення будуть досягнуті тільки в тому випадку, якщо всі технологічні операції будуть проходити при оптимальних розрідженостях. Значення розрідженостей встановлюються виходячи з експериментальних даних з урахуванням досвіду роботи збагачувальних фабрик-аналогів. Для успішного здійснення деяких технологічних операцій необхідно не тільки забезпечити оптимальну розрідженість у живленні, але й подавати в операцію певну кількість додаткової води (наприклад, підрешітна вода при відсадці). Оптимальні значення розрідженостей в операціях і продуктах (табл. 7.1 і 7.2) коливаються в широких межах залежно від властивостей матеріалу, що переробляється, і вимог до продуктів переробки.

Розрахунок водно-шламової схеми виконується з використанням формул (6.33)-(6.36).

Вихідні дані для розрахунку водно-шламової схеми можуть бути розділені на три групи:

- до першої групи відносять оптимальні значення розрідженостей в окремих операціях і продуктах, які можна регулювати (наприклад, розрідженість живлення флотації);

- другу групу складають показники, що характеризують вологість продуктів, величина якої не залежить від виконавця і практично не регулюється (наприклад, вологість вихідного матеріалу);

- третя група представлена нормами витрати додаткової технічної води, що необхідна для ведення технологічного процесу (табл. 7.3).

Порядок розрахунку водно-шламової схеми наступний:

- складають таблицю загальноприйнятої форми (табл. 7.4), куди для кожної операції заносять показники кожного продукту, що надходить в дану операцію і виходить з неї: вихід γ , масу Q і зольність A^d (або вміст корисного компонента β). Для продуктів і операцій з відомими вологістю W_i^r і розрідженістю R за формулами (6.33) і (6.36) розраховують кількість у них води W ;

- за рівняннями балансу (6.34) - (6.35) визначають кількість води, що додається в окремі операції і продукти, й одночасно обчислюють кількість води та розрідженість у всіх інших операціях і продуктах схеми.

Таблиця 7.1 – Вміст твердої фази (за масою) і розрідженість в операціях та продуктах збагачення руд

Операція, продукт	Вміст твердого, %	Розрідженість, м ³ /т
Подрібнення:		
Живлення стержневих і кульових млинів	65-80	0,25-0,55
Живлення млинів самоподрібнення	60-70	0,40-0,70
Гідравлічна класифікація:		
Живлення класифікації	30-50	1,00-2,50
Піски спіральних класифікаторів	80-85	0,20-0,25
Піски гідроциклонів	60-70	0,40-0,70
Промивання:		
Живлення операції	15-35	2,00-6,00
Митий продукт коритних мийок	85-90	0,10-0,20
Флотація:		
Живлення основної флотації	25-45	1,20-3,00
Живлення перечисної флотації	15-30	2,50-6,00
Концентрат основної флотації	25-45	1,20-3,00
Концентрат перечисної флотації	30-50	1,00-2,50
Концентрат контрольної флотації	25-35	2,00-3,00

Відсадка:		
Живлення відсадки	40-50	1,00-1,50
Важкі продукти відсадки	30-40	1,50-2,50
Концентрація на столах, гвинтова сепарація:		
Живлення операції	25-35	2,00-3,00
Концентрати	40-60	0,70-1,50
Промпродукти	30-45	1,20-2,50
Збагачення в струминних апаратах:		
Живлення і продукти операції	45-55	0,80-1,20
Збагачення на орбітальних шлюзах:		
Живлення шлюзів	9-11	8,00-10,00
Мокра магнітна сепарація:		
Живлення сепарації	20-50	1,00-4,00
Магнітний продукт	60-70	0,50-0,70
Згущення:		
Живлення операції	2-10	9,00-50,00
Згущений продукт	50-70	0,40-1,00
Фільтрація і сушіння:		
Живлення фільтрації	50-70	0,40-1,00
Кек	85-90	0,10-0,20
Сушений продукт	95-98	0,02-0,05

Таблиця 7.2 – Вологість і розрідженість продуктів збагачення вугілля

Операція, продукт	Крупність, мм	Вологість, %	Розрідже- ність, м ³ /т
Мокре грохочення :			
Надрешітний віброгрохотів	+13	8-10	0,90-0,11
	-13	16-18	0,19-0,22
Знешламлювання, зневоднення:			
Надрешітний віброгрохотів	+13	8-10	0,90-0,11
	-13	16-18	0,19-0,22
конічних грохотів	-13	30-32	0,43-0,47
Важкосередовищне збагачення:			
Непромیتі важкі продукти	+13	7-10	0,08-0,11
	-13	45-50	1,00-1,20
Відмиті на грохоті концентрати	+13	6-12	0,06-0,14
	-13	14-16	0,16-0,19
Відмиті на грохоті промпродукти	+13	7-13	0,08-0,15
	-13	15-16	0,16-0,19
Відмиті на грохоті відходи	+13	8-14	0,09-0,16
	-13	16-20	0,19-0,25
Відсадка:			
Промпродукт із елеватора	+13	9-14	0,10-0,16

Відходи із елеватора	-13	10-23	0,23-0,30
	+13	10-15	0,11-0,18
	-13	20-24	0,25-0,32
Зневоднення:			
Концентрат із багер-елеватора	-13	20-22	0,25-0,28
Концентрат після центрифуг	-13	7-8	0,08-0,09
Промпродукт після центрифуг	-13	9-10	0,10-0,11
Флотація:			
Живлення операції	-	-	4,00-9,00
Згущення:			
Згущений згущувачів і гідроциклонів	-	-	1,50-4,00
Згущений циліндроконічного згущувача	-	-	0,60-0,70
Фільтрація:			
кек вакуум-фільтрів	-	20-30	0,25-0,40
кек фільтр-пресів	-	25-35	0,30-0,45
Сушіння:			
Сушений продукт	-	5-7	0,05-0,08

Таблиця 7.3 – Норми витрати води в операціях обробки вугілля і руд

Операція	Витрати води, м ³ /т
Мокре грохочення вугілля	0,8-1,8
Знешламлювання:	
вугілля перед збагаченням в суспензіях	0,4-0,8
руд перед збагаченням в суспензіях	0,5-1,2
вугілля перед відсадкою	1,0-2,5
Промивання руд:	
в похилих коритних мийках	3,0-6,0
в скруберах і горизонтальних мийках	1,0-2,0
Відсадка:	
крупного вугілля	2,4-3,5
дрібного вугілля	2,0-3,4
некласифікованого вугілля	3,0-4,0
руд в машинах з рухомим решетом	3,0-4,0
руд в діафрагмових машинах	3,5-5,0
Відмивання обважнювача від продуктів збагачення:	
вугілля	0,8-1,2
руд	1,0-1,2

Зневоднення вугілля на грохотах	0,2-0,3
Концентрація вугілля і руд на столах	1,5-2,5
Загальні витрати води:	
вуглезбагачувальні фабрики	2,0-6,0
промивальні фабрики	4,-8,0
флотаційні і мокрі магнітозбагачувальні фабрики	3,0-6,0

- у разі потреби за формулами (7.1) і (7.2) визначають вологість W_t^r деяких продуктів (наприклад, товарних), а за формулою (7.3) вміст твердого p у потоках схеми (наприклад, в оборотній воді):

$$W_t^r = W / (Q + W) ; \quad (7.1)$$

$$W_t^r = 100R / (1 + R) ; \quad (7.2)$$

$$p = Q \cdot 10^3 / W ; \quad (7.3)$$

- за результатами розрахунку складають баланс води по фабриці і визначають питомі витрати води на 1т збагачуваного матеріалу.

Розглянутий метод розрахунку водно-шламової схеми дуже простий, але він не дозволяє врахувати накопичення шламів в оборотній воді в результаті її циркуляції.

Таблиця 7.4 – Розрахунок водно-шламової схеми

Продукт	№ прод.	γ , %	A^d , %	Q, т/ГОД	W_t^r , %	R, м ³ /т	W, м ³ /ГОД
1	2	3	4	5	6	7	8
<i>Операція</i>							
Надходить:							
Продукт	1	γ_1	A_1^d	Q_1	W_t^r	R_1	W_1
Продукт	2	γ_2	A_2^d	Q_2	-	R_2	W_2
РАЗОМ		$\gamma_{\text{СУМ}}$	$A_{\text{СУМ}}^d$	$Q_{\text{СУМ}}$	-	$R_{\text{СУМ}}$	$W_{\text{СУМ}}$
Виходить:							
Продукт	3	γ_3	A_3^d	Q_3	-	R_3	W_3
Продукт	4	γ_4	A_4^d	Q_4	-	R_4	W_4
РАЗОМ		$\gamma_{\text{СУМ}}$	$A_{\text{СУМ}}^d$	$Q_{\text{СУМ}}$	-	$R_{\text{СУМ}}$	$W_{\text{СУМ}}$

7.2 Порядок розрахунку системи регенерації оборотної води

Накопичення шламів в оборотній воді фабрики відбувається в результаті багаторазового використання великих кількостей води в технологічних процесах і неповного виведення тонкодисперсних мінеральних частинок із замкнутих технологічних циклів. Джерелом утворення шла-

мів служить дроблення, подрібнення і розтирання корисної копалини в процесі її видобування, транспортування і збагачення, а також розмокання у воді глинистих компонентів. Оборотною водою, що містить шлам, має в порівнянні з чистою підвищену густину, в'язкість і концентрацію солей, що несприятливо позначається на ході технологічного процесу. Тому при проектуванні замкненої водно-шламової схеми необхідно розрахувати і вибрати такий варіант, який дозволив би одержати чистішу оборотну воду.

У практиці збагачення застосовують наступні замкнені цикли прояснення оборотної води:

- *багатостадійні цикли регенерації оборотної води.* Найчастіше застосовуються двостадійні цикли, характерною рисою яких є використання зливу другої стадії прояснення як оборотну воду;

- *водно-шламові цикли регенерації оборотної води з повною переробкою зливу флоатацією.* За цими схемами шламові води частково використовуються як транспортна вода при відсадці, частково – направляються на згущення в гідроциклони, злив яких підлягає флоатації. Відходи флоатації згущуються із застосуванням флокулянтів, злив згущувачів – як оборотна вода;

- *водно-шламові цикли регенерації оборотної води з частковою переробкою зливу флоатацією.* У цих схемах на флоатацію направляється частина шламових вод після виділення з них грубозернистого шламу;

- *замкнуті цикли регенерації оборотної води без згущення перед флоатацією.* Для зменшення накопичення тонких шламів на флоатацію направляють злив вузла уловлювання шламу. Основним засобом регенерації оборотної води в замкнутих циклах є процес флоатації.

Вибір оптимального варіанта схеми регенерації шламових вод може бути здійснений на основі розрахунку альтернативних варіантів і їхнього порівняння. Для цього складну систему регенерації шламових вод представляють у вигляді укрупнених технологічних блоків, де кожний з них виконує певну функцію. Взаємодія блоків визначає роботу всієї системи в цілому. Блокова побудова системи регенерації зручна для її математичного опису і, крім того, дозволяє виконати розрахунок з урахуванням накопичення і циркуляції шламів.

Порядок розрахунку водно-шламової схеми вуглезбагачувальної фабрики наступний:

- у результаті розрахунку технологічної схеми гравітаційного відділення збагачувальної фабрики одержують вихідні дані для розрахунку водно-шламової схеми – характеристики шламу (кількість грубозернистого q_1 і тонкозернистого шламу $q_1^{-0,5}$, його зольність $A_1^{+0,5}$ і $A_1^{-0,5}$) і кількість води, що надходить зі шламом W_1 ;

- залежно від кількості шламів і їх складу вибирається варіант водно-шламової схеми (наприклад, рис. 7.1);

- відповідно до обраного варіанта схеми, використовуючи експериментальні або дослідницькі (табл. 7.5) дані, для розрахунку призначають:

- частку рециркуляції потоків S_i ,
- вилучення класу $-0,5$ мм у згущений (зневоднений) продукт ε_i ,
- вилучення класу $+0,5$ мм у згущений (зневоднений) продукт η_i ,
- розрідженість деяких продуктів R_i .

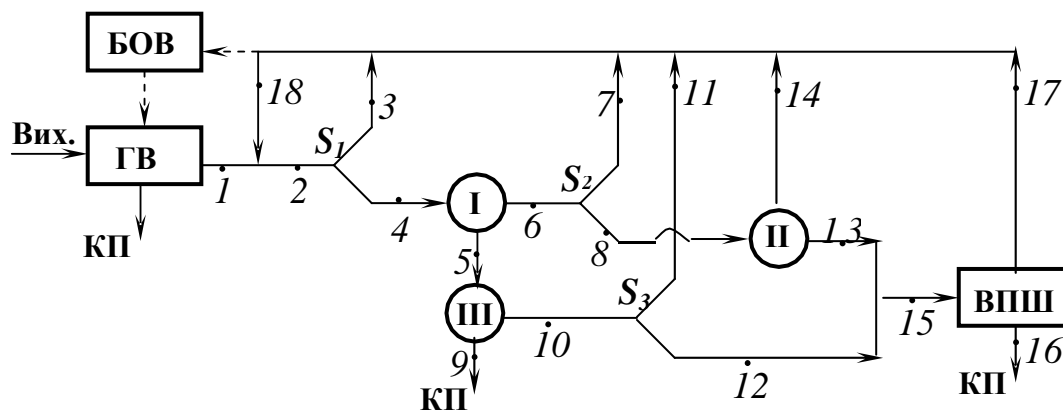


Рис. 7.1 – Водно-шламова блок-схема:

ГВ – гравітаційне відділення; БОВ – бак оборотної води; ВПШ – вузол переробки шламів; КП – кінцеві продукти; I - III – окремі операції.

Таблиця 7.5 – Параметри водно-шламових блок-схем

Умовне познач.	Параметр	Од. вимір.	Величина
S_i	Частка рециркуляції потоку	частки од.	0-1
ε_i	Вилучення класу $-0,5$ мм: у згущений гідроциклонів у згущений згущувачів у кек вакуум-фільтрів у надрешітний грохотів у зневоднений центрифуг	частки од.	0,15-0,25 0,85-0,95 0,90-0,98 0,20-0,30 0,10-0,20
η_i	Вилучення класу $+0,5$ мм: у згущений гідроциклонів у згущений згущувачів у кек вакуум-фільтрів	частки од.	0,75-0,85 0,95-0,98 0,95-0,99

	у надрешітний грохотів у зневоднений центрифуг		0,93-0,97 0,90-0,95
R_i	Розрідженість: згущеного гідроциклонів згущеного згущувачів кеку вакуум-фільтрів надрешітного грохотів зневодненого центрифуг кінцевих продуктів ВПШ	$\text{м}^3/\text{т}$	1,5-2,5 2,0-4,0 0,2-0,3 0,2-0,4 0,1-0,3 0,2-0,3

- з урахуванням вихідних і призначених додаткових даних обчислюють:

- вилучення класу $-0,5$ мм в оборотну воду:

$$U = S_1 + (1 - S_1)[S_2(1 - \varepsilon_1) + S_3 \varepsilon_1(1 - \varepsilon_3) + (1 - S_2)(1 - \varepsilon_1)(1 - \varepsilon_2)], \quad (7.1)$$

- вилучення класу $+0,5$ мм в оборотну воду:

$$I = S_1 + (1 - S_1)[S_2(1 - \eta_1) + S_3 \varepsilon_1(1 - \eta_3) + (1 - S_2)(1 - \eta_1)(1 - \eta_2)], \quad (7.2)$$

- коефіцієнт циркуляції шламів:

класу $-0,5$ мм

$$K_1 = (1 - U)^{-1}, \quad (7.3)$$

класу $+0,5$ мм

$$K_2 = (1 - I)^{-1}, \quad (7.4)$$

сумарний

$$K_0 = (K_1 q_1^{-0,5} + K_2 q_2^{+0,5}) / (q_1^{-0,5} + q_2^{+0,5}), \quad (7.5)$$

- ефективність системи регенерації

$$E_P = K_0^{-1}, \quad (7.6)$$

- визначають кількість шламів і води в продуктах схеми (табл. 7.6)

Таблиця 7.6 – Кількість шламів і води в продуктах схеми

Кількість шламів, т/год	Кількість води, $\text{м}^3/\text{год}$
$Q_1 = q_1^{-0,5} + q_1^{+0,5}$	$W_1 = W_{BIX}$
$Q_2 = q_1^{-0,5} k_1 + q_1^{+0,5} k_2$	$W_2 = W_1$
$Q_3 = S_1 (q_1^{-0,5} + q_1^{+0,5})$	$W_3 = S_1 W_1$

$Q_4 = (1 - S_1)(q_1^{-0,5} + q_1^{+0,5})$	$W_4 = W_2 - W_3$
$Q_5 = q_4^{-0,5} \varepsilon_1 + q_4^{+0,5} \eta_1$	$W_5 = Q_5 R_5$
$Q_6 = q_4^{-0,5} (1 - \varepsilon_1) + q_4^{+0,5} (1 - \eta_1)$	$W_6 = W_4 - W_5$
$Q_7 = S_2 (q_6^{-0,5} + q_6^{+0,5})$	$W_7 = S_2 W_6$
$Q_8 = (1 - S_2)(q_6^{-0,5} + q_6^{+0,5})$	$W_8 = W_6 - W_7$
$Q_9 = q_5^{-0,5} \varepsilon_3 + q_5^{+0,5} \eta_3$	$W_9 = Q_9 R_9$
$Q_{10} = q_5^{-0,5} (1 - \varepsilon_3) + q_5^{+0,5} (1 - \eta_3)$	$W_{10} = W_5 - W_9$
$Q_{11} = S_3 (q_{10}^{-0,5} + q_{10}^{+0,5})$	$W_{11} = S_3 W_{10}$
$Q_{12} = (1 - S_3)(q_{10}^{-0,5} + q_{10}^{+0,5})$	$W_{12} = W_{10} - W_{11}$
$Q_{13} = q_8^{-0,5} \varepsilon_2 + q_8^{+0,5} \eta_2$	$W_{13} = Q_{13} R_{13}$
$Q_{14} = q_8^{-0,5} (1 - \varepsilon_2) + q_8^{+0,5} (1 - \eta_2)$	$W_{14} = W_8 - W_{13}$
$Q_{15} = (q_{12}^{-0,5} + q_{13}^{-0,5}) + (q_{12}^{+0,5} + q_1^{+0,5})$	$W_{15} = W_{12} + W_{13}$
$Q_{16} = Q_{15}$	$W_{16} = Q_{16} R_{16}$
$Q_{17} = 0$	$W_{17} = W_{15} - W_{16}$
$Q_{18} = Q_3 + Q_7 + Q_{11} + Q_{14} + Q_{17}$	$W_{18} = W_3 + W_7 + W_{11} + W_{14} + W_{17}$

- виконують розрахунок зольності продуктів схеми:

$$A_i = (q_i^{-0,5} A_1^{-0,5} + q_i^{+0,5} A_1^{+0,5}) / Q_i, \quad (7.7)$$

- визначають вміст твердого в оборотній воді і її складових за формулою (7.3).

За результатами розрахунку можна судити про вміст шламів у кожному зі складових оборотної води фабрики і при необхідності трансформувати схему з метою одержання оборотної води необхідної якості.

8 ПОРОДНЕ ГОСПОДАРСТВО ФАБРИКИ

Породне господарство збагачувальної фабрики являє собою комплексну систему, призначену для видалення і складування відходів, прояснення і очищення стоків та оборотного водопостачання.

Залежно від крупності і вологості відходів, що видаляються з фабрики, розрізняють сховища для мокрих дрібних відходів і сховища для сухих крупних відходів.

8.1 Транспортування й укладання дрібних мокрих відходів

При мокрих процесах збагачення корисних копалин утворюється пульпа, яка містить відходи. Ця пульпа гідравлічним способом по лотках

і трубах транспортується в спеціально створені природні або штучні басейни-сховища - гідравлічні відвали, де відбувається осадження і укладання твердої фази відходів та прояснення води, що направляється в оборот на фабрику.

Площадка, на якій розташовується басейн-сховище, вибирається на основі вивчення матеріалів топографічних, інженерно-геологічних і гідрогеологічних досліджень. При виборі площадки повинні бути дотримані такі умови:

- місткість басейну повинна бути достатньою для складування відходів протягом усього періоду експлуатації фабрики,
- при вмісті в складованих відходах або окремих їхніх фракціях цінних компонентів, що можуть бути використані в майбутньому або в інших галузях промисловості, необхідно передбачити можливість їхнього відвантаження,
- басейн повинен розміщатися нижче рівня площадок прилеглих житлових масивів і промислових підприємств, щоб запобігти їхньому затопленню у випадку аварії, крім того це дозволить використовувати самопливний транспорт пульпи в басейн,
- мінімальна віддаленість гідравлічного відвала від зони забудови повинна бути не менше 1 км,
- заборонено скидати прояснені води у водойми, які використовують як джерела водопостачання або як рибогосподарські,
- місце розташування площадки під басейн-сховище необхідно узгоджувати з планами забудови району,
- найдоцільніше розташовувати гідравлічний відвал у природній западині або долині, що дозволяє при невеликій довжині дамби для огорожування одержати басейн значного об'єму. Типи гідравлічних відвалів, що зустрічаються в практиці збагачення, наведені в табл. 8.1.

Взагалі транспортування і складування мокрих дрібних відходів збагачення здійснюється за такою схемою (рис. 8.1). Від збагачувальної фабрики відходи по головному пульпопроводу подаються в розвідний пульпопровід, прокладений по дамбі, що огорожує сховище.

Таблиця 8.1 – Типи гідравлічних відвалів

Типи відвалів	Умови використання
Котлованні	Розташовуються в котлованах вироблених кар'єрів. Використаються рідко
Рівнинні	Розташовуються на рівнинах із спорудженням дамб з усіх боків Використаються рідко, при відсутності природних западин
Косогірні	Розташовуються на схилах із спорудженням дамб з трьох боків, четвертий – схил. Використаються в гористій місцевості
Заплавні	Розташовуються в заплавах річок на більш високих терасах берега із спорудженням дамб з трьох боків, четвертий - берег.

	Використаються рідко
Яристі	Розташовуються в ярах, які перегороджують дамбами. Використаються часто
Яристо-рівнинні	Використовуються при невеликій місткості яру. Яри перегороджують, а рівнинні ділянки огорожують дамбами
Долинні	Розташовуються в долинах гірських річок, коли неможливо застосувати гідровідвал іншого типу, тому що їх спорудження вимагає перенесення русла річки

У розвідному пульпопроводі на відстані 1 - 2 м один від одного робляться отвори з насадками, через які відходи по жолобах направляються в басейн, де тверді частинки осаджуються, а прояснена вода через зливні колодязі відводиться в колектор і повертається на фабрику.

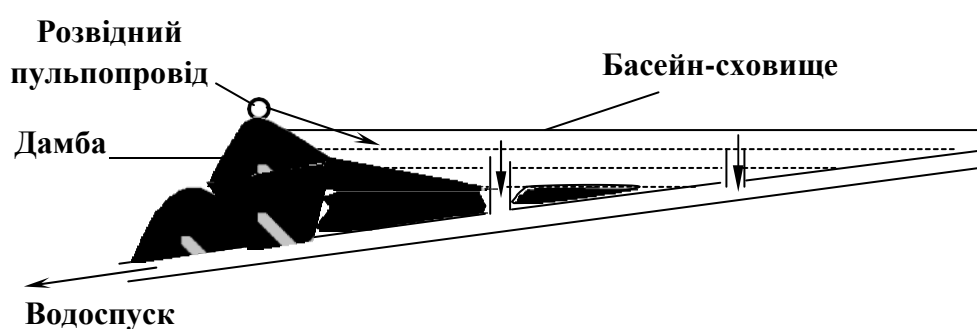


Рис. 8.1 – Схема басейну-сховища дрібних мокрих відходів.

Дамба (гребля) огороження басейну-сховища першої черги зводиться з місцевих матеріалів висотою 4-6 м. Висота греблі першої черги повинна бути не менш ніж на 1 м вище рівня води в басейні. Басейн, що утворюється, за місткістю повинен бути достатній для скидання відходів протягом першої зими експлуатації збагачувальної фабрики, а площа його дзеркала повинна забезпечити прояснення води.

Якщо відходи містять до 60 % матеріалу крупністю $-0,074$ мм, то дамби наминають із самих відходів. При більш тонких відходах споруджують змішані дамби, а із місцевих піщаних або піщано-гравійних матеріалів зводяться тільки маленькі дамби нарощування. У деяких випадках роблять класифікацію відходів на дамбі і піски використовують для намиву дамби, а злив скидають в басейн. Басейн заповнюється в напрямку від дамби, при цьому крупні частинки, осаджуючись поблизу дамби, збільшують її міцність.

Стічні води флотаційних фабрик після прояснення містять реагенти, тому випускати їх у відкриті водойми без додаткового очищення забороняється. Способи хімічного очищення стічних вод перед скиданням їх у відкриті водойми повинні розроблятися в проекті збагачувальної фабрики на основі результатів досліджень.

Вуглезбагачувальні фабрики проектують з цілком замкненою водно-шламовою схемою, що дозволяє значно знизити потребу фабрики у свіжій воді.

Необхідна місткість басейну-сховища визначається за формулою:

$$V = Qn / [\eta\delta(1 - m)] ,\text{м}^3 , \quad (8.1)$$

де Q – маса відходів, що укладаються протягом року, т/рік; n – число років експлуатації фабрики; η – коефіцієнт заповнення басейну-сховища, який змінюється пропорційно його місткості і приймається $\eta = 0,75 - 0,90$; δ – густина твердої фази відходів, т/м³; m – пористість відкладів відходів, яка змінюється обернено пропорційно середньозваженій крупності їхніх частинок ($m = 0,40 - 0,65$).

8.2 Транспортування й укладання крупних сухих відходів

Вибір способу транспортування й укладання сухих і крупних зневоднених відходів збагачення залежить від їхніх фізичних властивостей і кількості, рельєфу площадки для складування відходів, відстані між збагачувальною фабрикою і відвалом.

Відвали сухих відходів розміщують поза територією фабрики з дотриманням протипожежних і санітарних норм, відповідно до яких для вуглезбагачувальних фабрик розриви між відвалами породи і громадськими, житловими та промисловими спорудами повинні бути не менше передбачених нормативами:

- від населеного пункту.....	500
м,	
- від лінії електропередачі 35 кВ і вище	300
м,	
- від лінії електропередачі 3-6 кВ	100
м,	
- від вентиляційного ствола шахти	80
м,	
- від адміністративних приміщень і контор	50
м,	
- від шосейних і ґрунтових доріг.....	40
м,	
- від допоміжних будівель і споруд	20
м.	

Місткість відвалу для крупних сухих відходів визначається за формулою:

$$V = Qn/\gamma , \quad (8.2)$$

де γ - насипна щільність відходів, т/м³, інші позначення ті ж.

Найчастіше в практиці збагачення застосовують чотири способи транспортування й укладання крупних сухих відходів.

1-й спосіб. Транспортування відходів скіпами або вагонетками по похилих рейкових коліях і укладання їх у конусоподібні відвали (терикони).

Відходи накопичують у бункерах, місткість яких приймають звичайно рівною масі відходів, одержуваних за зміну, мінімально – за 2-3 години роботи збагачувальної фабрики. З бункерів відходи завантажують у скіп або вагонетку і канатною відкаткою по рейковій колії з кутом нахилу 20 - 30° піднімають на вершину відвалу і перекидають (рис. 8.2 а). Місткість відвалу звичайно досягає 3 - 4 млн м³.

Продуктивність установки для транспортування відходів при одноколійній відкатці складає 5 - 15 м³/год, при двоколійній 15 - 55 м³/год.

Цей спосіб транспортування й укладання відходів застосовується при розміщенні відвалу на горизонтальній площадці і розташуванні його на віддалі від фабрики не більше ніж 0,7 км.

Перевага конусоподібних відвалів – невелика займана ними площа, що особливо важливо при великій кількості одержуваних відходів і тривалому терміні експлуатації фабрики. Недоліки – трудомісткість робіт з підтримки рейкового шляху, складність пересування розвантажувальних ферм, забруднення повітря, а для вуглезбагачувальних фабрик – і схильність до самозаймання.

2-й спосіб. Транспортування відходів у відвал конусоподібної форми пересувними стрічковими конвеєрами (рис. 8.2 б) застосовується в умовах м'якого клімату, якщо можлива цілорічна робота під відкритим небом. Кут підйому стрічкових конвеєрів приймається 16 - 17°. Відстань від відвалу до фабрики також не перевищує 0,7 км. Місткість відвалів при цьому способі укладання відходів складає 1-2 млн м³.

3-й спосіб. Транспортування відходів підвісними канатними дорогами застосовується при розташуванні відвалу від фабрики на відстані до 3 км. При маятниковому русі вагонеток і довжині відкатки до 0,8 км канатні дороги забезпечують продуктивність 100-150 м³/год. Форма відвалу залежить від прийнятої схеми розташування щогл:

- конусоподібні відвали утворюються при одній кінцевій щоглі (рис. 8.3 а),
- штабельні - при спорудженні декількох щогл і розміщенні штабелів у прольотах між ними (рис. 8.3 б),
- секторні – при пересуванні кінцевої щогли по дуговій рейковій колії (рис. 8.3 в).

Переваги підвісних канатних доріг у порівнянні з наземною рейковою відкаткою полягають у тому, що вони не залежать від рельєфу мі-

сцевості, можуть перетинатися з наземними комунікаціями, не вимагають трудозатрат на підтримку шляхів і переміщення розвантажувальних ферм. Їхній головний недолік – великі капітальні витрати на спорудження високих сталевих щогл.

В умовах холодного клімату підвісні канатні дороги не можна застосовувати для транспортування відходів підвищеної вологості через їхнє змерзання у вагонетках.

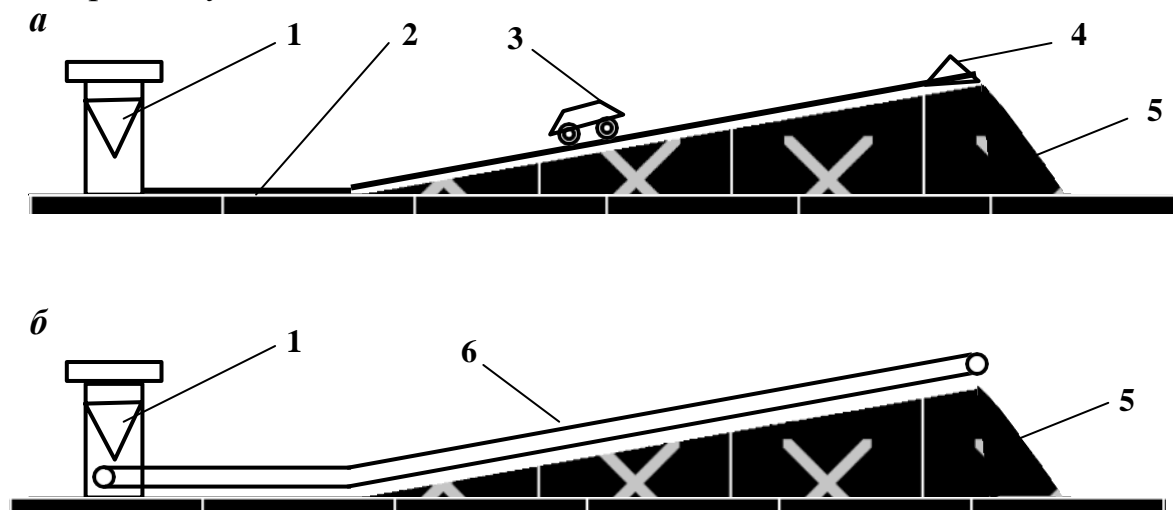


Рис. 8.2 – Транспортування крупних сухих відходів скіпами або вагонетками (а) і стрічковими конвеєрами та складання їх у конусоподібні відвали: 1 – бункер відходів; 2 – рейкова колія; 3 – вагонетка; 4 – розвантажувальна ферма; 5 – конусоподібний відвал; 6 – стрічковий конвеєр.

4-й спосіб. Транспортування відходів у перекидних залізничних вагонах або автосамоскидами з утворенням плоских відвалів (рис. 8.4). Відвал розташовується на похилій площадці, відходи скидаються під укіс і розрівнюються бульдозером. Цей спосіб застосовується при великій продуктивності фабрики і значному віддаленні відвалу (більше 3 км). Місткість відвалу складає 3-10 млн м³. Переваги способу полягають в його високій продуктивності (до 500 т/год), маневреності транспорту (особливо автомобільного), незначній імовірності самозаймання відходів (відвал знаходиться в западині), крім того, відвали зручні для рекультивациі.

Використання відвальних відходів підвищує комплексність переробки корисної копалини, дозволяє одержати нові види продукції і приводить до зменшення земельних площ, які займають відвали і які можуть бути використані для потреб сільського або лісового господарства. Тому при розробці проектів збагачувальних фабрик повинні розглядатися питання можливості використання породи для одержання побічної

продукції (наприклад, силікатної цегли, будівельного щебеню, аглопориту й ін.).

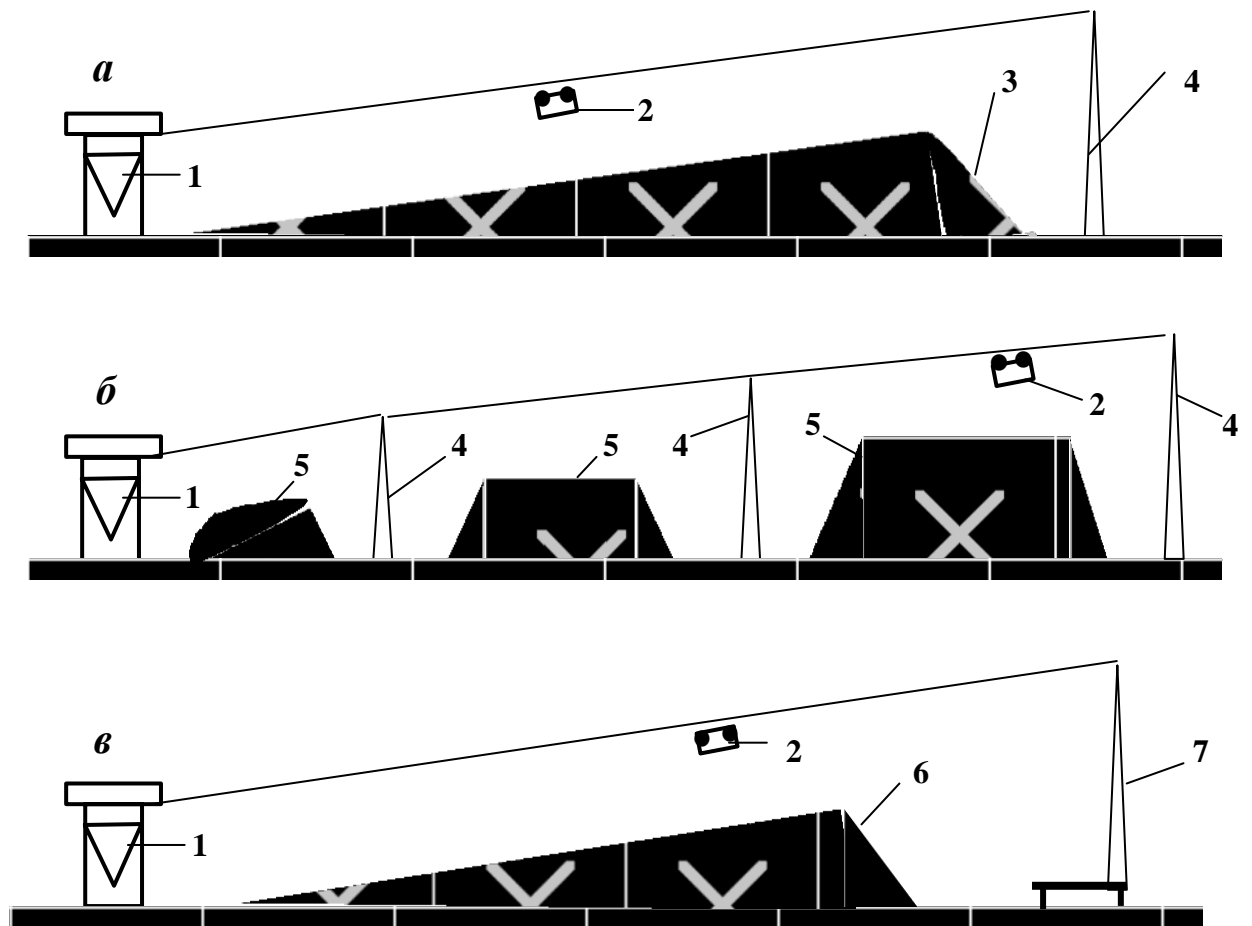


Рис. 8.3 – Транспортування крупних сухих відходів канатними підвісними дорогами і складання їх у конусоподібні (а), штабельні (б) і секторні (в) відвали:

1 – бункер відходів; 2 – вагонетка; 3 – конусоподібний відвал; 4 – сталеві щогли; 5 – штабельний відвал; 6 – секторний відвал; 7 – пересувна кінцева щогла.

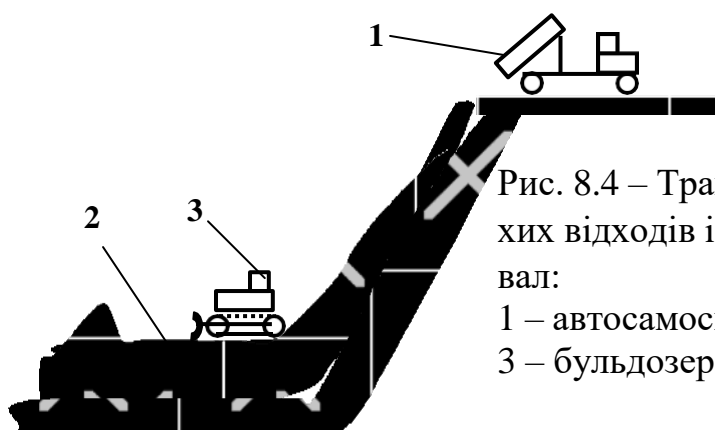


Рис. 8.4 – Транспортування крупних сухих відходів і укладення їх у плоский відвал:

1 – автосамоскид; 2 – плоский відвал; 3 – бульдозер.

8.3 Схеми укладання відходів і оборотного водопостачання

Принципам укладання відходів і оборотного водопостачання задовольняють наступні схеми (рис. 8.5), які застосовуються на існуючих і проєктованих гірничозбагачувальних підприємствах.

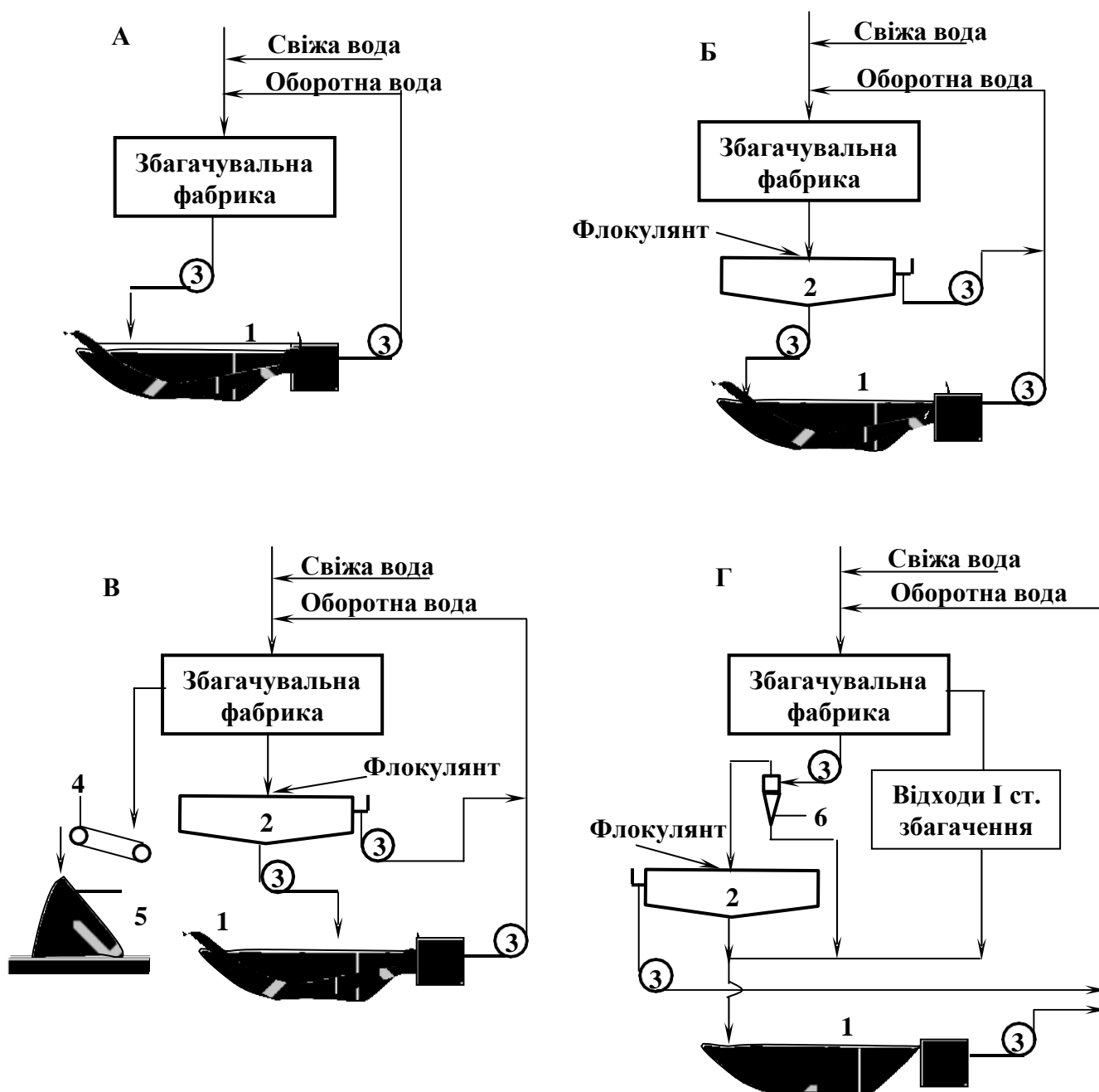


Рис. 8.5 – Схеми складання відходів і оборотного водопостачання, які використовують на рудних збагачувальних фабриках:

1 - басейн-сховище; 2 – радіальний згущувач; 3 – насос; 4 – стрічковий конвеєр; 5 – відвал крупних відходів; 6 – гідроциклон.

Схема А використовується на збагачувальних фабриках з тонким подрібненням і мокрими методами збагачення (флотація, магнітна сепарація й ін.).

Пульпа, що містить дрібні відходи, напірним гідротранспортом направляється в басейн-сховище, де тверда фаза осаджується, а освітлена вода через колодязі і колектор повертається на фабрику. При використанні цієї схеми флокулянт, як правило, не застосовується.

Схема Б також використовується на збагачувальних фабриках з тонким подрібненням і мокрими методами збагачення.

Дрібні відходи попередньо згущують у радіальному згущувачі, куди для інтенсифікації процесу осадження твердої фази подають флокулянт. Згущений продукт напірним гідротранспортом направляють у басейн-сховище, а злив повертають у процес (оборотна вода). Через залишкову концентрацію реагентів у зливні радіального згущувача схема Б не може бути застосована на фабриках зі складним реагентним режимом.

Схема В застосовується на фабриках, що збагачують корисні копалини в широкому діапазоні крупності, сухим і мокрим способом (наприклад, на магнітозбагачувальних фабриках, які застосовують суху і мокру магнітну сепарацію).

Крупні сухі або зневоднені відходи направляють у відвал одним з чотирьох способів. Дрібні відходи після попереднього згущення напірним гідротранспортом направляють у відвал. Злив радіального згущувача використовується як оборотна вода.

Схема Г може бути використана на збагачувальних фабриках зі стадіальним збагаченням корисних копалин.

Основний обсяг грубоподрібнених відходів першої стадії збагачення направляють у басейн-сховище без попереднього згущення. Більш тонкі відходи наступних стадій збагачення направляють в басейн-сховище після попередньої обробки, що полягає в класифікації і згущенні. Злив радіального згущувача – оборотна вода.

Схема Г використовується рідко, тому що капітальні й експлуатаційні затрати при ній вищі, ніж за схемами А, Б, В.

Деякі діючі вуглезбагачувальні фабрики при обробці відходів застосовують схему В з використанням дорогих, складних у гідротехнічному відношенні споруд - мулонакопичувачів. Однак для проєктованих, споруджуваних і реконструйованих фабрик при виборі схем обробки відходів флотації варто виходити з наступних основних вимог:

- схема обробки відходів флотації повинна забезпечити одержання чистої води для використання її в оборотному циклі фабрики;

- згущений продукт згущувачів при використанні фільтр-пресів повинен містити твердої фази не менше 350 кг/м^3 ;
- зневоднений продукт фільтр-пресів при вологості не більше 25 % повинен самостійно або в суміші з гравітаційними відходами легко транспортуватися у відвал автомобільним або іншим видом транспорту;
- схема обробки відходів флотації повинна забезпечити спільне складування у відвалах флотаційних і гравітаційних відходів.

За однією з таких схем (рис. 8.6, схема 1) відходи флотації після згущення в радіальному згущувачі направляють у відсаджувальні центрифуги. Флокулянт (поліакриламід) подають у згущувач і центрифуги. Злив згущувача і фугат центрифуг – оборотна вода. Ця схема не дістала широкого застосування на вуглезбагачувальних фабриках з двох причин:

- велика витрата флокулянту (30-50 г/т подають у радіальний згущувач і 200-400 г/т – у центрифуги),
- швидке накопичення мулів у водно-шламовій системі фабрики при поверненні в оборотний цикл фугату відсаджувальних центрифуг.

Перспективною є схема 2 (рис. 8.6), яка передбачає попереднє висококонцентроване згущення відходів флотації в циліндроконічних згущувачах і подальше їх зневоднення у фільтр-пресах. У фільтр-пресах одержують два кінцевих продукти – чистий з концентрацією 1 кг/м^3 твердої фази - фільтрат і зневоднений до транспортабельного стану – осад. Головні переваги цієї схеми обробки відходів флотації – відсутність необхідності відводу земельних ділянок під мулонакопичувачі і наявність на фабриці одного породного господарства для спільного складування відходів гравітаційного і флотаційного збагачення.

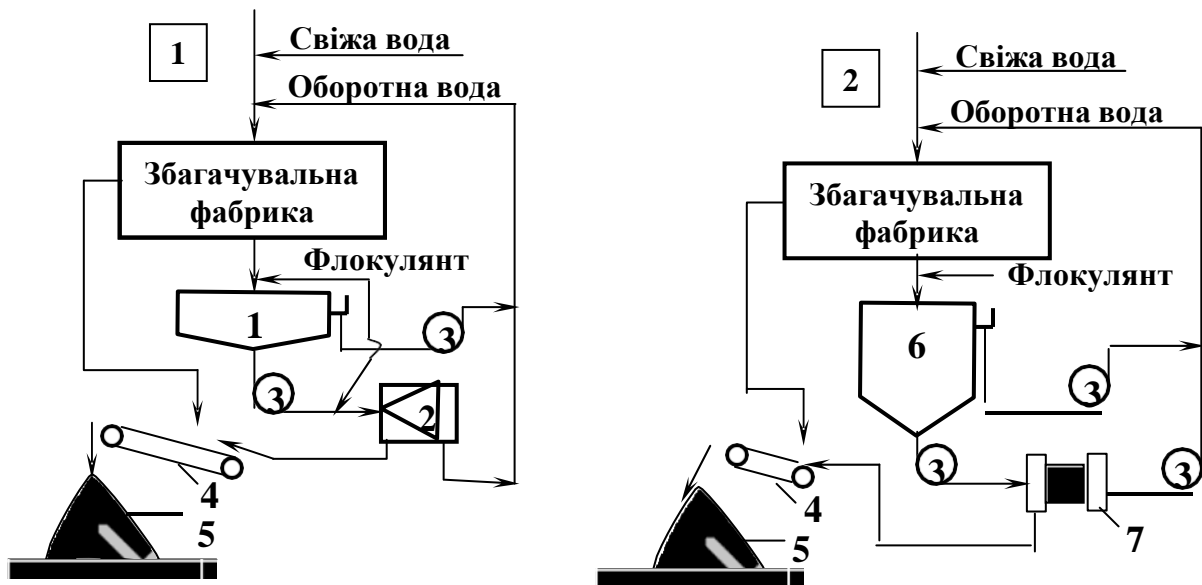


Рис. 8.6 – Схеми складування відходів і оборотного водопостачання вуг-
лезбагачувальних фабрик:

1 – радіальний згущувач; 2 – відсаджувальна центрифуга; 3 – насос; 4 –
стрічковий конвеєр; 5 – конусоподібний відвал; 6 – циліндроконічний
згущувач; 7 – фільтр-прес.

8.4 Рекультивація земель, зайнятих відходами вуглезбагачення

Землі, використовувані для складування відходів вуглезбагачення, займають значні площі і служать джерелом забруднення навколишнього середовища пилом і газами. Зменшення земельних площ, відчужуваних для складування відходів, досягається застосуванням різних схем обробки відходів збагачення.

Найпростішою є схема зі згущенням відходів флотації до вмісту твердого 700-800 кг/м³, після чого вони змішуються з породою гравітаційного відділення в співвідношенні 1:4 (за масою). Якщо отримана суміш виявляється недостатньо зневодненою, у суміш додають негашене вапно в кількості 1 - 10 кг/т. Підготовлену в такий спосіб суміш відходів можна транспортувати автосамоскидами в плоскі відвали, яри, відпрацьовані кар'єри. Засипані площі після покриття шаром чорнозему піддають рекультивації.

Різновидом розглянутої технології є схема, за якою до згущених відходів флотації для стабілізації суміші флотовідходів з крупною породою додають цемент (6 % від маси твердої фази у відходах).

Перспективною є технологічна схема, яка передбачає послідовне зневоднення відходів флотації в циліндроконічних згущувачах і фільтр-пресах (рис. 8.6, схема 2) і складування їх разом з відходами гравітаційного відділення.

Маса відходів вуглезбагачення, що знаходяться у відвалах, обчислюється десятками мільйонів тонн. Відвали минулих років (в основному терикони), які звичайно розташовані поблизу або усередині населених пунктів, є джерелами пило- і газоутворення, а також займають значні площі, які можуть бути використані під забудову.

Можливі такі технологічні рішення по приведенню площ, зайнятих відвалами, у первинний стан або під забудову:

- розробка териконів з вивозом породи для використання її як закладний матеріал або для заповнення вільних ємностей у кар'єрах;
- гасіння і перетворення форми териконів у плоскі відвали, озеленення і використання їх як вільних територій, позбавлених зон шкідливого впливу;
- планування породної маси на вільній площі або в межах терикону;
- осушення, нанесення ґрунтового шару і озеленення територій, зайнятих басейнами-сховищами.

У проекті фабрики повинні бути обґрунтовані рішення по відновленню земель, зайнятих відвалами і сховищами. Передбачаються способи зняття родючого шару ґрунту, транспортування його до місця укла-

дання або тимчасового збереження, нанесення родючого шару на відновлювані землі, облаштування дренажу і комунікацій.

9 ВИБІР ОБЛАДНАННЯ

9.1 Загальні принципи вибору і технологічного розрахунку обладнання

При виборі обладнання вирішуються такі основні завдання: вибір типу апарата і його типорозміру, розрахунок продуктивності апарата для заданих умов, визначення числа апаратів.

Тип вибраного апарата залежить від крупності збагачуваного матеріалу і його фізичних властивостей. Якщо можливе використання апаратів декількох типів, вибір здійснюється на основі їхнього техніко-економічного порівняння. При виборі обладнання варто враховувати досвід роботи підприємств-аналогів. Вибір типорозміру апарата зв'язаний з розподілом потоку збагачуваного матеріалу на паралельні секції. Загальна тенденція в цьому напрямку – максимальне укрупнення потоків і застосування апаратів з максимально можливою одиничною продуктивністю.

Продуктивність окремих апаратів звичайно коливається в широких межах, залежно від крупності кусків збагачуваного матеріалу і умов роботи апарата. Тому продуктивність повинна приводитися до конкретних умов. Продуктивність апаратів розраховують за теоретичними і емпіричними формулами, нормами питомого навантаження і питомої витрати електроенергії, за часом перебування матеріалу в апараті, за транспортуючою здатністю апарата, за даними каталогів і довідників.

Число апаратів, що встановлюють, приймають відповідно до розрахунку, при якому враховують фактичну продуктивність апарата, нерівномірність його використання і нерівномірність надходження живлення. Число апаратів залежить від обраного типорозміру. При значній продуктивності фабрики рекомендується застосовувати апарати великих типорозмірів, тому що застосування апаратів малих типорозмірів приводить до збільшення їхнього числа, вимагає додаткової площі будівлі, утрудняє обслуговування й ремонт. Апарати більшого типорозміру треба приймати також, якщо при розрахунку в якій-небудь операції виходить більше 4 однотипних апаратів.

У проекті повинно бути передбачене резервне обладнання. На кожні 3 – 4 установлені дробарки середнього і дрібного дроблення, грохо-

ти, центрифуги, вакуум-фільтри, сушильних барабани приймають одну запасну одиницю обладнання. Число насосів і гідроциклонів дублюється (мінімальний резерв – 50 %).

Резерв не передбачається для фільтрувально-сушильного обладнання фабрик малої продуктивності. Резервне обладнання не встановлюють для операцій крупного дроблення, подрібнення, збагачення і згущення. Для цього обладнання передбачають необхідний час для огляду й ремонту.

9.2 Технологічне обладнання підготовчих операцій

Дробарки

Вибір типу і розміру дробарки визначається твердістю корисної копалини, розмірами кусків вихідного і дробленого продуктів, а також необхідною продуктивністю.

Залежно від крупності вихідного і дробленого продуктів розрізняють три стадії дроблення (табл. 9.1).

Таблиця 9.1 – Стадії дроблення

Стадія	Крупність продукту, мм	
	Вихідного	Дробленого
Крупне дроблення	1200-500	350-100
Середнє дроблення	350-100	100-40
Дрібне дроблення	100-40	40-10

Крупне, середнє і дрібне дроблення твердих і середньої твердості порід доцільно робити в дробарках, які працюють за принципом роздавлювання (щоккових, конусних і валкових із гладкими валками); *середнє і дрібне дроблення твердих і в'язких порід* – у дробарках, які працюють за принципом роздавлювання за участю стирання (конусних і значно рідше валкових дробарках із гладкими валками).

Щоккові дробарки установлюють переважно на збагачувальних фабриках невеликої продуктивності. Вони в порівнянні з конусними дробарками більш пристосовані для дроблення глинистих і вологих руд, займають менше місця у висоту, простіші конструктивно, але менш пристосовані для дроблення матеріалів пластинчастої форми.

Конусні дробарки переважніше встановлювати на збагачувальних фабриках великої продуктивності.

го отвору, мм	100	50	130	80	140	100	85	95
Найбільший розмір кусків у живленні, мм	80	40	100	70	110	85	75	75
Ширина розвантажувальної щілини, мм	5-15	3-12	9-20	5-15	10-20	5-15	7-15	6-20
Продуктивність, м ³ /год	45-60	27-50	95-130	85-110	220-260	160-220	150-210	320-440
Потужність електродвигуна, кВт	75	75	160	160	250	250	320	400
Габарити, мм:								
довжина	3500	3500	4400	4400	5500	5500	5700	7000
ширина	2500	2500	3400	3400	5500	5500	5700	7000
висота	3100	3100	4400	4400	4300	4300	4300	5500
Маса дробарки, т	21	21	46	46	5500	5500	5900	7100
					85	86	98	217

На збагачувальних фабриках щоківі дробарки використовують для крупного дроблення, а конусні відповідно до призначення – для крупного, середнього і дрібного дроблення гранітів, базальтів, кварцитів, вапняків, руд і інших гірських порід, що мають підвищену твердість.

Конусні дробарки крупного дроблення ККД-1200, ККД-1500 можуть працювати «під завалом».

Щоківі дробарки і конусні дробарки крупного дроблення звичайно працюють при ступенях дроблення 3 – 4, конусні дробарки середнього і дрібного дроблення – при ступенях дроблення 4 – 7.

Для дрібного дроблення гірських порід, вогнетривів і інших матеріалів середньої й високої твердості застосовують конусні інерційні дробарки (табл. 9.6), які забезпечують високий ступінь дроблення (10-15) з одержанням дрібного дробленого матеріалу.

Таблиця 9.6 – Технічні характеристики конусних інерційних дробарок

Параметр	КІД – 300	КІД – 600	КІД – 900	КІД – 1200	КІД – 1750	КІД – 2200
----------	-----------	-----------	-----------	------------	------------	------------

Діаметр основи дроблячого конуса, мм	300	600	900	1200	1750	2200
Найбільший розмір кусків у живленні, мм	20	50	60	80	90	110
Номинальна крупність дробленого продукту, мм	0-2	0-6	0-7	0-8	0-10	0-12
Продуктивність, м ³ /год	1	18	35	50	90	150
Потужність електродвигуна, кВт	10	75	160	250	500	630
Габарити, мм:						
довжина	1300	2170	3000	5000	6500	6600
ширина	800	1280	2200	3000	4000	4000
висота	1450	2170	3150	4000	5400	6400
Маса дробарки, т	1	5,5	25	45	90	160

Валкові дробарки з гладкими валками (табл. 9.7) застосовують для середнього і дрібного дроблення руд, коли неприпустиме переподрібнення цінного крихкого мінералу (марганцеві, каситеритові, вольфрамітові руди, калійні солі), іноді їх застосовують для середнього дроблення вугілля й коксу.

При виборі дробарок із гладкими валками треба дотримуватися умови захоплення валками куска матеріалу, що дробиться:

$$D_B = (15 \dots 20) D_{max}, \quad (9.2)$$

де D_B – діаметр валків; D_{max} – максимальний розмір кусків матеріалу, що дробиться.

На збагачувальних фабриках дробарки з гладкими валками звичайно використовують при ступені дроблення 3 – 4, їхня продуктивність визначається за формулою:

$$Q = n \pi D L s \delta k, \text{ т/год} \quad (9.3)$$

де n – частота обертання валків, хв^{-1} ; D , L – діаметр і довжина хитка, м; s – ширина щілини між валками, м; δ – густина матеріалу, що дробиться, т/м^3 ; k – коефіцієнт розпушення дробленого продукту в момент розвантаження ($k = 0,1 - 0,3$).

Таблиця 9.7 – Технічні характеристики двовалкових дробарок з гладкими валками

Параметр	ДГ 400x250	ДГ 600x400	ДГ 1000x550	ДГ 1500x600
----------	---------------	---------------	----------------	----------------

Розмір валків, мм:				
діаметр	400	600	1000	1500
довжина	250	400	550	600
Ширина щілини між валками, мм	2 - 12	2 – 14	4 - 18	4 - 20
Частота обертання валків, хв ⁻¹	148 – 275	134 – 187	63-112	24-76
Найбільший розмір кусків у живленні, мм	20	30	50	75
Продуктивність, м ³ /год	1,4-15,6	3,0-29,4	12,0-53,5	13-65
Потужність електродвигуна, кВт	4	10	40	55
Маса дробарки, т	1,9	5,3	16,7	34,0

Крупне дроблення м'яких і крихких порід роблять у дробарках, які працюють переважно за принципом розколювання (зубчатих, голчастих і пікових), а середнє і дрібне дроблення – у дробарках ударної дії (молоткових, роторних і дробарках вибіркового дроблення).

Зубчаті дробарки (табл. 9.8) призначені для крупного і середнього дроблення вугілля, антрацитів і сланців при необхідності одержати кусковий дроблений продукт з невеликим вмістом дріб'язку. Зубчаті дробарки працюють при ступенях дроблення 4 – 6. Продуктивність зубчатих дробарок розраховують за формулою (9.3).

Для зубчатих дробарок також повинна виконуватися умова захоплення куска матеріалу, що дробиться:

$$D_B = (1,5 \dots 3,5) D_{max} \quad (9.4)$$

де D_B і D_{max} - діаметр валків і максимальний розмір кусків матеріалу, що дробиться, мм.

Валкові дробарки мають багато переваг: простота конструкції, компактність, надійність в експлуатації і невеликий вміст дріб'язку в готовому продукті. Однак вони мають низьку продуктивність і велику питому витрату електроенергії.

Таблиця 9.8 – Технічні характеристики двовалкових зубчатих дробарок

Параметр	ДДЗ-4	ДДЗ-6	ДДЗ-10	ДДЗ-16	ДДЗЕ-15x12
Розмір валків, мм:					
діаметр	400	630	1000	1600	1500
довжина	500	830	1250	2000	1200
Ширина щілини між валками, мм	105	150	240	400	100
Частота обертання валків, хв ⁻¹	60	50	35	41	40
Найбільший розмір кусків у живленні, мм	100x200x x300	400x500x x600	400x600x x1000	1200x300x x1300	900
Максимальна крупність дробленого продукту, мм	25; 50; 75; 100;125	50; 75; 100; 125; 150	100; 125; 150; 300	200; 300	100

Продуктивність, т/год	20-100	60- 150	125-525	650-1000	150
Потужність електродвигуна, кВт	13	20	40	250	2x55
Маса дробарки, т	4,3	9,9	23,5	107,6	31,4

Дробарки ударної дії (молоткові і роторні) використовуються для дроблення матеріалів не тільки низької і середньої, але й підвищеної міцності. Переваги дробарок ударної дії - простота конструкції, надійність, компактність, велика продуктивність, високий ступінь дроблення (20 і більше) і порівняно невелика питома витрата електроенергії. Тому вони широко застосовуються для дроблення кам'яного вугілля, коксової шихти, вапняку, руд чорних, кольорових, рідкісних і благородних металів, калійних солей, баритових, флюоритових і азбестових руд, будівельних матеріалів.

Дробарки ударної дії виготовляються одно- і двороторними, з колосниковими решітками і без них, з реверсивними і неревверсивними роторами.

Основна відмінність молоткових і роторних дробарок полягає в кріпленні бил – у молоткових дробарок вони закріплені шарнірно, у роторних – жорстко.

Двороторні дробарки в порівнянні з однороторними менше забиваються і звичайно застосовуються для дроблення більш вологих матеріалів і матеріалів, що злипаються, також вони дозволяють завантажувати матеріал більшої крупності. Ширину щілини колосникових решіток і відстань між ними і кінцем бил (молотків) вибирають залежно від необхідної крупності дробленого продукту і вологості матеріалу, що дробиться. При дробленні глинистих вологих руд, щоб уникнути забивання колосникових решіток, відстань між колосниками збільшують. У важких випадках дробарки працюють без колосникових решіток.

Продуктивність дробарок ударної дії визначають за ефективністю дроблення:

$$Q = N \eta e_{эм} k_{др} k_d, \quad (9.5)$$

де N – установлена потужність електродвигуна, кВт; η - коефіцієнт використання потужності електродвигуна ($\eta = 0,8 - 0,95$); $e_{эм}$ – ефективність дроблення еталонної дробарки, т/кВт·год; $k_{др}$ – поправочний коефіцієнт на дробильність руди; k_d – поправочний коефіцієнт на крупність руди.

Технічні характеристики дробарок ударної дії наведені в табл. 9.9 – 9.10.

Таблиця 9.9 – Технічні характеристики молоткових однороторних дробарок

Параметр	Дробарки нереверсивні				Дробарки реверсивні	
	М 6-4Б	М 8-6Б	М 13-16В	М 20-30Г	ДМРЕ 10x10	ДМРІЕ 14,5x13
Розміри ротора, мм:						
діаметр	600	800	1300	2000	1000	1450
довжина	400	600	1600	3000	1000	1300
Частота обертання ротора, хв ⁻¹	1250	1000	735	600	750-1500	750-1000
Ширина вихідної щілини решітки, мм	25	13	10	20	3 – 5	3 - 5
Найбільший розмір кусків у живленні, мм	150	250	400	600	80	80
Продуктивність, т/год	12-15	18-24	150-200	900-1200	100	250
Потужність електродви- гуна, кВт	17	55	200	1250	250	500
Габарити, мм:						
довжина	1100	1350	2385	8865	3931	4943
ширина	1031	1360	2750	3800	2632	3320
висота	1150	1250	1900	3100	1802	2270
Маса дробарки, т	1,15	2,7	11,0	60,0	8,3	18,9

Роторні дробарки випускають двох типів: ДРК – для крупного дроблення і ДРС – для середнього і дрібного.

У роторних дробарок співвідношення між діаметром ротора (D_p) і максимальним розміром куска в живленні (D_{max}) становить:

- для дробарок ДРК:

$$D_p = (1,7 \dots 2) D_{max}, \quad (9.6)$$

- для дробарок ДРС:

$$D_p = 3,3 D_{max}. \quad (9.7)$$

Таблиця 9.10 – Технічні характеристики роторних дробарок

Параметр	ДРК 8x6	ДРК 12x10	ДРК 16x12	ДРК 20x16	ДРС 20x16	ДРС 12x12

Розміри ротора, мм:						
діаметр	800	1250	1600	2000	2000	1200
довжина	630	1000	1200	1600	1600	1200
Окружна швидкість бив ротора, м/с	20-35	20-35	20-35	20-35	20-28,8	20-28,8
Ширина вихідної щілини решітки, мм	16-160	25-250	22-320	40-400	16-200	20-250
Найбільший розмір кусків у живленні, мм	400	600	800	1100	300	375
Продуктивність, м ³ /год	55	125	200	370	125	200
Потужність електродвигуна, кВт	40	110	160	250	122	200
Габарити, мм:						
довжина	2500	3200	4200	5600	3400	2700
ширина	1700	2350	2900	3600	3200	2800
висота	2150	2800	3500	4400	2800	2100
Маса дробарки, т	6	15	30	68	18	10

Грохоти

У циклі підготовчих операцій за технологічним призначенням розрізняють попереднє, перевірне, підготовче грохочення і знешламлювання. Для цих цілей застосовують нерухомі і рухливі грохоти різних типів. Вибір типу грохота залежить від розміру кусків вихідного матеріалу, крупності розділення, необхідної ефективності грохочення і фізичних властивостей корисної копалини, з яких основна роль належить густині.

Нерухомі колосникові грохоти встановлюють на першій стадії дроблення при наявності у вихідному матеріалі понад 15 % дріб'язку (за масою) або при відсутності достатнього запасу продуктивності у дробарки крупного дроблення. При подачі корисної копалини з вагоноперекидача ширина грохота має дорівнювати довжині вагона, при завантаженні пластинчастим живильником – ширині живильника. Щоб уникнути зависання кусків матеріалу між бічними стінками грохота, мінімальна його ширина приймається:

- при великому вмісті крупних кусків у вихідному:

$$B = 3D_{max}, \text{ мм}, \quad (9.8)$$

де D_{max} – розмір максимального куска у вихідному, мм;

- при незначному вмісті великих кусків у вихідному:

$$B = 2D_{max} + 100, \text{ мм}. \quad (9.9)$$

Довжина грохота звичайно береться в 2 рази більшою від ширини:

$$L = 2B, \text{ мм.} \quad (9.10)$$

Кут нахилу робочої поверхні колосникового грохота при грохоченні вугілля беруть 30 - 35°, при грохоченні руд – 40 - 45°, при грохоченні вологих матеріалів і матеріалів, що злипаються, кут нахилу збільшують до 55°.

Необхідну площу грохочення розраховують за формулою:

$$F = Q / (q_0 a \delta k), \text{ м}^2, \quad (9.11)$$

де Q – необхідна продуктивність, т/год; q_0 – питома об'ємна продуктивність ($\text{м}^3/\text{год} \cdot \text{м}^2$) на 1 мм щілині; a – розмір щілини сита грохота, мм; δ – насипна густина живлення, т/м³; k – коефіцієнт, що враховує ефективність грохочення ($k = 1$ при $E = 65 - 70\%$ і $k = 2$ при $E = 50 - 60\%$).

Барабанні (циліндричні) грохоти застосовують в операціях попереднього грохочення вугілля, промивання легко- і середньопромивних руд, промивання і сортування щебеню, для вловлювання скрапу і крупних кусків руди зі зливу млинів. Технічні характеристики циліндричних грохотів наведені в табл. 9.11.

Таблиця 9.11 – Технічні характеристики циліндричних грохотів

Параметр	ГЦЛ-1	ГЦЛ-2
Розміри циліндра, мм:		
діаметр	1200	1700
довжина	1500	2500
Ширина щілини між витками, мм	50; 70; 100	100; 150; 200
Кут нахилу осі циліндра до горизонту, град	8	8
Частота обертання циліндра, хв ⁻¹	11	9,26
Максимальна крупність кусків у живленні, мм	250	400x400x500
Максимальна продуктивність, т/год	400	1000
Потужність електродвигуна, кВт	4,5	7,5
Габарити, мм:		
довжина	3750	5700
ширина	1750	2000
висота	2400	3460
Маса грохота, т	3,2	9

Об'ємну продуктивність барабанних (циліндричних) грохотів визначають за формулою:

$$Q = q_0 a \varphi, \text{ м}^3/\text{год} \quad (9.12)$$

де q_o – питома об’ємна продуктивність ($\text{м}^3/\text{год}\cdot\text{м}^2$) на 1 мм щілині; a – розмір щілини, мм; F – площа сита, м^2 ; φ – коефіцієнт заповнення грохота ($\varphi = 0,15 - 0,25$).

Інерційні грохоти на збагачувальних фабриках використовують для попереднього і перевірного просівання, зневоднення і знешламлювання, тонкої сухої і мокрої класифікації, промивання, відділення суспензії і відмивання обважнювача, розділення концентрату на товарні продукти.

Залежно від насипної густини вихідного матеріалу інерційні грохоти підрозділяються на 3 типи:

- легкого типу **Л** – для грохочення матеріалів з насипною густиною до $1,4 \text{ т/м}^3$;
- середнього типу **С** – для грохочення матеріалів з насипною густиною до $1,8 \text{ т/м}^3$;
- важкого типу **Т** – для грохочення матеріалів з насипною густиною $2,8 \text{ т/м}^3$.

З урахуванням траєкторії коливань грохоти мають такі виконання: **І** - інерційні з круговими або близькими до них коливаннями (ГІЛ, ГІС, ГІТ); **С** - самобалансні з прямолінійними коливаннями (ГІСЛ, ГІСС, ГІСТ); **ІС** – інерційні з самосинхронізовуваними вібробуджувачами (інерційно-самобалансні) з коливаннями, близькими до прямолінійних (ГІСЛ, ГІСТ).

Технічні характеристики грохотів наведені в табл. 9.11 - 9.14

Таблиця 9.12 – Технічні характеристики інерційних грохотів

Параметр	Грохоти легкого типу				Грохоти середнього типу	
	ГІЛ 32	ГІЛ 42	ГІЛ 43	ГІЛ52	ГІС 42	ГІС 52
Площа сита, м^2	3,1	5,4	5,4	7,9	5,4	7,9
Число сит	2	2	3	2	2	2
Кут нахилу короба, град	10-25	10-25	10-25	10-25	10-25	10-25
Частота коливань, хв^{-1}	1150	900; 1000	970	870	900	900
Амплітуда коливань, мм	2,5	3; 3,5	2,5	2,5; 3	4,5	3,7
Розмір отворів сит, мм	3-25	6-50	6-50	6-100	6-50	6-100
Потужність електродвигуна, кВт	4,0	7,5	7,5	7,5	10,0	15,0
Продуктивність, т/год	100	180	200	250	230	320
Габарити, мм:						
довжина	3077	4295	4265	5050	4500	5300
ширина	1674	2860	2770	3110	2150	2700
висота	1640	2710	2660	2910	1290	1300
Маса грохота, т	1,5	3,1	4,0	3,5	3,3	3,8

Продовження
табл. 9.12

Параметр	Грохоти важкого типу					
	ГІТ 32	ГІТ 41	ГІТ 42	ГІТ51	ГІТ 52	ГІТ 71
Площа сита, м ²	3,1	4,5	4,5	7,9	7,9	12,5
Число сит	2	1	2	1	2	1
Кут нахилу короба, град	10-30	10-30	10-30	10-30	10-30	10-30
Частота коливань, хв ⁻¹	776; 970	800	730; 970	730	543; 970	520; 730
Амплітуда коливань, мм	3-5	3	3-5	3-7	3-5	4-8
Розмір отворів сит, мм	12-40	12-80	12-80	6-80	20-100	50-120
Потужність електродвигуна, кВт	10	13	13	17	22	30
Продуктивність, т/год	200	360	360	500	500	800
Габарити, мм:						
довжина	3300	3100	3600	4010	4400	5500
ширина	2000	2200	2300	2687	3100	3500
висота	1300	1500	1300	1487	1900	1800
Маса грохота, т	3,3	4,8	5,0	6,0	7,5	13,5

Таблиця 9.13 – Технічні характеристики самобалансних грохотів

Параметр	Грохоти легкого типу			Грохоти середнього типу		Грохоти важкого типу			
	ГСЛ 42	ГСЛ 62	ГСЛ 72	ГСС 22	ГСС 32	ГСТ 42	ГСТ 51	ГСТ 61	ГСТ 72
Площа сита, м ²	7,5	10,0	15,0	2,5	3,75	4,5	7,9	10,0	17,5
Число сит	2	2	2	2	2	2	1	1	2
Кут нахилу короба, град	0-8	0-8	0-8	0	0	0	0	0	0
Частота коливань, хв ⁻¹	820	820	820	740	760	960	970	735	735
Амплітуда коливань, мм	4,85	4,35	4,25	9,5	9	3,5	4,5	5,0	6,0
Розмір отворів сит, мм	0,5-13	0,5-13	0,5-30	10-25	10-25	4-12	1,6-30	8-20	3-100
Потужність електродвигуна, кВт	15	2x13	2x17	5,5	5,5	2x4	10	2x13	44
Продуктивність, т/год	125	160	250	70	100	90	160	200	350
Габарити, мм:									
довжина	5530	5530	6890	3450	3870	3240	5070	5730	7400

ширина	2580	2980	4750	1800	1940	1995	3060	4255	4205
висота	2280	2280	2490	1400	1423	1415	1452	2700	2500
Маса грохота, т	6,7	7,3	11,9	1,9	2,3	2,5	4,9	9,2	13,5

Таблиця 9.14 – Технічні характеристики інерційно-самобалансних грохотів

Параметр	ГІСЛ 62	ГІСЛ 72	ГІСЛ 82	ГІСТ 72
Площа сита, м ²	10	15	21	16
Число сит	2	2	2	2
Кут нахилу короба, град	0	0	0	0
Частота коливань, хв ⁻¹	735	735	735	735
Амплітуда коливань, мм	6	6	6	6
Розмір отворів сит, мм	0,5-100	0,5-100	0,5-100	6-100
Потужність електродвигуна, кВт	2x17	2x22	2x40	2x30
Продуктивність, т/год	270	400	600	650
Габарити, мм:				
довжина	5670	6980	7650	6805
ширина	2700	3720	3740	3785
висота	2690	2500	2660	2530
Маса грохота, т	8,7	12,1	18,6	14,1

Продуктивність інерційних грохотів може бути розрахована за спрощеними формулами:

$$Q = q F, \text{ т/год,} \quad (9.13)$$

або

$$Q = q_0 \delta F, \text{ т/год,} \quad (9.14)$$

де q – питома продуктивність грохота, т/годм²; q_0 – питома об'ємна продуктивність грохота, м³/год·м²; δ – насипна густина вихідного матеріалу, т/м³; F – площа сита грохота, м².

Питома продуктивність визначається за табл. 9.15 залежно від вихідного матеріалу і розміру отворів сит грохота.

Таблиця 9.15 – Питома продуктивність інерційних грохотів при сухому грохоченні

Корисна копалина	Од. вимір.	Питома продуктивність при розмірі отворів сит, мм											
		6	10	13	20	25	30	40	50	75	100	125	150
Кам'яне вугілля	т/год·м ²	6	9	13	17	20	22	26	30	40	56	68	80
Антрацит	т/год·м ²	7,5	11	14,5	20	24	25	26	27,5	50	70	85	100
Сланець	т/год·м ²	4	7,5	10	14,5	18	20	24,5	29	39	50	63	75
Руда	т/год·м ²	6	11	13,5	20	23,5	27	31	35	43	49	52	56

Примітка. При мокрому грохоченні на ситах 6; 10; 13; 20 і 25 мм питому продуктивність необхідно збільшити відповідно в 2,8; 2,5; 2,0; 1,8 і 1,5 раза.

Дюгові і конічні грохоти застосовують для мокрого грохочення дрібного і тонкого матеріалу, для зневоднення і знешламлювання, для відділення кондиційної суспензії від продуктів збагачення у важкосередовищних гідроциклонах, для рівномірного розділення матеріалу за шириною решета відсаджувальної машини при одночасному знешламлюванні.

Об'ємна продуктивність грохотів, які працюють під тиском, визначається за формулою:

$$Q = 160 F_{ж} v, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (9.15)$$

де $F_{ж}$ – площа живого перетину сита (коефіцієнт живого перетину щілинних сит дорівнює 0,3 - 0,4), м^2 ; v – швидкість пульпи на вході в апарат ($v = 3-8 \text{ м/с}$).

Технічні характеристики дугових і конічних грохотів наведені в табл. 9.16.

Таблиця 9.16 – Технічні характеристики дугових і конічних грохотів

Параметр	Дюгові грохоти			Конічні грохоти		
	СД-1	СД-2	СДО-3	ГК-1,5	ГК-3	ГК-6
Площа сит, м^2	0,95	1,9	3,0	1,5	3,0	6,0
Ширина щілини, мм	0,5-3	0,5-2	0,5	0,5-1	0,5-1	0,5-1
Крупність вихідного матеріалу, мм	До 6	До 6	8-10	До 25	До 35	До 50
Продуктивність, $\text{м}^3/\text{час}$	200	400	500	150	250	500
Габарити, мм:						
довжина	830	1440	1850	1800	3030	3600
ширина	1350	1170	1415	1412	2565	3100
висота	1880	1960	2860	1240	1460	1600
Маса, т	0,3	0,5	0,836	1,14	2,15	2,7

Млини

Для подрібнення корисних копалин застосовують головним чином барабанні циліндричні млини таких типів:

- МСЦ – млини стержневі з центральним розвантаженням,
- МШЦ – млини кульові з центральним розвантаженням,
- МШР – млини кульові з розвантаженням через решітки,
- ММС – млини мокрого самоподрібнення з розвантаженням через решітки,
- МРГ – млини рудногалькового подрібнення з центральним розвантаженням.

Тип застосовуваного млина визначається крупністю вихідного матеріалу, необхідним розміром подрібненого продукту, шламоутворенням

матеріалу при подрібненні і змочуваністю поверхні зерен після подрібнення сталевим середовищем.

Стержневі млини з центральним розвантаженням (МСЦ) застосовують для мокрого грубого подрібнення різних матеріалів крупністю до 20 мм (іноді до 40 мм) з одержанням подрібненого продукту з максимальною крупністю 0,5-6 мм. Подрібнений продукт виходить одноманітним і рівномірним за крупністю і являє собою ідеальне живлення для кульових млинів. Стержневі млини звичайно працюють у першій стадії багатостадійних схем збагачення при направленні подрібненого продукту першої стадії в цикл збагачення (наприклад, у схемах збагачення магнетитових, олов'яних, вольфрамітових руд). Стержневі млини застосовують також у першій стадії подрібнення поліметалічних руд.

Технічні характеристики стержневих млинів з центральним розвантаженням наведені в табл. 9.17.

Таблиця 9.17 – Технічні характеристики стержневих млинів з центральним розвантаженням

Параметр	МСЦ-1500х х3000	МСЦ-2100х х2200	МСЦ-2100х х3000	МСЦ-2700х х3600	МСЦ-3200х х4500	МСЦ-3600х х4500	МСЦ-3600х х5500	МСЦ-4000х х5500	МСЦ-4500х х6000
Внутрішній розмір барабана (без футеровки), мм:									
діаметр	1500	2100	2100	2700	3200	3600	3600	4000	4500
довжина	3000	2200	3000	3600	4500	4500	5500	5500	6000
Номінальний об'єм барабана, м ³	4,2	6,3	8,5	17,5	32	40	49	60	82
Потужність електродвигуна, кВт	100	200	200	400	900	1000	1000	2000	2500
Габарити, мм:									
довжина	6300	8450	9100	9750	14150	14300	15200	15300	16000
ширина	3600	5650	4850	6300	7200	7200	7500	8400	9000
висота	2600	4250	3750	5050	5250	5200	5500	6200	6750
Маса, т	21	46	47	74	141	159	172	250	310

Кульові млини з центральним розвантаженням (МШЦ) застосовують для одержання тонкоподрібненого продукту з максимальної крупністю до 0,2 мм. Подрібнений продукт кульових млинів виходить рівномірним за крупністю. Щоб уникнути переподрібнення матеріалу, кульові млини звичайно використовують у замкненому циклі з гідроциклонами. Оптимальним живленням для млинів цього типу є подрібнений продукт стержневих млинів крупністю до 6 мм або інший аналогічний матеріал.

Технічні характеристики кульових млинів з центральним розвантаженням наведені в табл. 9.18.

Таблиця 9.18 – Технічні характеристики кульових млинів з центральним розвантаженням

Параметр	МШЦ- 2100х х2200	МШЦ- 2100х х3000	МШЦ- 2700х х3600	МШЦ- 3200х х3100	МШЦ- 3200х х4500	МШЦ- 3600х х5500	МШЦ- 4000х х5500	МШЦ- 4500х х6000	МШЦ- 5500х х6500
Внутрішній розмір барабана (без футеровки), мм:									
діаметр	2100	2100	2700	3200	3200	3600	4000	4500	5500
довжина	2200	3000	3600	3100	4500	5500	5500	6000	6500
Номінальний об'єм барабана, м ³	6,3	8,5	17,5	22,4	32	49	60	82	140
Потужність електродвигуна, кВт	200	200	400	630	900	1250	2000	2500	4000
Габарити, мм:									
довжина	8300	8850	9750	9650	14300	16000	16000	16700	25500
ширина	4850	4850	6400	6400	7300	7500	8500	9100	12400
висота	3750	3750	5050	5100	5230	5500	6250	6800	8800
Маса, т	39	43	74	89	140	161	250	310	706

Кульові млини з розвантаженням через решітки (МШР) застосовують для одержання продукту з максимальною крупністю частинок до 0,4 мм. Оптимальні результати подрібнення у млинів цього типу одержують при живленні їх вихідним продуктом дробарок дрібного дроблення крупністю до 10 мм. У млини можна завантажувати і більш крупний матеріал (до 40 мм) при відповідному зниженні питомої продуктивності.

Млини типу МШР мають велику питому продуктивність у порівнянні з млинами типу МШЦ, але більш складні в конструктивному відношенні. Млини типу МШР застосовують у схемах переробки середньовкраплених руд і в першій стадії збагачення руд з агрегатним вкрапленням, які збагачують за багатостадійними схемами.

Технічні характеристики кульових млинів з розвантаженням через решітку наведені в табл. 9.19.

Таблиця 9.19 – Технічні характеристики кульових млинів з розвантаженням через решітку

Параметр	МШР- 2100х х1500	МШР- 2100х х2200	МШР- 2100х х3000	МШР- 2700х х3600	МШР- 3200х х3100	МШР- 3600х х4000	МШР- 3600х х5000	МШР- 4000х х5000	МШР- 4500х х5000
Внутрішній розмір барабана (без футеровки), мм:									
діаметр	2100	2100	2100	2700	3200	3600	3600	4000	4500
довжина	1500	2200	3000	3600	3100	4000	5000	5000	5000
Номінальний об'єм барабана, м ³	4,3	6,3	8,5	17,5	22	36	45	55	68

Потужність електродвигуна, кВт	132	200	200	400	630	1000	1250	2000	2500
Габарити, мм:									
довжина	7350	8150	8850	9700	9600	13000	14700	14800	15100
ширина	4500	4850	4800	6400	6300	7200	7400	8400	9100
висота	3750	3750	3750	5050	5050	5200	5500	6300	6800
Маса, т	34,5	40,1	44,9	77	92,6	162	166	258	290

Млини рудного само- і напівсамоподрібнення (ММС і МРГ) використовують при переробці залізних, золотовмісних, мідномолібденових, алмазовмісних і інших руд.

При переробці золотовмісних руд з подальшим ціануванням виключаються втрати золота з залізним скрапом і крихтою, знижується витрата ціаніду і поліпшуються умови праці на кварцових і силікоzoneбезпечних рудах.

При флотації молібденових руд використання млинів цього типу дає приріст показників у зв'язку з меншим «назалізненням» лусочок молібденіту. З цієї причини рудногалькові млини можуть виявитися вигіднішими в циклі розділення колективних поліметалічних концентратів.

Живленням млинів мокрого самоподрібнення (ММС) є продукт дробарок крупного дроблення з розміром кусків до 400-500 мм. Подрібнений продукт залежно від крупності вихідного матеріалу, його фізичних властивостей і питомої продуктивності має крупність 0,2 - 25 мм.

Живленням рудногалькових млинів (МРГ), як правило, служить дроблений продукт млинів ММС. Подрібнений продукт млинів типу МРГ має крупність 0,5 - 0,1 мм і тоншу.

У зв'язку з підвищеною витратою електроенергії, у порівнянні з кульовими млинами, в останні роки знизилася кількість встановлення млинів самоподрібнення і рудногалькових. Млини сухого самоподрібнення на рудному матеріалі практично не застосовуються.

Технічні характеристики рудних і рудногалькових млинів мокрого самоподрібнення наведені в табл. 9.20.

Таблиця 9.20 – Технічні характеристики рудних і рудногалькових млинів мокрого самоподрібнення

Параметр	Млини рудного самоподрібнення					Млини рудногалькові		
	ММС-3000х1060	ММС-5000х2300	ММС-7000х2300	ММС-7000х6000А	ММС-9000х3000А	МРГ-4000х7500	МРГ-5500х7500А	МШРГУ-4500х6000
Внутрішній розмір барабана (без футеровки), мм								
діаметр	3000	5000	7000	7000	9000	4000	5500	4500
довжина	1060	2300	2300	6000	3000	7500	7500	6000
Номінальний об'єм барабана, м ³	6	36,5	80	195	160	83	160	83

Частота обертання барабана, хв ⁻¹	-	15,3	13	13	11,5	-	14,9	16,7
Найбільший розмір шматків у живленні, мм	300	400	400	500	500	-	-	-
Потужність електро-двигуна, кВт	-	630	1600	4000	4000	1600	3150	2500
Габарити, мм:								
довжина	-	12500	18500	-	23650	17300	-	16000
ширина	-	7340	10300	-	14450	8570	-	9100
висота	-	4780	7900	-	7850	6250	-	6800
Маса, т	51	202	429	719	816	310	695	327

Продуктивність барабаних млинів розраховують за методом подібності, виходячи з практичних даних роботи млинів на подібній сировині при режимах, близьких до оптимального. Розрахунок роблять за *питомою продуктивністю* або за *ефективністю подрібнення*. При розрахунку враховують відмінності в подрібнюваності, крупності вихідного і подрібненого продуктів, розмірах і способі розвантаження млина.

Розрахунок продуктивності млина за питомих навантаженням

За цим методом експериментально визначають питому продуктивність еталонного (який працює на діючій фабриці) млина за новоутвореним розрахунковим класом. За розрахунковий звичайно беруть клас крупності -0,074 мм.

Питома продуктивність проектного млина за новоутвореним розрахунковим класом визначається за формулою:

$$q = q_e k_i k_K k_T k_\varphi k_\psi k_L k_D, \quad (9.16)$$

де q - питома продуктивність проектного млина за новоутвореним розрахунковим класом, т/год·м³; q_e - питома продуктивність еталонного млина за новоутвореним розрахунковим класом, т/год·м³; k_i – коефіцієнт, що враховує відмінності в подрібнюваності проектного до переробки руди і руди, що переробляється; k_K – коефіцієнт, що враховує розбіжності в крупності вихідного і кінцевого продуктів на діючій та проективній фабриках; k_T – коефіцієнт, що враховує розбіжності в типі проектного і працюючого млинів; k_φ – коефіцієнт, що враховує розходження в об'ємному заповненні проектного і працюючого млинів подрібнюючим середовищем; k_ψ – коефіцієнт, що враховує розходження в частоті обертання проектного і працюючого млинів; k_L – коефіцієнт, що враховує розходження в довжині барабанів проектного і працюючого млинів; k_D – коефіцієнт, що враховує розбіжності в діаметрах барабанів проектного і працюючого млинів.

Коефіцієнт подрібнюваності руди k_i визначають у процесі досліджень проекрованої руди на подрібнюваність. Звичайно $k_i > 1$, якщо проектована для переробки руда м'якша еталонної, і $k_i < 1$, якщо проектована для переробки руда твердіша еталонної. Якщо твердість проекрованої для переробки руди і еталонної однакова, то коефіцієнт подрібнюваності $k_i = 1$.

Коефіцієнт крупності руди k_K визначається співвідношенням відносних продуктивностей проектованого і еталонного млинів:

$$k_K = m / m_e, \quad (9.17)$$

де m – відносна продуктивність проектованого млина за новоутвореним розрахунковим класом при заданій крупності вихідного і кінцевого продуктів; m_e – те ж для еталонного млина.

Відносну продуктивність млини приймають відповідно до даних табл. 9.21.

Таблиця 9.21 – Відносна продуктивність млинів за новоутвореним класом –0,074 мм залежно від крупності вихідного і кінцевого продуктів

Крупність вихідного матеріалу, мм	Вміст класу –0,074 мм в кінцевому продукті, %						
	30	40	48	60	72	85	95
0 - 40	0,68	0,77	0,81	0,83	0,81	0,80	0,78
0 - 20	0,81	0,89	0,92	0,92	0,88	0,86	0,82
0 - 15	0,87	0,95	0,98	0,96	0,91	0,88	0,83
0 - 10	0,96	1,02	1,03	1,00	0,93	0,90	0,84
0 - 5	1,11	1,15	1,13	1,05	0,95	0,91	0,85
0 - 3	1,17	1,19	1,16	1,06	0,95	0,91	0,85

Коефіцієнт типу млина k_T (табл. 9.22) враховується, якщо тип розвантаження проектованого млина відрізняється від еталонного.

Таблиця 9.22 – Значення коефіцієнта k_T

Співвідношення типів млинів	Проектований	МШЦ	МШЦ	МШР	МШР
	Еталонний	МШР	МШЦ	МШР	МШЦ
Значення k_T		1,1	1,0	1,0	0,9

Коефіцієнт частоти обертання k_ψ вводять при розбіжності між частотами обертання проектного ψ й еталонного ψ_e млинів (табл. 9.23):

$$k_\psi = \psi / \psi_e, \quad (9.18)$$

Таблиця 9.23 – Граничні частоти обертання млинів

Тип млина	МСЦ	МШЦ і МШР об'ємом до 50 м ³	МШЦ і МШР об'ємом 50-100 м ³	МШЦ і МШР об'ємом більше 100 м ³
ψ , %	60 - 72	75 - 85	75 - 82	70 - 78

Коефіцієнт заповнення подрібнюючим середовищем k_ϕ запроваджується при розбіжності в ступені заповнення проектного ϕ й еталонного ϕ_e млинів подрібнюючими тілами (максимальний ступінь заповнення – табл. 9.24):

$$k_\phi = \phi / \phi_e, \quad (9.19)$$

Таблиця 9.24 – Максимальний ступінь заповнення млинів подрібнюючим середовищем

Тип млина	МСЦ	МШЦ	МШР
ϕ , %	35	42	45

Середня насипна густина середовища при розрахунках приймається для куль 4,6 т/м³, для стержнів 6,6 т/м³.

Коефіцієнт довжини млина k_L визначають за формулою:

$$k_L = (L / L_e)^{-0,15}, \quad (9.20)$$

де L і L_e – довжина проектного й еталонного млинів, м.

Коефіцієнт діаметра млини k_D визначають за формулою:

$$k_D = \sqrt{(D - 2t) / (D_e - 2t_e)}, \quad (9.21)$$

де D і D_e – діаметри проектного й еталонного млинів, м; t і t_e – товщина футеровки проектного й еталонного млинів, м.

Продуктивність млина по вихідній руді:

$$Q = Vq / (\beta_k - \beta_i), \text{ т/год}, \quad (9.22)$$

де V – номінальний об'єм барабана проектного млина, м³; q – питома продуктивність проектного млина за новоутвореним розрахунковим

класом, т/год·м³; β_i і β_K – вміст розрахункового класу крупності відповідно у вихідному живленні і готовому кінцевому продукті, частки од.

Визначивши продуктивність млинів декількох типорозмірів, необхідно зробити їхнє порівняння і вибрати варіант найменш метало- і енергоємний. Практично у всіх випадках доцільний перехід від використання млинів меншого об'єму до більшого.

Методика розрахунку за питомим навантаженням використовується для визначення продуктивності барабанних млинів зі сталевими подрібнюючими тілами.

Розрахунок продуктивності млина за ефективністю подрібнення

Ця методика використовується при розрахунку продуктивності млинів самоподрібнення.

Ефективність подрібнення для проектного млина розраховують за формулою:

$$e = e_e k_i k_K, \quad (9.23)$$

де e – ефективність подрібнення проектного млина за новоутвореним розрахунковим класом, т/кВт·год; e_e – ефективність подрібнення еталонного млина за новоутвореним розрахунковим класом, т/кВт·год; k_i і k_K – коефіцієнти подрібнюваності і крупності, обумовлені так само, як і при розрахунку млина за питомою продуктивністю.

Коефіцієнти, що враховують розміри і тип млина, у формулу не включені, тому що мають дуже малий вплив на ефективність подрібнення.

Продуктивність млина по вихідній руді визначається за формулою:

$$Q = N \eta e / (\beta_K - \beta_i), \text{ т/год}, \quad (9.24)$$

де N – установлена потужність електродвигуна млина, кВт; η – коефіцієнт використання потужності електродвигуна ($\eta = 0,85 - 0,90$); інші позначення ті ж самі.

Вибір варіанта установлення млинів здійснюється так само, як і при використанні попередньої методики.

Класифікатори і гідроциклони

На збагачувальних фабриках гідравлічні класифікатори використовують для замикання циклу подрібнення, знешламливання продуктів, розділення вихідного матеріалу перед збагаченням, зневоднення продуктів. З цією метою застосовують головним чином гідроциклони (ГЦ) і класифікатори багатоканальні гідравлічні (КГ), спіральні з незануреною спіраллю (КСН), елеваторні (ЕОБ, ЕОСБ) і скребкові (КО).

Гідравлічні багатоканерні класифікатори використовують для підготовки подрібнених руд до збагачення. Гідравлічні класифікатори мають високу ефективність і призначені для розділення матеріалів на кілька класів за швидкістю їх осадження у водяному середовищі (наприклад, перед концентрацією на столах).

Об'ємна продуктивність гідравлічних багатоканерних класифікаторів розраховується за формулою:

$$Q_0 = 3600 L B V, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (9.25)$$

де L і B – довжина і ширина ванни класифікатора, м; V – кінцева швидкість осадження граничного зерна, м/с.

Технічні характеристики гідравлічних багатоканерних класифікаторів наведені в табл. 9.25.

Таблиця 9.25 – Технічні характеристики гідравлічних багатоканерних класифікаторів

Параметр	КГ-4	КГ-6	КГ-8
Максимальна крупність вихідного продукту, мм	1,65	2,5	2,5
Число секцій	4	6	8
Частота обертання мішалок, хв ⁻¹	1,20	1,26	1,26
Витрати води, м ³ /год	4,7-18,0	3,6-9,0	4,3-10,8
Продуктивність, т/год	15-25	15-25	15-25
Потужність електродвигуна, кВт	1,7	2,8	2,8
Габарити, мм:			
довжина	3660	5435	7359
ширина	1752	2307	2884
висота	2844	3632	4172
Маса, т	2,0	3,3	4,2

Елеваторні класифікатори (багер-зумпфи) з механічною видачею осаду застосовуються в практиці вуглезбагачення для попереднього зневоднення і виділення шламів із дрібного концентрату і рідше для виділення грубозернистої частини з дрібних продуктів і знешламлювання рядового вугілля. Площа дзеркала елеваторного класифікатора найчастіше визначається відстанню між колонами будівлі фабрики (звичайно 6000 x 6000 мм).

При питомому навантаженні $q_0 = 15-25 \text{ м}^3/\text{год} \cdot \text{м}^2$ і вмісті твердого в оборотній воді не більше $120 \text{ кг}/\text{м}^3$ класифікація матеріалу відбувається дуже ефективно – вміст класу понад 0,5 мм у зливні не перевищує 10-12 %.

Об'ємна продуктивність елеваторного класифікатора розраховується за формулою:

$$Q_0 = q_0 F, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (9.26)$$

де q_0 – питома об’ємна продуктивність ($q_0 = 25 - 30 \text{ м}^3/\text{год}\cdot\text{м}^2$); F – площа дзеркала класифікатора (звичайно $F = 36 \text{ м}^2$).

Технічні характеристики елеваторних класифікаторів наведені в табл. 9.26.

Таблиця 9.26 – Технічні характеристики елеваторних класифікаторів

Параметр	ЭОБ-6	ЭОСБ-6	ЭОБ-10	ЭОСБ-10	ЭОСБ-12
Крупність вихідного продукту, мм	0-13	0-13	0-13	0-13	0-13
Максимальна довжина елеватора, м	25	25	25	25	25
Крок ковша, мм	800	400	800	400	500
Об’єм ковша, м ³	0,040	0,050	0,100	0,125	0,200
Швидкість руху ланцюга, м/с	0,17-0,38	0,17-0,38	0,17-0,38	0,17-0,38	0,17-0,25
Продуктивність, т/год	24-91	38-149	60-230	96-370	154-388
Потужність електродвигуна залежно від швидкості руху ланцюга, кВт	4-17	5,5-30	7,5-30	10-40	10-55
Маса при максимальній довжині елеватора, т	22,5	23,8	29,6	35,9	61,8

Скребкові класифікатори відстійного типу призначені для знешламливання рядового вугілля і дрібного концентрату, а також для попереднього зневоднення дрібного концентрату відсаджувальних машин. При питомому навантаженні $15 - 25 \text{ м}^3/\text{год}\cdot\text{м}^2$ скребкові класифікатори працюють ефективно, якщо вміст твердого в оборотній воді не перевищує $120 \text{ кг}/\text{м}^3$. Об’ємна продуктивність скребкових класифікаторів розраховується за формулою (9.26), їх технічні характеристики наведені в табл. 9.27.

Таблиця 9.27 – Технічні характеристики скребкових класифікаторів

Параметр	КО 1	КО 2	КО 3
Крупність вихідного продукту, мм	0-100	0-100	0-100
Робоча площа, м ²	20	16	12
Швидкість скребкового ланцюга, м/с	0,24	0,24	0,24
Продуктивність по пульпі, м ³ /час:			
дрібний концентрат	600	500	350
рядове вугілля	800	650	500
Потужність електродвигуна, кВт	30	22	17
Габарити, мм:			

довжина	12250	10350	8450
ширина	3900	3900	3900
висота	3000	3000	3000
Маса, т	19,9	18,8	17,1

Спиральні класифікатори найчастіше використовують у замкнених циклах подрібнення для одержання готового за крупністю продукту, що направляється на збагачення, рідше їх використовують для відмивання глинистих матеріалів, а також для зневоднення зернистих продуктів.

Продуктивність класифікатора визначається з використанням емпіричних формул:

по зливу:

$$Q_C = 4,56 m k_\beta k_\delta k_c k_a D^{1,768}, \text{ т/год}; \quad (9.27)$$

по пісках:

$$Q_{II} = 5,45 m k_\delta k_a D^3 n, \text{ т/год}, \quad (9.28)$$

де m , D , n – число, діаметр (м) і частота обертання спіралей (хв^{-1}); k_β , k_δ , k_c , k_a – коефіцієнти, що враховують відповідно крупність зливу, густину руди, розрідженість зливу і кут нахилу ванни класифікатора.

Коефіцієнт крупності зливу k_β , визначають за даними табл. 9.28.

Таблиця 9.28 – Коефіцієнт k_β , що враховує крупність зливу

Номінальна крупність зливу d_{95} , мм		1,17	0,83	0,59	0,42	0,30	0,21	0,15	0,10	0,07 4
Вміст у зливі класів, %	-0,074 мм	17	23	31	41	53	65	78	88	95
	-0,045 мм	11	15	20	27	36	45	50	72	83
Базисна розрідженість	R _{2,7} =P:T	1,3	1,5	1,6	1,8	2,0	2,33	4,0	4,5	5,7
Розрідженість зливу	% твердого	43	40	38	36	33	30	20	18	16,5
Коефіцієнт k_β		2,50	2,37	2,19	1,96	1,70	1,41	1,00	0,67	0,46

Коефіцієнт густини руди враховує розбіжності в густині базисної руди і руди, яка надходить на класифікацію; він визначається за формулою:

$$k_\delta = \delta / 2,7, \quad (9.29)$$

де δ – об'ємна густина руди, т/м^3 .

Коефіцієнт розрідженості зливу k_c враховує розбіжності між заданою розрідженістю (R) і базисною ($R_{2,7}$) для даної крупності зливу. Величина коефіцієнта k_c залежно від густини руди і співвідношення розрідженостей R і $R_{2,7}$ наведена в табл. 9.29.

Коефіцієнт кута нахилу ванни класифікатора k_α визначається за табл. 9.30.

Технічні характеристики спіральних класифікаторів з незануреною спіраллю наведені в табл. 9.31.

Таблиця 9.29 – Коефіцієнт, що враховує розрідженість зливу k_c

Густина руди δ , т/м ³	Співвідношення $R: R_{2,7}$						
	0,4	0,6	0,8	1,0	1,2	1,5	2,0
	Коефіцієнт k_c						
2,7	0,60	0,73	0,86	1,00	1,13	1,33	1,67
3,0	0,63	0,77	0,93	1,07	1,23	1,44	1,82
3,3	0,66	0,82	0,98	1,15	1,31	1,55	1,97
3,5	0,68	0,85	1,02	1,20	1,37	1,63	2,07
4,0	0,73	0,92	1,12	1,32	1,52	1,81	2,32
4,5	0,78	1,00	1,22	1,45	1,66	1,99	2,56
5,0	0,83	1,07	1,32	1,57	1,81	2,18	2,81

Таблиця 9.30 – Коефіцієнт кута нахилу ванни класифікатора k_α

Кут нахилу α , градус	14	15	16	17	18	19	20
Коефіцієнт k_α	1,12	1,10	1,06	1,03	1,00	0,97	0,94

Таблиця 9.31 – Технічні характеристики спіральних класифікаторів з незануреною спіраллю

Параметр	1КСН-12	1КСН-15	1КСН-20	1КСН-24	1КСН-30	2КСН-24	2КСН-30
----------	---------	---------	---------	---------	---------	---------	---------

Характеристика спіралі:							
число, шт.	1	1	1	1	1	2	2
діаметр, мм	1200	1500	2000	2400	3000	2400	3000
частота обертання, хв ⁻¹	4,1; 8,2	3,9	4,1	3,6	1,5; 3,0	2,5; 5,2	1,5; 3,0
Характеристика ванни:							
довжина, мм	6500	8200	8400	9200	12500	9200	12500
кут нахилу, градус	18	18	17	18	18	18	18
Продуктивність:							
по пісках, т/год	40-80	75	170	260	150-300	370-770	260-520
по зливу, т/год	7	10	17	18	33	46	63
Потужність електродвигуна, кВт	6	7	10	13	28	40	40
Габарити, мм:							
довжина	8500	10000	11000	12500	15000	11750	15150
ширина	1700	2360	2800	3150	3750	5600	6760
висота	3000	3750	4750	4900	5800	4900	7100
Маса, т	6,4	12,6	17,8	21,4	14,4	39,6	68,9

Спіральні класифікатори в порівнянні з гідроциклонами менше витрачають електроенергії, можуть класифікувати більш крупний матеріал, мають більш тривалі міжремонтні періоди. Основний їхній недолік – висока вартість, менша питома продуктивність та ефективність, великі габаритні розміри. З цієї причини при проектуванні збагачувальної фабрики для встановлення рекомендуються гідроциклони.

Гідроциклони застосовуються для операцій класифікації за крупністю і знешламливання продуктів подрібнення та дрібного вугілля. Вони використовуються також для згущення пульпи і збагачення. На збагачувальних фабриках використовують головним чином циліндроконічні гідроциклони малих типорозмірів з кутом конусності 10° і великі типорозміри з кутом конусності 20°. Гідроциклони малих діаметрів працюють з відносно високим тиском, великих діаметрів - з низьким тиском.

Об'ємна продуктивність гідроциклонів визначається за формулою:

$$Q_0 = 310^4 k_\alpha k d_{\text{пит}} d_{\text{слр}}^{0,5}, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (9.30)$$

де k_α – поправка на кут конусності α гідроциклона (при $\alpha = 10^\circ k_\alpha=1,15$; при $\alpha = 20^\circ k_\alpha=1,0$); k – виправлення на діаметр гідроциклона визначаються за формулою:

$$k = 0,8 + 1,2 / (1 + 10 D), \quad (9.31)$$

де D – діаметр гідроциклона, м; $d_{\text{пит}}$ – еквівалентний діаметр живильного отвору:

$$d_{\text{ПИТ}} = (4bh/\pi)^{0,5}, \text{ м}, \quad (9.32)$$

$d_{\text{СЛ}}$ – діаметр зливного патрубку, м; p_0 – тиск пульпи на вході в гідроциклон, МПа; b, h – розміри живильного отвору, м.

При виборі гідроциклона його типорозмір визначають виходячи з необхідної продуктивності по живленню, з врахуванням крупності одержуваного зливу. Номінальна крупність частинок зливу d_H гідроциклонну може бути визначена:

$$d_H = 15\{D d_{\text{СЛ}}\beta / [k d_{\text{П}} p_0^{0,5} (\delta - 1)]\}^{0,5}, \text{ мкм}, \quad (9.33)$$

де β – вміст твердого в живленні гідроциклона, %; $d_{\text{П}}$ – діаметр піскового патрубку, м; δ – об'ємна густина твердої фази, т/м³; інші позначення див. вище.

Продуктивність гідроциклона по твердому можна визначити за емпіричною формулою:

$$Q = 200 D^2, \text{ т/год} \quad (9.34)$$

Вибираючи гідроциклон, треба прагнути до встановлення мінімального числа апаратів, які забезпечують необхідну крупність частинок зливу.

Обраний гідроциклон повинен бути перевірений на продуктивність по пісках $Q_{\text{П}}$. Питома продуктивність гідроциклона по пісках $q_{\text{П}}$, що проходять через піскову насадку обраного розміру $d_{\text{П}}$, становить:

$$q_{\text{П}} = Q_{\text{П}} / (0,785n d_{\text{П}}^2), \text{ т/год}\cdot\text{м}^2, \quad (9.35)$$

де $Q_{\text{П}}$ – продуктивність гідроциклонів по пісках, т/год; n – число обраних в операції гідроциклонів.

Нормована питома продуктивність вибраного гідроциклона повинна складати $5 \cdot 10^3 - 2,5 \cdot 10^4$ т/год·м². Якщо питома продуктивність не входить у зазначений інтервал, необхідно прийняти нову насадку і перевірити номінальну крупність зливу при новому діаметрі насадки $d_{\text{П}}$.

Технічні характеристики гідроциклонів наведені в табл. 9.32.

Таблиця 9.32 – Технічні характеристики гідроциклонів

Параметр	ГЦ-75	ГЦ-150	ГЦ-250	ГЦ-360	ГЦ-500	ГЦ-710	ГЦ-1000	ГЦ-1400
Діаметр гідроциклона, мм	75	150	250	360	500	710	1000	1400
Кут конусності, градус	10	10	20	20	20	20	20	20
Еквівалентний діаметр живильного отвору, мм	17	38	65	90	130	150	210	300
Діаметр зливного отвору, мм	22	50	80	115	150	200	250	380
Діаметр піскового отвору, мм	8; 12; 17	12; 20; 27; 34	34; 48; 75	34; 48; 75; 96	48; 75; 96; 150	48; 150 75; 200	75; 150 200; 250	200; 250 300; 350
Тиск на вході, МПа	0,01- -0,02	0,01- -0,02	0,03 0,25	0,03- -0,25	0,03- -0,25	0,03- -0,25	0,06- -0,45	0,06- -0,45
Продуктивність по живленню зі вмістом твердого 40 % при тиску 0,1 МПа, м ³ /год	5	15	50	95	180	260	470	900
Габарити, мм:								
довжина	300	500	600	700	900	1200	1500	2100
ширина	350	450	650	750	1000	1400	1600	2200
висота	600	1200	1400	1900	2500	3500	4500	6200
Маса, кг	20	100	200	300	450	1450	2400	4500

9.3 Технологічне обладнання збагачувальних операцій

Вибір збагачувального процесу і обладнання для його реалізації визначається крупністю матеріалу, що надходить в операцію, використовуваними відмінностями в характеристиках мінералів і техніко-економічними даними кожного конкуруючого процесу.

Суспензійні сепаратори і циклони

Для збагачення кам'яного вугілля крупністю понад 6 - 10 мм і руд крупністю більше 3 - 5 мм застосовують сепаратори, принцип дії яких полягає у використанні гравітаційного поля, – колісні, конусні, барабанні. При збагаченні вугілля і руд меншої крупності застосовують апарати з використанням відцентрового поля – гідроциклони.

На вуглезбагачувальних фабриках для розділення крупних класів у важких суспензіях застосовують *сепаратори колісного типу* (СКВ, СКВП, СКВД, СКВС), у яких видалення осілої (важкої) фракції здійснюється вертикальним елеваторним колесом. Колісні сепаратори можуть також використовуватися при збагаченні руд, особливо при крупному живленні і великій продуктивності збагачувальної фабрики.

Продуктивність колісних сепараторів залежить від фронту сепарації, тобто ширини ванни і крупності збагачуваного вугілля. При можли-

вому виході легкого продукту понад 50 % продуктивність сепаратора розраховують за формулою:

$$Q = 100 q B / \gamma_{лп}, \text{ т/год}, \quad (9.36)$$

де q – питома продуктивність сепаратора (табл. 9.33), т/годм; B – ширина ванни, м; $\gamma_{лп}$ – можливий вихід легкого продукту, %.

Таблиця 9.33 – Питома продуктивність колісного сепаратора

Крупність вугілля, мм	Продуктивність, т/годм		Крупність вугілля, мм	Продуктивність, т/годм	
	середня	найбільша		середня	найбільша
6 – 25	35	40	25 – 100	70	90
6 – 50	45	55	25 – 150	75	95
10 – 25	40	50	25 – 200	80	100
10(13) – 50	50	65	25 – 300	80	105
10(13) – 100	60	75	50 – 100	80	100
13 – 150	65	85	50 – 200	90	100
13 – 200	70	90	50 – 300	90	110

Якщо в вугіллі міститься понад 50 % породи, необхідно перевірити транспортну спроможність елеваторного колеса за формулою:

$$Q = 0,06 w n z k \delta, \text{ т/год}, \quad (9.37)$$

де w – місткість одного ковша (для сепаратора СКВ-20 $w = 0,25 \text{ м}^3$, для сепаратора СКВ-32 $w = 0,49 \text{ м}^3$), м^3 ; n – частота обертання елеваторного колеса ($n = 2 - 2,1 \text{ хв}^{-1}$), хв^{-1} ; z – число ковшів елеваторного колеса ($z = 6$ для сепаратора СКВС-32 і $z = 8$ для всіх інших сепараторів цієї модифікації); k – коефіцієнт заповнення ковшів ($k = 0,5 - 0,6$); δ – насипна густина важкої фракції, кг/м^3 .

Технічні характеристики двопродуктових колісних сепараторів наведені в табл. 9.34.

Таблиця 9.34 – Технічні характеристики колісних сепараторів

Параметр	СКВ 12	СКВ 20	СКВ 32	СКВП 32	СКВД 32
Ширина ванни, мм	1200	2000	3200	3200	3200
Об'єм суспензії в ванні, м^3	4,5	8	18	27	18
Діаметр елеваторного колеса, мм	2400	4000	5450	5450	5450
Максимальна продуктивність по живленню (т/год) при крупності, мм:					
13 – 300	125	190	300	390	300
25 – 300	160	240	380	500	400
Максимальний вміст у живленні фракцій, %:					
легкої (що спливає)	75	75	75	75	75
важкої (що потопає)	75	75	75	75	75
Потужність електродвигунів, кВт	5,5	7,7	13,2	21,2	13,2
Габарити, мм:					
довжина	4500	4600	5500	7500	5500

ширина	3600	4500	6000	6500	5850
висота	3500	4200	5700	6000	5700
Маса, т	10,1	16,5	27,5	36,0	30,0

Для збагачення порівняно дрібних руд і неметалічних корисних копалин можна використовувати конусні і барабанні суспензійні сепаратори.

Конусні сепаратори дозволяють одержувати найвищу точність розділення, але, оскільки вони відрізняються і найвищими експлуатаційними витратами, їх треба застосовувати лише при збагаченні цінних руд, що важко збагачуються і містять значні кількості промпродуктових фракцій.

Продуктивність конусного сепаратора визначається за питомим навантаженням і площею дзеркала суспензії:

$$Q = q F \approx 0,8 q D^2, \text{ т/год} \quad (9.38)$$

де q – питоме навантаження (табл. 9.35), т/год·м²; F – площа дзеркала суспензії, м²; D – діаметр сепаратора, м.

Технічні характеристики конусних сепараторів наведені в табл. 9.36.

Таблиця 9.35 – Норми питомих навантажень суспензійних сепараторів

Руди	Крупність живлення, мм	Питоме навантаження, т/годм ²	
		по вихідному живленню	по легкому продукту
Чорних металів	5 – 40	35 – 50	9 – 12
Кольорових і рідкісних металів:			
середньої збагачуваності	5 – 40	13 – 20	9 – 12
важкої збагачуваності	5 – 40	5 – 10	4 – 7
Флюоритові	3 – 20	2 – 3	4 – 5
Алмазовмісні	1,6 – 25	7 – 9	6 – 8

Таблиця 9.36 – Технічні характеристики конусних сепараторів

Параметр	СК – 3	СК – 3,6	СК – 6
Діаметр, мм:			
конуса	3000	3600	6000
аероліфта	250	150	250
Стиснене повітря:			
тиск, МПа	0,30	0,28	0,36
витрати, м ³ /хв	4,5	15,0	25,0
Максимальна крупність живлення, мм	100	40	100
Продуктивність, т/год	40 – 95	100 – 180	400 – 700
Електродвигун привода мішалки:			
потужність, кВт	4,5	4,5	7,0

частота обертання, хв ⁻¹	6,0	10,0	1,6 – 2,5
Габарити, мм			
довжина	3960	4175	6640
ширина	3200	3720	6500
висота	7450	7740	12070
Маса, т	5,1	7,1	27,1

Найбільш економічними в експлуатації є барабанні сепаратори, але ефективність розділення в них нижча, ніж у колісних і конусних сепараторів. Барабанні сепаратори (спіральний і елеваторний) застосовуються для збагачення неметалічних корисних копалин, руд кольорових і чорних металів.

Продуктивність барабанних сепараторів, так само як і конусних, визначається за питомим навантаженням (табл. 9.34) на одиницю площі дзеркала суспензії:

$$Q = q F \approx 0,6D^2, \text{ т/год}, \quad (9.39)$$

де q , F , D – питоме навантаження (т/год·м²), площа дзеркала суспензії (м²), діаметр сепаратора (м).

Технічні характеристики барабанних сепараторів наведені в табл. 9.37.

Таблиця 9.37 – Технічні характеристики барабанних сепараторів

Параметр	Тип сепаратора					
	спіральний			елеваторний		
	СБС-1,8	СБС-2,5	СБС-3,0	СБЭ-1,8	СБЭ-2,5	СБЭ-3,0
Характеристика барабана:						
діаметр, мм	1800	2500	3000	1800	2500	3000
довжина, мм	3600	5000	6000	1800	2500	3000
частота обертання, хв ⁻¹	3; 4; 6	3; 4; 6	3; 4; 6	3; 4; 6	3; 4; 6	3; 4; 6
Максимальна крупність живлення, мм	150	150	150	150	150	150
Продуктивність, т/год	18 – 90	32 – 160	50 – 250	18 – 90	32 – 160	50 – 250
Потужність електродвигуна, кВт	7	10	14	7	10	14
Габарити, мм:						
довжина	6570	7940	9050	3160	3970	4700
ширина	2530	2530	4030	2420	3720	3620
висота	3140	4100	4620	3080	3910	4410
Маса, т	14,7	22,3	29,1	9,9	16,6	21,1

Суспензійні циклони застосовують для збагачення важкозбагачуваного вугілля крупністю 0,5 - 13 мм і перезбагачення промпродуктів, а також для збагачення руд у діапазоні крупності 0,3 - 6 мм. Верхня межа крупності вугілля, збагачуваного у циклонах, становить 40 мм, нижня – 0,2 мм.

Усі суспензійні циклони за системою подачі збагачуваного матеріалу розділяються на дві групи:

- «напірні» гідроциклони, у які матеріал у суміші із суспензією подається під гідростатичним або динамічним напором, при цьому змішування здійснюється поза гідроциклоном;

- «безнапірні» гідроциклони, у які збагачуваний матеріал і суспензія подаються роздільно. Суспензія в гідроциклон надходить під гідростатичним або динамічним напором, а збагачуваний матеріал – самопливом.

За числом продуктів розділення гідроциклонні комплекси підрозділяють на дво- і трипродуктові.

Продуктивність суспензійних циклонів по вихідному живленню визначається за формулою (9.34). З урахуванням того, що співвідношення між живленням і суспензією по об'єму складає (1:2) – (1:3), можна визначити об'ємну продуктивність циклона.

Технічні характеристики суспензійних циклонів наведені в табл. 9.38.

Таблиця 9.38 – Технічні характеристики суспензійних циклонів

Параметр	Двопродуктові				Трипродуктові		
	«напірні»			«безнапірний»	«напірні»		«безнапірний»
	ГТ 500	ГТ 630	ГТ 710	ГТБ 500	ГТ 630/500	ГТ 710/500	ГТБ 400/350
Діаметр, мм							
1-ї секції	500	630	710	500	630	710	400
2-ї секції	-	-	-	-	500	500	350
Кут конусності, град.:							
1-ї секції	20	20	20	-	-	-	-
2-ї секції	-	-	-	-	20	20	20
Розміри, мм:							
вхідного патрубку	150x150	150x150	205x130	-	150x150	205x130	-
перехідного патрубку	-	-	-	-	150x150	150x150	-
Діаметр патрубків, мм:							
зливного 1-ї секції	220	240	270; 320	-	240	270; 320	-
зливного 2-ї секції	-	-	-	-	200; 220	220; 240	-
нижньої насадки	130; 150 180	130; 150 180	130; 150 180	-	110; 130 150	110; 120 130	-
Тиск живлення на вході, МПа	0,45	0,60	0,65	0,10	0,60	0,65	0,10
Крупність живлення, мм	0,2 - 25	0,2 - 25	0,2 - 25	0,5 - 25	0,2 - 25	0,2 - 25	0,5 - 25
Продуктивність:							
по вугіллю, т/год	50	80	100	50	80	100	60
по суспензії, м ³ /год	160	250	300	200	250	300	200
Габарити, мм:							
довжина	2530	3170	3700	-	3580	4800	-

ширина	930	940	1200	-	1580	1800	-
висота	2000	2200	3500	-	3620	4000	-
Маса, т	1,09	1,15	2,00	1,50	2,05	3,10	1,00

Відсаджувальні машини

Найширше використання для гравітаційного збагачення вугілля, руд чорних, кольорових і благородних металів, а також іншої мінеральної сировини у водному середовищі знаходять безпоршневі (повітряно-пульсаційні) і діафрагмові відсаджувальні машини.

Вибір типу відсаджувальної машини визначається складом сировини, що переробляється, крупністю живлення, продуктивністю в операції і вимогами до продуктів збагачення.

Верхня межа крупності матеріалу, збагачуваного відсадкою, складає: для кам'яного вугілля 120 – 175 мм, для руд 40 – 50 мм. Нижня межа крупності залежить від густини поділюваних мінералів: для вугілля 0,3 – 0,5 мм, для руд чорних і кольорових металів 0,1 – 0,15 мм, для руд рідкісних металів 0,05 – 0,1 мм.

Діафрагмові відсаджувальні машини (табл. 9.39) відрізняються простотою конструкції, компактністю, забезпеченням жорсткого режиму пульсацій середовища при постійності амплітуди коливань діафрагми. Недоліком діафрагмових відсаджувальних машин є їх порівняно невелика продуктивність, оскільки зі збільшенням площі відсаджувального відділення і підвищенням продуктивності порушується рівномірність пульсацій по всій площі. Крім того, збільшення площі відсаджувального відділення приводить до необхідності збільшення числа діафрагм, а отже, до ускладнення конструкції машини.

Діафрагмові машини доцільно використовувати на фабриках невеликої виробничої потужності, які не мають повітряного господарства. Ці машини встановлюють у циклі подрібнення з метою вилучення мінералів з високою густиною із продукту розвантаження млинів, що працюють у замкненому циклі з класифікаторами. При збагаченні розсипів на драгах і при відсажденні дрібноподрібнених руд рідкісних і кольорових металів, коли необхідні режими з порівняно малими амплітудами і підвищеним числом пульсацій (250 – 500 хв⁻¹), також доцільне застосування діафрагмових машин.

Таблиця 9.39 – Технічні характеристики діафрагмових відсаджувальних машин

Параметр	Машини з горизонтальною діафрагмою				Машини з вертикальною діафрагмою	
	МОД-0,2	МОД-1М	МОД-2М	МОД-3М	МОД-2П	МОД-4М
Розміри камери, мм	300x300	760x760	1060x1060	1060x1060	1060x1060	1060x1060
Число камер	2	2	2	3	2	4
Робоча площа решета, м ²	0,18	1,0	2,0	3,0	2,0	4,0

Частота коливань діафрагми, хв ⁻¹	210 - 380	130 – 350	130 – 350	130 – 350	197	125 – 350
Хід діафрагми, мм	21	40	40	40	75	75
Крупність руди, мм	0,5 – 8	0,5 – 15	0,5 – 15	0,5 – 30	0,5 – 30	0,5 – 30
Продуктивність, т/год	0,5 – 4	7 - 12	4 - 30	7 - 40	до 26	20 – 55
Потужність електродвигуна, кВт	0,4	1,1	2,2	2x2,2	2,8	2x2,2
Габарити, мм:						
довжина	1060	1950	2550	3850	3230	3500
ширина	700	1050	1350	1350	1520	2600
висота	900	2050	2250	2250	2950	2100
Маса, т	0,2	1,0	1,8	2,7	2,0	3,5

На фабриках високої і середньої виробничої потужності переважно встановлюють *безпоршневі відсаджувальні машини* (табл. 9.40 і 9.41), що мають велику площу решіт і відповідно високу одиничну продуктивність. Ці машини застосовують для відсадження кам'яного вугілля, крупно- і середньовкраплених олов'яних, вольфрамових руд і руд рідкісних металів.

Продуктивність відсаджувальних машин визначається за нормами питомого навантаження на 1 м² решета. Продуктивність машини зростає зі збільшенням розбіжності в густині поділюваних мінералів і крупності живлення.

$$Q = q F, \text{ т/год}, \quad (9.40)$$

де q – питома навантаження, т/год·м² (табл. 9.42 і 9.43); F – площа відсаджувального решета, м².

Таблиця 9.40 – Технічні характеристики безпоршневих відсаджувальних машин, застосовуваних при збагаченні вугілля (МО) й антрацитів (ОМА)

Параметр	МО -208	МО-312	МО-318	МО-424	ОМА-8	ОМА-10
Число секцій	4	6	6	6	4	5
Відсаджувальне відділення:						
площа, м ²	8	12	18	24	8	10
ширина, м	2	3	3	4	2	2
Стиснене повітря:						
тиск в ресивері, кПа	21 – 25	21 – 25	21 - 25	21 - 25	40	40
витрати, м ³ /с	0,46-0,56	0,70-0,86	1,10-1,28	1,46-1,84	1,17	1,50
Частота пульсацій, хв ⁻¹	30 – 80	30 – 80	30 - 80	30 - 80	42 – 51	42 – 51
Крупність вугілля, мм	0,5 – 13	0,5 – 125	13 - 150	13 - 150	до 250	до 250
Продуктивність, т/год:						
по вихідному вугіллю	80 – 120	120 – 320	180 - 500	240 - 650	до 200	до 250
по відходах	40	75	115	140	до 80	до 100
Потужність електродвигу-						

на, кВт	2x1,6	3x1,6	3x1,6	3x1,6	2,8	2,8
Габарити, мм:						
довжина	4980	7300	7300	7300	5130	6200
ширина	3330	3230	3955	5195	3330	3500
висота	4540	4540	4540	4900	4540	4660
Маса, т	15,3	22,8	27,8	37,4	15,0	18,0

Таблиця 9.41 – Технічні характеристики безпоршневих відсаджувальних машин типу ОПМ, застосовуваних при збагаченні руд

Параметр	ОПМ-12	ОПМ-13	ОПМ-14	ОПМ-15	ОПМ-22	ОПМ-23	ОПМ-24	ОПМ-25
Розміри камери:								
ширина, мм	1250	1250	1250	1250	2000	2000	2000	2000
довжина, мм	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000
Число камер	2	3	4	5	2	3	4	5
Площа решета, м ²	2,5	3,75	5,0	6,25	4,0	6,0	4,0	10,0
Коливання води:								
частота, хв ⁻¹	110-350	110-350	110-350	110-350	142	176	227	316
амплітуда, мм	до 150	до 150	до 150	5 - 100	3 - 60	3 - 60	3 - 60	3 - 60
Стиснене повітря:								
тиск, кПа	20 - 50	20 - 50	20 - 50	20 - 50	30 - 35	30 - 35	30 - 35	30 - 35
витрати, м ³ /с	0,17	0,25	0,39	0,39	0,44	0,67	0,89	1,11
Крупність руди, мм	до 4	до 4	до 4	до 4	з до 4	до 4	до 4	до 4
Продуктивність, т/год	до 25	до 40	до 50	до 55	до 40	до 60	до 60	до 75
Потужність електродвигуна, кВт	1,5	1,5	1,5	1,5	2,2	2,2	2,2	2,2
Габарити, мм:								
довжина	2790	3810	4830	5440	3300	4330	5350	6370
ширина	2480	2480	2480	2480	3100	3100	3100	3100
висота	3300	3300	3300	3300	4300	4300	4300	4300
Маса, т	4,7	6,5	8,3	9,75	6,14	8,61	11,0	13,54

Таблиця 9.42 – Питомі навантаження відсаджувальних машин при збагаченні вугілля

Збагачуваний матеріал	Крупність, мм	Питоме навантаження (т/год·м ²), якщо збагачуваність матеріалу			Вміст породних фракцій у живленні, %
		легка	середня	важка	

Кам'яне вугілля	0,5 – 13 +13 і 0,5 – 100	12 – 15 13 – 18	8 – 12 10 – 13	7 – 10 8 – 12	Не більш 50 Не більш 60
Антрацит	6 - 150	25 20 18	23 19 17	20 18 16	Менш 25 25 – 35 Більш 35

Таблиця 9.43 – Питомі навантаження відсаджувальних машин при збагаченні руд

Збагачуваний матеріал	Крупність, мм	Продукти збагачення	Питоме навантаження, т/год·м ²
Мідні, цинкові і поліметалічні свинцево-цинкові руди	1 - 4	Залишковий концентрат, промпродукт і відвальні відходи	1 - 2
Залізні і марганцеві руди	2 - 4	Те ж саме	2 - 5
	15 - 20	Те ж саме	5 - 7
Вольфрамові й олов'яні корінні руди	1 – 3	Бідний концентрат для подальшої обробки і відвальні відходи	4 - 6
	8 - 16	Чорновий концентрат і багаті відходи для подальшої обробки	7 – 12 і більш
Руди рідкісних металів	розсипні	Бідний концентрат для подальшої обробки і відвальні відходи	5 - 10
Золотовмісні руди	розсипні,	Те ж саме	10 - 20
	корінні подрібнені	Чорновий концентрат з крупним золотом	20 - 50

Концентраційні столи

Концентраційні столи призначені для розділення подрібнених рудних копалин за густиною при крупності матеріалу 0,01–3 мм. Вони застосовуються при збагаченні олов'яних, вольфрамових, рідкіснометалі-

чних, золотовмісних руд. Концентраційні столи можуть бути також використані для збагачення і знесірчування вугілля крупністю до 13 мм.

Концентраційні столи мають малу питому продуктивність і вимагають для встановлення великих виробничих площ. Тому на нових проєктованих фабриках для збагачення корінних і розсипних руд рідкісних металів концентраційні столи використовують головним чином для перетищення концентратів.

Концентраційні столи випускаються одно-, три- і шестиярусними (табл. 9.44).

Таблиця 9.44 – Технічні характеристики концентраційних столів

Параметр	СКО-2	СКО-7,5	СКО-15	СКО-22	СКО-30	СКО-45	СКПМ-6
Характеристика дек:							
ширина, мм	1000	1937	1937	1937	1937	1937	1800
довжина, мм	2000	3970	3970	3970	3970	3970	3400
площа однієї, м ²	2,0	7,5	7,5	7,5	7,5	7,5	6,1
число дек	1	1	2	3	4	6	6
загальна площа, м ²	2,0	7,5	15	22,5	30,0	45,0	36,5
Коливання деки:							
частота, хв ⁻¹	280-400	280-350	280-350	280-350	280-350	280-350	280-350
довжина ходу, мм	10-26	10-20	10-20	10-20	10-20	10-20	10-20
Кут нахилу, град.:							
поперечний	0-8	0-8	0-8	0-8	0-8	0-8	0-8
поздовжній	0±2	0±2	0±2	0±2	0±2	0±2	0±3
Крупність живлення, мм	0,04-3	0,04-3	0,04-3	0,04-3	0,04-3	0,04-3	0,2-6
Продуктивність, т/год	0,1-3,0	0,3-3,5	0,6-7,0	1,0-10,0	1,2-14,0	1,8-20,0	5,0-40,0
Потужність електродвигуна, кВт	0,6	1,1	2,2	2,2	2,2	2x2,2	2,8
Габарити, мм							
довжина	2820	5030	5240	5350	5380	5410	5100
ширина	1125	2100	2110	2110	2180	2200	2400
висота	960	1380	1480	1860	2384	3660	3800
Маса, т	0,45	1,50	2,26	2,93	5,70	6,35	3,30

Продуктивність концентраційних столів залежить від крупності живлення, відмінності в густині мінералів, які розділяють, і вимог до якості продуктів збагачення. Для операцій первинного збагачення руд з

одержанням чорнових концентратів, промпродукту і відвальних відходів продуктивність концентраційного столу може бути розрахована за формулою:

$$Q = 0,1 m \delta_{вих} [F d_{сер} (\delta_T - 1) / (\delta_L - 1)]^{0,6}, \text{ т/год}, \quad (9.41)$$

де m – число дек; $\delta_{вих}$, δ_T , δ_L – густина руди, важкого і легкого мінералів, т/м³; F – площа деки столу, м²; $d_{сер}$ – середньоарифметична крупність зерен у вихідному живленні, мм.

При збагаченні вугілля й антрацитів продуктивність концентраційних столів визначається за формулою:

$$Q = k V_{сер} \delta_{вих} d_{max} L, \text{ т/год}, \quad (9.42)$$

де d_{max} – розмір максимального зерна в живленні, м; k – коефіцієнт, що залежить від d_{max} (при $d_{max} = 1$ мм $k = 6$, при $d_{max} = 10$ мм $k = 1,5$); $V_{сер}$ – середня швидкість руху матеріалу по деці, м/год; $\delta_{вих}$ – густина збагачуваного матеріалу, т/м³; L – периметр розвантаження продуктів, м.

Продуктивність концентраційного столу, яка розрахована за формулами (9.41) і (9.42) і зазначена в табл. 9.44, стосується операцій основної концентрації. В операціях перечищення промпродуктів продуктивність столів зменшують на 20–40 %, а в операціях доведення концентратів – на 50 % у порівнянні з продуктивністю операції основної концентрації.

Конкуруючими з концентраційними столами апаратами є гвинтові, струминні і конусні сепаратори.

Гвинтові сепаратори і шлюзи

Гвинтові сепаратори і шлюзи застосовують для вилучення питомо-важких мінералів з корінних і розсипних руд і додаткового вилучення цінних мінералів з високою густиною з відходів флотаційного або магнітного збагачення. Вони знайшли широке застосування для збагачення дрібнозернистих пісків, що містять ільменіт, циркон, рутил і інші корисні копалини, а також для збагачення корінних руд рідкісних і благородних металів, залізних руд, фосфоритів, хромітів, кам'яного вугілля і алмазів.

Галузь застосування того або іншого типу гвинтового апарата визначається крупністю цінних мінералів. При крупності цінних мінералів

0,1–3 мм застосовують гвинтові сепаратори, для дрібнішого матеріалу 0,05–0,2 мм використовують гвинтові шлюзи.

Технічні характеристики гвинтових апаратів наведені в табл. 9.45.

Таблиця 9.45 – Технічні характеристики гвинтових сепараторів і шлюзів

Параметр	Сепаратори		Шлюзи			
	СВ2-1000	СВ2-1500	ШВ-250	ШВ2-1000	ШВ3-1250	ШВ5-2000
Діаметр жолоба, мм	1000	1500	250	1000	1500	2000
Число витків	4	3	4	4	4	4
Число жолобів	2	2	1	2	3	5
Крупність цінного компонента, мм	0,07 – 2	0,2 – 3	0,5	0,5	0,5	0,5
Вміст твердого у живленні, %	15 – 40	15 – 40	15 – 40	15 – 40	15 – 40	15 – 40
Витрати змивної води, л/с	0,4 – 0,8	0,2 – 0,5	0,05	0,10 – 0,20	0,15 – 0,30	0,30 – 0,50
Продуктивність, т/год	3 – 8	20 – 30	0,05–0,1	0,2 – 2,0	0,5 – 5,0	4,0 – 20,0
Габарити, мм:						
довжина	1050	1600	300	1250	1400	2255
ширина	1100	1600	300	1250	1400	2200
висота	4200	5150	1000	3600	4000	6260
Маса, т	0,70	1,25	0,001	0,50	1,00	2,40

Продуктивність гвинтових апаратів залежить від діаметра витків жолоба, кута підйому гвинтової лінії, речовинного складу і крупності збагачуваного матеріалу. Зменшення крупності живлення, а також підвищений вміст у ньому глини і шламів приводить до зниження продуктивності.

Продуктивність гвинтових апаратів визначається за формулою:

$$Q = k_0 \delta_{\text{вих}} D^2 m [d_{\text{max}} (\delta_T - 1) / (\delta_L - 1)]^{0,5}, \text{ т/год}, \quad (9.43)$$

де k_0 – коефіцієнт, що залежить від збагачуваності матеріалу (для важкозбагачуваних руд $k_0 = 0,4$; для легкозбагачуваних - $k_0 = 0,7$); $\delta_{\text{вих}}$, δ_T , δ_L - густина руди, важкого і легкого мінералів, т/м³; D – діаметр спіралі жолоба, м; m – число жолобів; d_{max} – максимальна крупність пито-важких частинок у живленні, мм.

Струминні і конусні сепаратори

Струминні апарати набули значного поширення в практиці збагачення пісків з розсіпів морського походження. Ці піски звичайно представлені матеріалом вузького діапазону крупності, причому важкі міне-

рали, що знаходяться у вільному стані, як правило, дрібніша від легких мінералів порожньої породи. Важка фракція має крупність 0,05 – 0,2 (0,4) мм, а легка (після промивання і грохочення) – до 2 (3) мм.

При збагаченні руд корінних родовищ струминні апарати можуть застосовуватися в циклі первинного збагачення з метою відділення частини відвальних відходів на початку процесу при крупності 0,5 (1) мм, а також для контрольного збагачення відвальних відходів.

При збагаченні в струминних апаратах після однієї операції неможливо одержати готові продукти, тому їхнє використання вимагає розгорнутих схем збагачення.

Технічні характеристики конусних сепараторів наведені в табл. 9.46.

Продуктивність конусних сепараторів визначається за формулою (9.44) залежно від крупності живлення, площі робочої поверхні верхнього конуса і відмінності в густині мінералів, які розділяються:

$$Q = k_K F d_{CP} (\delta_T - 1) / (\delta_L - 1), \text{ т/год}, \quad (9.44)$$

де k_K – коефіцієнт, що залежить від крупності матеріалу (для крупного живлення $k_K = 1,4$; для дрібного – $k_K = 1,0$); δ_T , δ_L – густини важкого і легкого мінералів, т/м³; F – площа робочої поверхні верхнього конуса, м²; d_{CP} – середньоарифметичний розмір зерен у живленні, мм.

Таблиця 9.46 – Технічні характеристики конусних сепараторів

Параметр	Одноярусні		Двоярусні		Три-ярусні	Шести-ярусні
	СК2-М	СК-3	СК2-2	СК3-2	СК2-3	СК3,6/3-6
Діаметр основи конуса, мм:						
верхнього	2000	2880	2000	2880	2000	3600
середнього	-	-	-	-	2000	3000
нижнього	-	-	2000	2880	2000	3000
Довжина твірної, мм	800	1190	770	1100	770	1650-1350
Кут твірної конуса з горизонтальною площиною, градус	14 – 20	14 – 20	14 – 20	14 – 20	14 – 20	16 – 18
Площа робочої поверхні, м ² :						
одного конуса	2,95	6,40	2,90	6,00	2,85	10,2 – 7,0
загальна	2,95	6,40	5,70	11,88	8,55	45,20
Вміст твердого у живленні, %	45 – 60	45 – 60	45 – 60	45 – 60	45 – 60	45 – 60
Продуктивність, т/год	20 – 40	40 – 80	25 – 45	45 – 90	20 – 40	80 – 120
Габарити, мм:						
довжина	2160	3060	2500	3350	2160	5300
ширина	2160	3060	2480	3100	2250	5300
висота	2290	2800	2650	3250	3450	9150

Маса сепаратора з конусами, т:						
з чавуну	1,46	2,50	2,90	5,00	3,30	-
з алюмінієвого сплаву	1,04	1,80	2,10	3,20	-	-
із склопластику	-	-	-	-	-	7,74

Сепаратори магнітні та електромагнітні

Магнітні та електромагнітні сепаратори застосовують для збагачення руд, які мають магнітні властивості, для регенерації феромагнітних суспензій, а також для очищення різних немагнітних руд і матеріалів від магнітних домішок.

Використовують сепаратори таких типів:

ПБМ – магнітні (з постійними магнітами) барабанні для мокрого збагачення сильномагнітних руд і регенерації феромагнітних суспензій;

ПБС - магнітні (з постійними магнітами) барабанні для сухого збагачення сильномагнітних руд і вилучення сильномагнітних мінералів з нерудних матеріалів;

ЕБМ – електромагнітні барабанні для регенерації феромагнітних суспензій і мокрого збагачення сильномагнітних руд;

ЕБС – електромагнітні барабанні для сухого збагачення сильномагнітних руд;

ЕВМ – електромагнітні валкові для мокрого збагачення слабомагнітних руд і нерудних матеріалів;

ЕВС – електромагнітні валкові для сухого збагачення слабомагнітних руд і нерудних матеріалів;

ЕРМ – електромагнітні роторні для збагачення слабомагнітних руд і нерудних матеріалів;

ЕДС – електромагнітні дискові для сухого збагачення слабомагнітних руд і нерудних матеріалів;

ЕШБ – електромагнітні поліградієнтні сепараторі для збагачення слабомагнітних матеріалів.

Виконання сепараторів може бути з прямотечійною ванною (без літерного позначення), протитечійною (П), напівпротитечійною (ПП) і регенераційною (Р).

Вибір типу сепаратора залежить від магнітної сприйнятливості мінералів, що вилучаються в концентрат, крупності живлення, середовища, у якому здійснюється сепарація, вимог до якості продуктів збагачення.

Сухе магнітне збагачення застосовується при крупності матеріалу понад 6 мм, мокре – при крупності менше 6 мм.

При збагаченні сильномагнітних руд крупністю 0 – 50 або 0 – 25 мм попереднє розділення їх на класи +6(8) і –6(8) мм сприятливо впливає на результати магнітного збагачення. Грохочення слабомагнітних руд, що рідко збагачуються при крупності понад 6 мм, малоефективне,

тому воно застосовується лише в окремих випадках (наприклад, при доведенні концентратів руд рідкісних металів).

При магнітному збагаченні магнетитових руд найчастіше застосовують сепаратори типу ПБМ. Для збагачення руд зі слабомагнітними мінералами (марганцевими, окисненими залізними, вольфрамітом), а також для знезалізнення тонких фракцій скляної і керамічної сировини застосовують сепаратори ЕВМ і ЕРМ. Сухе доведення гравітаційних концентратів з метою вилучення слабомагнітних мінералів можна здійснити з використанням сепараторів типу ЕВС. Для доведення концентратів руд рідкісних металів можна використовувати і сепаратори типу ЕДС, але їх продуктивність дуже мала і на більшості підприємств вони замінені більш продуктивними валковими.

Застосування поліградієнтних сепараторів перспективне при збагаченні тонковкраплених залізних (гематитових), марганцевих і інших слабомагнітних руд, а також для знезалізнення тонких фракцій скляної і керамічної сировини.

Технічні характеристики барабанних магнітних сепараторів, використовуваних для збагачення сильномагнітних руд і регенерації феромагнітних суспензій, наведені в табл. 9.47, технічні характеристики валкових і роторних сепараторів, використовуваних для збагачення слабомагнітних руд, – в табл. 9.48 і 9.49, поліградієнтних сепараторів – в табл. 9.50.

Таблиця 9.47 - Технічні характеристики барабанних сепараторів для сухого і мокрого збагачення сильномагнітних руд і регенерації феромагнітних суспензій

Параметр	Сепаратори для сухого збагачення				Сепаратори для регенерації суспензій	
	4ПБС- -63/200	ПБСЦ- -63/50	ЕБС- -90/100	ЗЕБС- -90/100	ЕБМ- -80/170	ЕБМ- -80/250
Характеристика барабана:						
діаметр, мм	630	630	900	900	800	800
довжина, мм	2000	500	1000	1000	1700	2500
частота обертання, хв ⁻¹	49 – 102	55 – 300	25	25 – 43	10	6,5– 10,8
Число барабанів:						

основних	2	1	1	2	1	1
перечисних	2	-	-	1	-	-
Напруженість поля на поверхні барабанів, кА/м:						
основних	80 – 88	104	112-120	56 - 64	110	110
перечисних	112 – 120	–	–	112–120	–	–
Крупність живлення, мм	0 – 50	0 – 3	8 – 50	0 – 50	0 – 2	0 – 2
Продуктивність, т/год	400	до 30	60	120	50	200
Потужність сумарна, кВт	5,6	3,0	6,5	11,3	8,8	13,7
Габарити, мм:						
довжина	2710	1260	2280	2280	2700	3750
ширина	2895	880	2440	2440	2100	1095
висота	2720	1700	2790	2790	2100	2200
Маса, т	10,0	2,6	4,7	4,7	4,4	7,5

Продовження табл. 9.47

Параметр	Сепаратори для мокрого збагачення					
	ПБМ- -90/250	ПБМ-П- -90/250	ПБМ-ПП- -90/250	ПБМ-П- -120/300	ПБМ-ПП- -120/300	ПБМ- -150/400
Характеристика барабана:						
діаметр, мм	900	900	900	1200	1200	1500
довжина, мм	2500	2500	2500	3000	3000	4000
частота обертання, хв ⁻¹	26	26	26	19	19	19
Число барабанів	1	1	1	1	1	1
Напруженість поля на поверхні барабана, кА/м:	88–104	88–104	88–104	135	135	150
Крупність живлення, мм	0 – 6	0 – 1,5	0 – 0,15	0 – 4	0 – 0,5	0 – 4
Продуктивність, т/год	130-180	160-250	40-90	250	250	350
Потужність сумарна, кВт	4	4	4	7,5	7,5	15,0
Габарити, мм:						
довжина	3030	3030	3030	3670	3700	5500
ширина	1700	1700	1700	2200	2200	3000
висота	1880	1880	1880	2360	2280	2700
Маса, т	3,3	3,3	3,3	5,6	5,5	12,8

Таблиця 9.48 – Технічні характеристики валкових сепараторів для сухо-го і мокрого збагачення слабомагнітних руд

Параметр	Сепаратори для сухого збагачення			Сепаратори для мокрого збагачення		
	2ЕВС- -36/100	4ЕВС- -36/100	6ЕВС- -10/80	2ЕВМ- -30/100	4ЕВМ- -38/250	4ЕВМ- -45/250

Характеристика валка:						
діаметр, мм	360	360	100	270	375	450
довжина, мм	1000	1000	800	1000	2500	2500
частота обертання, хв ⁻¹	75 - 250	80 - 170	58	50	22 – 45	22 – 45
Число валків	2	4	6	2	4	4
Напруженість поля на зубцях валка, кА/м:	1350	1350	1300	800 - 900	1350	1000
Крупність живлення, мм	до 3	до 5	до 2	до 5	до 5	до 0,5
Вміст твердого у живленні, %	-	-	-	70–80	70–80	50
Витрати води, м ³ /год	-	-	-	8 - 10	40 - 50	65
Продуктивність, т/год	до 15	до 7	до 3	до 4	16 – 22	до 50
Потужність сумарна, кВт	24	24	3,7	7,5	37,6	8,8
Габарити, мм:						
довжина	2650	2170	1900	2300	4940	5245
ширина	2100	2050	2050	1600	2400	2600
висота	2000	2100	2360	1650	2770	2440
Маса, т	7,8	11,0	6,3	4,0	34,4	49,0

Таблиця 9.49 – Технічні характеристики роторних сепараторів для збагачення слабомагнітних руд

Параметр	2ЕРМ- -5/100	ЕРМ- -15/160	2ЕРМ- -15/160	4ЕРМ- -15/160	4ЕРМ- -20/160
Діаметр ротора, мм	1000	1600	1600	1600	1000
Площа робочої зони, м ²	0,05	0,15	0,15	0,15	0,20
Число робочих зон	4	2	4	8	8
Напруженість поля в центрі робочої зони, кА/м	1200	1200	1200	1200	1000
Продуктивність, т/год	10 - 15	15 – 20	30 – 40	65 – 80	90 – 110
Потужність сумарна, кВт	3,0	4,5	9,0	18,5	26,0
Габарити, мм:					
довжина	3000	4100	5000	5500	6000
ширина	1800	2200	2200	5500	3000
висота	3500	2200	3700	4700	5500
Маса, т	14	15	25	45	70

Таблиця 9.50 – Технічні характеристики поліградієнтних сепараторів

Параметр	ЕБШМ90/250	ЕБШМ120/250	4ЕВМФ45/250
Характеристика робочого органа:			
діаметр, мм	900	1200	450
довжина, мм	2500	2500	2500
частота обертання, хв ⁻¹	3,1; 5,3; 9,5	2,8	2,7; 4
Число робочих органів	1	1	4

Характеристика поліградієнтного середовища:			
діаметр куль, мм	5 – 10	5 – 10	6 – 10
маса, кг	1000	-	-
індукція у робочій зоні, Тл	0,4 – 0,5	0,6 – 0,7	0,8 – 0,85
Крупність живлення, мм	0,5	0,5	0,5
Продуктивність, т/год	20 – 25	40	50
Потужність сумарна, кВт	46	32	33
Габарити, мм:			
довжина	3740	3225	5245
ширина	2200	4120	2604
висота	1845	2600	2440
Маса, т	12,1	19,4	49

Продуктивність магнітних сепараторів для сухого збагачення приймають за даними каталогів. Продуктивність сепараторів для мокрого збагачення визначають за питомими продуктивностями на одиницю довжини робочого елемента (барабана, валка). Питомі продуктивності сепараторів, що збагачують слабомагнітні руди, наведені в табл. 9.51, для сепараторів, які збагачують сильномагнітні руди, - в табл. 9.52.

Продуктивність сепаратора може бути визначена за формулою:

$$Q = qn (L - l) , \text{ т/год} \quad (9.45)$$

де q – питома продуктивність, т/год·м; n – число головних робочих елементів сепаратора; L – довжина робочого елемента (барабана, валка).

Таблиця 9.51 – Питомі продуктивності головних валків сепараторів для слабомагнітних руд

Матеріал, що збагачується	Спосіб збагачення	Крупність, мм	Питома продуктивність, т/год·м
Марганцеві руди і промпродукти	Мокрий	0,1 - 1	5
Бурозалізнякові руди	Сухий	0 – 0,5	3
Скляні піски, абразиви, пегматити		0 – 2	1,5 – 2,5
		0 – 0,16	1
Титано-цирконієві чорнові концентрати		Піски	1

Таблиця 9.52 – Питомі продуктивності барабанних магнітних сепараторів зі слабким полем для мокрого збагачення

Вміст у живленні сепаратора, %			Тип ванни	Питома продуктивність (т/год·м) при діаметрі барабана, мм		
Класу -0,074 мм	твердого	магнітної фракції		900	1200	1500

10 – 15	50	40 – 60	Прямотечійна	70 – 85	90 – 110	125
15 – 25	50	40 – 60		55 – 65	70 – 80	90 – 100
15 – 25	50	80 – 90		65 – 75	80 – 90	100 – 110
25 – 40	50	80 – 90	Протитечійна	70 – 85	90 – 110	-
50 – 60	50	80 – 90		60 – 70	100 – 120	-
50 – 60	50	40 – 60		50 – 55	80 – 100	-
60 – 70	30	80 – 90	Напівпротитечійна	28 – 36	56 – 72	80 – 95
60 – 70	20	80 – 90		16 – 24	32 – 48	50 – 60
75 – 85	30	80 – 90		20 – 28	40 – 56	60 – 70
75 – 85	20	80 – 90		14 – 20	28 – 40	45 – 55
94 – 96	30	80 – 90		12 – 16	24 – 32	35 – 45
94 – 96	20	80 – 90		8 – 12	16 – 24	25 – 30

Флотаційні машини

Флотаційні машини залежно від способу аерації і перемішування пульпи розділяються на механічні – ФМ, пневмомеханічні – ФПМ і пневматичні – ФП.

Вибір типу флотаційної машини здійснюється на основі техніко-економічного порівняння і з урахуванням конструктивних і технологічних особливостей кожного з конкуруючих варіантів.

Пневматичні флотаційні машини (табл. 9.53) варто встановлювати в основних і контрольних операціях при крупності продуктів менше 0,15 мм і при наступних умовах: легкій флотаційній здатності матеріалу, малій або середній його густині, простій схемі збагачення і великому виході концентрату. При відсутності зазначених умов перевагу варто віддати механічним або пневмомеханічним машинам.

Таблиця 9.53 – Технічні характеристики пневматичних флотаційних машин

Параметр	ФП 10	ФП 40	ФП 80	ФП 100
Розміри камери:				
діаметр, мм	2	3,4	3,4	3,4
глибина, мм	5,2	5,2	11	13,4
місткість геометрична, м ³	10	40	80	100
місткість корисна, м ³	7	30	60	75
Максимальні витрати повітря, м ³ /хв	7,5	15	30	40
Надлишковий тиск повітря на вході в аератор, кПа	150	150	160	180
Продуктивність по пульпі, м ³ /хв	5	10	15	20
Потужність електродвигуна для подачі повітря, кВт	19	40,5	81	108
Габарити камери, мм:				
довжина	2000	3400	3400	3400
ширина	2000	3400	3400	3400
висота	5200	5200	11000	12000
Маса камери, т	3,1	7,2	12,0	14,0

Механічні флотаційні машини (табл. 9.54) застосовуються для флотації пульп звичайної крупності (максимальна крупність до 1 мм при вмісті класу –0,074 мм не менше 50 %) у розвинутих схемах флотації, що вимага-

ють регулювання рівня пульпи на малому числі камер. Вони забезпечують безнасосне повернення промпродуктів з попереднього переочищення в наступне. Машини механічного типу застосовуються на збагачувальних фабриках малої виробничої потужності при відсутності повітряного господарства, а також у перемішних операціях і циклах розділення колективних концентратів з відносно невеликими виходами.

Таблиця 9.54 – Технічні характеристики механічних флотаційних машин

Параметр	Машини для збагачення руд				Машини для збагачення вугілля			
	ФМ-0,4	ФМ-1,2	ФМ-3,2	ФМ-6,3	МФУ-6	МФУ-12	МФУ-25	МФУ-36
Місткість однієї камери, м ³ :								
геометрична	0,40	1,20	3,20	6,30	6,00	12,00	25,00	36,00
корисна	0,34	1,00	2,70	5,35	5,10	10,20	21,25	
Число камер	-	-	-	-	6	6	6	1
Продуктивність:								
по твердому, т/год	-	-	-	-	50	80	120	25
по пульпі, м ³ /год	36	90-150	200-350	400-700	до 450	до 700	до 1000	250
Імпелер:								
частота обертання, хв ⁻¹	460	300	280	240	580	580	580	
потужність електро- двигуна, кВт	2,2	5,5	11,0	22,0	30,0	40,0	50,0	55
Габарити камери, мм:								
довжина	1215	1100	1750	2200	14730*	19200*	21800*	6800
ширина	700	1910	1790	2975	3500	3450	4150	6700
висота	1440	2100	2350	2745	3040	3290	3580	4500
Маса камери, т	0,71	1,20	2,08	3,42	23,45**	37,00**	49,90**	18,00

*Довжина шестикамерної машини

**Маса шестикамерної машини

Пневмомеханічні флотаційні машини (табл. 9.55) на збагачувальних фабриках використовуються найчастіше. Це обумовлено тим, що вони забезпечують вищу швидкість флотації і меншу питому витрату електроенергії в порівнянні з механічними машинами. Крім того, у цих машинах можливе регулювання аерації пульпи в широкому діапазоні (витрата повітря може складати до 1,8 м³/хв на 1 м³ пульпи). Пневмомеханічні машини застосовуються при флотації звичайних пульп (до 40 % твердого і не менше 50 % класу –0, 074 мм).

Установлення пневмомеханічних машин доцільне в операціях міжциклової, основної і контрольної флотації на фабриках великої і середньої виробничої потужності, їх варто також встановлювати в перемішних операціях при великих виходах пінних продуктів. Прямоточні пневмомеханічні машини рекомендуються до установки там, де не потрібне покамерне регулювання рівня пульпи і немає частих повернень

промпродуктів. У пневмомеханічну машину можуть бути включені механічні камери для підсмоктування продуктів і для прийому пульпи (головна камера).

Таблиця 9.55 – Технічні характеристики пневмомеханічних флотаційних машин

Параметр	ФПМ 3,2	ФПМ 6,3	ФПМ 8,5	ФПМ 12,5	ФПМ 25	ФПМ 40
Місткість камери, м ³ :						
геометрична	3,2	6,30	8,5	12,5	25,0	40,0
корисна	2,7	5,35	7,2	10,6	21,3	34,0
Імпелер:						
діаметр, мм	650	760	760	900	1000	900
частота обертання, хв ⁻¹	200	240	165	190	143	150
потужність електродвигуна однієї камери, кВт	5,8	17,6	15,6	27,5	35,0	40,0
витрати повітря на одну камеру, м ³ /хв	2,3	4,4	4,8	7,5	10,0	12,0
Продуктивність по пульпі, м ³ /хв	8	14	19	22	45	70
Габарити камери, мм						
довжина	1750	2200	2000	2600	2900	3200
ширина	1910	2520	3100	3580	3630	4400
висота	2430	2940	4350	3900	5630	6600
Маса камери, т	2,56	3,50	6,10	6,00	10,80	18,30

Для збагачення крупновкраплених корисних копалин застосовуються флотаційні машини з киплячим шаром (ФКМ-63) і пневматичні флотаційні машини пінної сепарації (ФПС-16 і ФП-16), їхні технічні характеристики наведені в табл. 9.56.

Таблиця 9.56 – Технічні характеристики флотаційних машин з киплячим шаром (ФКМ-63) і пінної сепарації (ФПС-16 і ФП-16)

Параметр	ФКМ-63	ФПС-16	ФП-16
Геометрична місткість камери, м ³	6,3	5,0	10,0
Аератор:			
діаметр, мм	750	-	-
частота обертання, хв ⁻¹	240	-	-
Максимальні витрати повітря, м ³ /хв	-	2,0	7,8
Надлишковий тиск повітря на вході в аератор, кПа	-	1,2	2,0
Крупність флотованого матеріалу, мм	1 – 3	1 – 3	1 – 3
Вміст твердого у живленні, %	40	70	40
Продуктивність:			
по пульпі, м ³ /хв	12	-	-
по твердому, т/год	-	50	100
Потужність електродвигуна, кВт	32	1,8	3,5
Габарити двокамерної секції, мм			
довжина	4400	2100	3500
ширина	3020	1800	2200

висота	2800	3100	3500
Маса двокамерної секції, т	9,0	2,0	4,0

Необхідне число камер механічної флотаційної машини розраховується для кожної окремої операції за формулою:

$$n = [k Q (1 + R \delta) \tau] / (60 k_3 V \delta), \quad (9.46)$$

де k – коефіцієнт нерівномірності навантаження (при збагаченні руд $k = 1,10$; при збагаченні вугілля $k = 1,25$); Q – живлення операції флотації, т/год; R – розрідженість живлення флотації, м³/т; δ – густина твердої фази живлення, т/м³; τ – тривалість флотації, хв; k_3 – коефіцієнт заповнення камери пульпою ($k_3 = 0,7 - 0,8$); V – геометричний об'єм камери, м³.

Тривалість флотації в окремих операціях приймається за даними попередніх досліджень флотованості і з урахуванням практичних показників збагачувальних фабрик, які перероблюють аналогічну сировину. Залежно від властивостей флотованих руд час флотації змінюється в широкому діапазоні: для легкофлотованих руд він складає 5 – 15 хв., для середньофлотованих – 15 – 30 хв., для важкофлотованих – перевищує 30 хв.

Дані про розрідженість пульпи при флотації наведені в табл. 9.57.

Таблиця 9.57 – Розрідженості пульпи при флотації

Корисна копалина	Флотація	Розрідженості (м ³ /т) у операції			
		Основної флотації		Перечисної флотації	
		граничні	середні	граничні	середні
Суцільна сульфідна руда Свинцево-цинкова руда	Міді і заліза	1,5 – 2,6	2,2	2,3 – 9,0	4,0
	Свинцю	1,5 – 2,3	1,9	2,3 – 9,0	4,0
	Цинку	2,3 – 4,0	3,0	3,0 – 9,0	4,5
Вкраплена поліметалічна руда	Міді	2,0 – 4,5	3,0	3,3 – 9,0	5,3
	Заліза і золота	1,5 – 4,5	2,3	2,3 – 4,5	3,2
	Свинцю	1,9 – 3,3	2,3	4,0 – 5,7	4,5
Кам'яне вугілля	-	3,5 – 9,0	4,9	4,5 – 5,7	5,3

Контактні чани (КЧ) й апарати кондиціонування пульпи (АКП) призначені для перемішування пульпи і насичення її реагентами. Розрахунок контактних чанів здійснюється за формулою (9.46), у якій τ – необхідна тривалість контакту пульпи з реагентом, хв; $k_3 = 0,80 - 0,85$ – коефіцієнт заповнення контактного чана; V – геометричний об'єм чана, м³; інші позначення див. вище.

Технічні характеристики контактних чанів наведені в табл. 9.58.

Таблиця 9.58 – Технічні характеристики контактних чанів

Параметр	КЧ-150	КЧ-200	КЧ-250	КЧ-300	КЧ-350	КЧ-400
Розміри чана:						
діаметр, мм	1500	2000	2500	3000	3500	4000
висота, мм	1500	2000	2500	3000	3500	4000
місткість, м ³	2,2	5,5	11,0	19,4	31,2	46,6
Діаметр мішалки, мм	400	550	550	750	750	900
Частота обертання мішалки, хв ⁻¹	320	230	230	170	170	145
Потужність електродвигуна, кВт	2,8	4,5	4,5	7,0	7,0	10,0
Габарити, мм:						
ширина	1900	2400	3000	3500	4000	4600
висота	2700	3400	4000	4700	5400	6100
Маса, т	0,9	1,0	1,2	1,6	2,8	4,4

На вуглезбагачувальних фабриках для підготовки пульпи до фло-тації використовують більш довершені і надійні пристрої – апарати «Каскад» і АКП-1000, їхні технічні характеристики наведені в табл. 9.59.

Таблиця 9.59 – Технічні характеристики апаратів підготовки пульпи

Параметр	«Каскад»	АКП-1000
Пристрій для здобування аерозолу	Вентилятор спеціальний	Розпилювач дисковий
Частота обертання ротора (диска), хв ⁻¹	2880	2910
Максимальне число зливних патрубків	8	8
Продуктивність по пульпі, м ³ /год	800	1600
Потужність електродвигуна, кВт	4,5	5,5
Габарити, мм:		
довжина	2395	3200
ширина	2130	3200
висота	2330	3040
Маса, т	4,2	7,3

Машини для промивання

Мінеральні зерна в рудах розсипних родовищ і рудах осадового походження не зв'язані взаємним проростанням, але зцементовані в щільну масу м'якою і в'язкою глинистою речовиною. Необхідною умовою підготовки цих руд до збагачення є звільнення їх від глини, дезинтеграція і відділення якої здійснюється промиванням. Залежно від вмісту в руді глинистих фракцій, питомої витрати електроенергії на промивання і числа пластичності руди підрозділяються на три групи (табл. 9.60).

Для промивання застосовують бутари, скрубери, мийки вібраційні, похилі і горизонтальні коритні. Дезинтеграція і відділення глинистих домішок від таких легкопромивних корисних копалин, як фосфоритові руди, будівельні матеріали, скляні піски, може здійснюватися з використанням механічних і гідравлічних класифікаторів, грохотів, гідроциклонів.

Таблиця 9.60 – Класифікація руд за промивністю

Ступінь промивності руд	Вміст глинистих фракцій, %	Число пластичності	Питомі витрати електроенергії на промивання, кВт·ч/т	Необхідний час промивання, хв
Легкопромивні	менш 25	менш 5	менш 0,25	менш 1
Середньпромивні	25 – 50	5 – 15	0,25 – 0,75	1 – 2
Важкопромивні	більш 50	15 – 35	0,75 – 2,00	2 – 6

Бутари

Бутари (табл. 9.61) і барабанні грохоти застосовують при переробці легко- і середньпромивних руд крупністю до 300 мм. Вони мають велику продуктивність, при цьому митий продукт виходить у вигляді класів певної крупності. Основний недолік бутар – велика витрата води (до 10 м³/т).

Скрубери

Скрубери (табл. 9.61) застосовують при переробці важкопромивних корисних копалин крупністю до 500 мм або як апарат для попередньої дезинтеграції глинистого матеріалу перед промиванням у коритній мийці. Вони забезпечують високу ефективність промивання при порівняно невеликій витраті води (до 4 м³/т). Скрубери громіздкі, характеризуються підвищеною витратою електроенергії, видають некласифікований митий продукт. Останній недолік, як правило, усувається з'єднанням скрубера з бутарою.

Таблиця 9.61 – Технічні характеристики промивних грохотів, бутар, скруберів і скрубер-бутар

Параметр	Грохоти і бутари			Скрубери і скрубер-бутари				
	ГБ-1,5	О-82	О-89	С-12	СБ-12	С-36	ММК-2,6	ММК-3,3
Барабан:								
довжина, мм	4200	4200	8300	3000	3000	3560	4110	10770
діаметр, мм	1500	1500	1330	1300	1300	7780	2600	3350
кут нахилу, градус	3 - 8	до 10	3	0 – 6	0 – 6	–	–	–
частота обертання, хв ⁻¹	10	10	16	19	26	21	16	15
Максимальна крупність живлення, мм	350	300	300	150	150	350	300	300
Витрати води, м ³ /т	4 – 6	4 – 6	4 – 8	1 – 2	1 – 3	2 – 5	2 – 4	2 – 4

Продуктивність, т/год	90	150	75	60	40	440	100	250
Потужність електродвигуна, кВт	5,5	7	28	13	17	300	215	500
Габарити, мм:								
довжина	5385	4750	8780	3810	5520	14200	6900	12000
ширина	2205	2800	3000	2155	2155	7800	3400	6300
висота	2090	2670	2000	2230	2230	6070	4800	5600
Маса, т	5,2	7,5	12,6	5,5	6,0	172,8	40,4	154,0

Вібромийки

Вібромийки (табл. 9.62) застосовують для промивання середньо- і важкопромиваних матеріалів крупністю до 150 мм із домішками середніх і важких суглинків. Використання вібрацій сприяє підвищенню ефективності процесу дезинтеграції і відділення глини. Ці апарати характеризуються малими габаритами і невеликими питомими витратами електроенергії й води.

Таблиця 9.62 – Технічні характеристики вібромийок

Параметр	ВМИ-25	ВМИ-40	ВМИ-70	ВМИ-100	СМД-88	СМД-158
Промивальна ванна:						
число ванн	2	2	2	2	4	2
діаметр барабана, мм	-	-	-	-	800	700
ширина жолоба, мм	400	500	600	800	-	-
довжина барабана (жолоба), мм	1000	3200	3200	3200	3000	2520
кут нахилу, градус	1 – 2	1 – 2	1 – 2	1 – 2	2 – 3	0 – 2
частота коливань, хв ⁻¹	970	970	970	970	750	980
амплітуда коливань, мм	5,7	5,5	5,0	5,0	8,0	7,0
Максимальна крупність живлення, мм	80	100	120	150	150	150
Витрати води, м ³ /т	1 – 1,5	1 – 1,5	1 – 1,5	1 – 1,5	1 – 1,5	1 – 1,5
Продуктивність, т/год	25	40	55	70	60	50
Потужність електродвигуна, кВт	17	28	40	55	44	40
Габарити, мм:						
довжина	3220	4400	4750	4900	4000	4300
ширина	1500	1750	2200	2450	2750	3000
висота	2200	2750	2750	2900	3100	2820
Маса, т	1,7	2,7	3,2	4,2	8,9	3,3

Похилі і горизонтальні коритні мийки

Коритні мийки (табл. 9.63) застосовують при переробці корисних копалин усіх категорій промиваності, але головним чином важкопромиваних. Крупність живлення для апаратів цього типу звичайно не перевищує 100 мм. До переваг коритних мийок варто віднести високу ефективність, надійність конструкції, невелику витрату води. Основними не-

доліками коритних мийок є підвищена витрата електроенергії і значне ошламлювання корисних компонентів у процесі промивання.

Вибір типу машини для промивання здійснюється залежно від категорії промиваності, крупності матеріалу і необхідної продуктивності. Для крупногрудкового матеріалу доцільно використовувати скрубери важкого типу, для середньопромиваного крупністю до 150 мм – коритні мийки і вібраційні апарати, для матеріалів середньої крупності і легкопромиваних – скрубери легкого типу і барабанні грохоти. Для дезинтеграції важкопромиваних пісків варто вибирати апарати, які забезпечують тривале перебування в робочій зоні при інтенсивному механічному впливі. Дезинтеграція важкопромиваних пісків здійснюється звичайно за багатоопераційною схемою: у першій стадії, як правило, застосовуються скрубери або вібраційні апарати, у другій і третій – коритні мийки. Такі схеми забезпечують високу ефективність промивання (до 95 %) при вмісті в матеріалі до 30 % пластичних глин.

Таблиця 9.63 – Технічні характеристики коритних мийок

Параметр	Похилі мийки			Горизонтальні мийки		
	К-7	К-12	К-14	МБМ	МБМ-1	МПМ-3,2
Розміри ванни:						
довжина, мм	7500	9050	9000	4800	4800	6000
ширина, мм	1650	2940	3350	-	-	-
кут нахилу, градус	6 – 12	8 – 12	8 – 12	-	-	-
діаметр кола, яке описується, мм:						
лопатями,	750	1200	1400	-	-	-
лопатками,	-	-	-	2400	2400	3200
ковшами	-	-	-	2200	2200	3570
частота обертання валів, хв ⁻¹ :						
лопатевих,	21	15	15	-	-	-
бичових,	-	-	-	8,4	8,4	6,9
ковшових	-	-	-	3,2	4,5	6,6
Максимальна крупність живлення, мм	40	100	100	100	100	100
Витрати води, м ³ /т	2 – 4	2 – 3	2 – 4	2 – 4	2 – 4	2 – 4
Продуктивність, т/год	100	120	150	150	150	250
Сумарна потужність електродвигунів, кВт	32	55	75	64,8	63,7	146,3
Габарити, мм:						
довжина	1600	11810	11960	7180	7030	8655
ширина	2840	3460	3730	9665	10230	12360
висота	1000	1940	2160	3770	3820	5115
Маса, т	10,5	23,5	31,8	61,0	58,8	115,0

Продуктивність промивних машин визначається двома методами: за витратою електроенергії, необхідної для промивання 1 т матеріалу, і за необхідним часом промивання матеріалу до заданої якості. З двох отриманих результатів рекомендується приймати найменший.

За першим методом продуктивність промивної машини визначається за формулою:

$$Q = N \eta / q, \text{ т/год}, \quad (9.47)$$

де N – встановлена потужність електродвигунів, кВт; η – коефіцієнт використання потужності двигуна ($\eta = 0,7 - 0,8$); q – питома витрата електроенергії на промивання матеріалу (визначається дослідним шляхом; для орієнтовних розрахунків можна прийняти дані за табл. 9.60), кВт·год/т.

За другим методом для розрахунку продуктивності промивної машини використовують такі формули:

для скрубера

$$Q = 60 V \varphi / t, \text{ т/год}, \quad (9.48)$$

де V – внутрішній об'єм барабана, м³; φ – коефіцієнт заповнення барабана матеріалом ($\varphi = 0,1 - 0,8$); t – необхідний час промивання матеріалу до заданої якості (визначається дослідним шляхом; для орієнтовних розрахунків приймається за табл. 9.57), хв.;

для двовальної похилої коритної мийки

$$Q = 30 \pi D^2 \varphi L k / t, \text{ т/год}, \quad (9.49)$$

де D – діаметр кола, яке описується лопатями, м; φ – коефіцієнт заповнення корита матеріалом ($\varphi = 0,1 - 0,15$); k – коефіцієнт використання довжини корита ($k = 0,8 - 0,9$); t – необхідний час промивання матеріалу до заданої якості, хв.;

для вібраційної промивної машини

$$Q = 60 m \pi R^2 \varphi L / t, \text{ т/год}, \quad (9.50)$$

де m – число промивних ванн; R – радіус ванни, м; φ – коефіцієнт заповнення ванни матеріалом ($\varphi = 0,6 - 0,7$); L – довжина ванни, м.

9.4 Технологічне обладнання заключних операцій

Заклучні операції в схемах переробки корисних копалин призначені для зневоднення продуктів збагачення з метою зниження їхньої вологості до кондиційної, а також для регенерації оборотних вод збагачувальної фабрики.

Вибір методу зневоднення залежить від характеристики матеріалу, що зневоднюється (початкової вологості, гранулометричного і мінералогічного складів), і вимог до кінцевої вологості. Часто необхідної кінцевої вологості важко досягти за одну стадію, тому на практиці для деяких продуктів збагачення використовують операції зневоднення різними методами за кілька стадій.

Для зневоднення продуктів збагачення використовують методи дренажування (грохоти, елеватори), центрифугування (фільтруючі і відсаджувальні центрифуги), згущення (згущувачі, гідроциклони), фільтрування (вакуум-фільтри, фільтр-преси) і термічного сушіння.

Орієнтовні значення вологості зневоднених продуктів залежно від їх крупності і використаного для зневоднення обладнання наведені в табл. 9.64.

Таблиця 9.64 – Орієнтовані значення вологості продуктів

Вихідний матеріал	Продукт	Крупність, мм	Апарат для зневоднення	Вологість зневодненого продукту, %
Кам'яне вугілля	Концентрат	+10(13)	Грохот	6 – 12
		0,5-10(13)	Багер-елеватор	20 – 22
		»	Грохот	10 – 14
		»	Фільтруюча центрифуга	7 – 9
		0 – 3	Стрічковий вакуум-фільтр	15 – 20
		0 – 0,5	Дисковий вакуум-фільтр	20 – 24
	Промпродукт	+10(13)	Елеватор	10 – 16
		0,5-10(13)	Елеватор	18 – 25
		»	Грохот	12 – 14
		»	Фільтруюча центрифуга	8 – 10
	Відходи	+10(13)	Елеватор	10 – 14
		0,5-10(13)	Елеватор	16 – 20
0 – 3		Стрічковий вакуум-фільтр	18 – 25	
0 – 0,5		Відсаджувальна центрифуга	25 – 35	
		»	Фільтр-прес	18 – 24
Бурі залізнякаи	Концентрат: - відсадки, - відсадки і магнітної сепарації, - магнітної сепарації	0 - 3	Стрічковий вакуум-фільтр	19 – 21
		0 – 0,6	Стрічковий вакуум-фільтр	10 - 14
		60 – 95 % класу – 74 мкм	Дисковий вакуум-фільтр	10 - 11
Сульфідні руди	Концентрат: - мідний, - свинцевий, - цинковий, - піритний,	флотаційна	Вакуум-фільтр	10 – 15
		»	»	6 – 14
		»	»	9 – 15
		»	»	7 – 14

	- молибденовий	»	»	20 - 25
Несульфідні руди	Концентрат:			
	- апатитовий,	флотаційна	Вакуум-фільтр	11 – 12
	- шеєлітовий,	»	»	12 – 15
	- баритовий	»	»	11 - 14

Зневоднюючі елеватори

Зневоднюючі елеватори застосовують у першій стадії зневоднення грудкових і зернистих продуктів. Зневоднення матеріалу відбувається при транспортуванні з класифікаторів, багер-зумпфів, відсаджувальних машин, шлюзів, шнекових сепараторів.

Зневоднюючі елеватори (табл. 9.65) установлюють під кутом 60 – 75°, що сприяє кращому стоку води. Процес зневоднення починається після того, як навантажений ківш підніметься над рівнем води, що заповнює нижню частину елеватора. Довжина зони зневоднення повинна бути не менше 4 м по вертикалі. Тривалість зневоднення приймається для крупного матеріалу 20 – 25 с, для дрібного – 40 – 50 с, що відповідає швидкості руху ланцюга елеватора відповідно 0,2 – 0,3 і 0,15 – 0,18 м/с.

Таблиця 9.65 – Технічні характеристики зневоднюючих елеваторів

Параметр	ЕО-4	ЕО-4С	ЕО-6	ЕО-6С	ЕО-10
Ківш:					
ширина, мм	400	400	650	650	1000
місткість, м ³	0,02	0,016	0,05	0,04	0,125
відстань, мм	640	320	800	400	800
швидкість руху, м/с	0,17	0,17	0,25	0,25	0,38
Продуктивність, т/год	9 – 38	15 – 61	19 – 77	31 – 123	48 – 193
Довжина елеватора, м	до 30	до 30	до 30	до 25	до 25
Маса елеватора, т:					
при довжині 14 м	10,45	11,50	16,63	18,93	22,11
при довжині 18 м	13,10	14,15	20,26	24,15	25,96

Продуктивність зневоднюючого елеватора визначається за формулою:

$$Q = 3,6 w \delta k_3 V / l, \text{ т/год}, \quad (9.51)$$

де w – місткість ковша, м³; δ – насипна густина матеріалу, що зневоднюється, кг/м³; k_3 – коефіцієнт заповнення ковшів ($k_3 = 0,5 - 1$); V – швидкість руху ковшів, м/с; l – відстань ковшів, м.

Потужність привода зневоднюючого елеватора визначається за емпіричною формулою:

$$N = 0,006 Q H, \text{ кВт}, \quad (9.52)$$

де H – вертикальна висота підняття, м.

Ефективність зневоднення різних матеріалів в елеваторах залежить від крупності матеріалу, що зневоднюється, ступеня забруднення оборотної води, висоти зневоднюючої частини елеватора і швидкості руху ковшів.

Грохоти

Зневодненню на грохотах піддається велика частина продуктів збагачення вугілля крупністю більше 0,5 мм: крупний і дрібний концентрат, грубозернистий шлам, промпродукт і відходи. Для цієї мети застосовують конічні (ГК), дугові (СДО) і інерційні (ГІСЛ, ГСЛ) грохоти. Найбільш інтенсивне зневоднення матеріалу відбувається на інерційних грохотах, де матеріал завдяки коливанням решета безупинно перемішується і розпушується.

Продуктивність грохотів визначається за формулами (9.13) – (9.15).

Центрифуги

Фільтруючі центрифуги застосовуються в другій стадії зневоднення вугільних концентратів і промпродуктів крупністю 0,5–13 мм після їхнього попереднього зневоднення на вібраційних, конічних і дугових грохотах або в багер-зумпфах. Фільтруючі центрифуги випускають з вібраційним (ФВВ), інерційним (ФВІ) і шнековим вивантаженням осаду (ФВШ). Для зневоднення тонкоподрібнених продуктів і шламів можуть застосовуватися *відсаджувальні* і *відсаджувально-фільтруючі центрифуги*.

Вібраційні центрифуги (табл. 9.66) застосовуються для зневоднення дрібного концентрату (промпродукту) з вмістом не більше 10 % класу 0 – 0,5 мм. Центрифуги цього типу найповніше відповідають технологічним вимогам: вміст твердого у фугаті становить в середньому 3 % (у шнекових центрифугах 4 – 5 %), подрібнення матеріалу, що зневоднюється, у 2–2,5 раза менше, ніж у шнекових, менший, порівняно з іншими типами центрифуг, знос фільтруючих сит. Однак вібраційні центрифуги в порівнянні зі шнековими мають меншу ефективність зневоднення і більш чуттєві до коливань вологості матеріалу, що збезводнюється.

Для зневоднення абразивних продуктів збагачення антрациту доцільно використовувати *центрифуги з відцентровим (інерційним) вивантаженням осаду* (табл. 9.66), у яких забезпечується найменший час контакту матеріалу з фільтруючою поверхнею.

При вмісті в продукті, що зневоднюється, класу 0 - 0,5 мм більше 15 - 20 %, а також у тих випадках, коли вібраційні центрифуги не забез-

печують необхідної вологості зневодненого осаду, більш доцільне *установлення шнекових фільтруючих центрифуг* (табл. 9.66).

Вологість осаду фільтруючих центрифуг становить 7 – 10 %.

Таблиця 9.66 – Технічні характеристики фільтруючих центрифуг

Параметр	Центрифуги фільтруючі з вивантаженням осаду			
	вібраційним		інерційним	шнековим
	ФВВ-100	ФВВ-150	ФВІ-100	ФВШ-950
Ротор:				
максимальний діаметр, мм	1000	1500	1000	1000
кут конусності, градус	10	13	10	20
частота обертання, хв ⁻¹	420	350 - 400	420 - 470	600
частота вібрацій, хв ⁻¹	1600 – 1800	1400 – 1800	–	–
Продуктивність, т/год	100	350	80	100
Потужність електродвигуна, кВт	23	60	20	40
Габарити, мм:				
довжина	2900	3900	2445	2450
ширина	2165	2700	2165	1680
висота	1560	1950	1860	1400
Маса, т	3,8	6,0	3,6	3,6

Шнекові відсаджувальні центрифуги (табл. 9.67) застосовуються для зневоднення тонких незбагачених шламів, флотаційних концентратів і, в окремих випадках, відходів флотації. Для зневоднення флотаційних концентратів, які важко фільтруються, і шламів застосовується *відсаджувально-фільтруючі центрифуги*.

Технологічні показники шнекових відсаджувальних центрифуг при зневодненні такі: вологість осаду 20 – 35 %, вміст твердого у фугаті 25 – 35 %.

Таблиця 9.67 – Технічні характеристики відсаджувальних центрифуг

Параметр	ОГШ-1350	ОГШ-1320Ф
Ротор:		
максимальний діаметр, мм	1350	1320
загальна довжина, мм	1987	2000
кут конусності, градус:		
відсаджувального ступеня	15	15
фільтруючого ступеня	-	15
частота обертання, хв ⁻¹	800	800
Максимальний фактор розділення	500	500
Продуктивність:		
по пульпі, м ³ /год	250	250
по твердому, т/год	25 – 35	40
Потужність електродвигуна, кВт	160	160
Габарити, мм:		

довжина	4100	4250
ширина	3700	3655
висота	1830	1850
Маса, т	12,0	15,8

Продуктивність фільтруючих і відсаджувальних центрифуг визначається за даними каталогів і довідників з урахуванням конкретних умов експлуатації і досвіду роботи підприємств-аналогів.

Згушувачі

Згушувачі на збагачувальних фабриках призначені для згущення різних пульп, що містять тверді частинки малої крупності (шлами). Крім того, у результаті згущення пульп здійснюється прояснення оборотної води, що дозволяє зменшити забір свіжої води з зовнішніх джерел водопостачання і запобігти забрудненню рік і водойм. Однак використання оборотної води можливе лише на фабриках із простим реагентним режимом.

Для згущення тонких продуктів на збагачувальних фабриках найбільше поширення одержали радіальні згушувачі з центральним і периферійним приводом діаметром до 100 м (табл. 9.68). Однак технологічні показники їхньої роботи не завжди задовольняють пропоновані вимоги: питома продуктивність при застосуванні флокуляції твердої фази відходів флотації вуглезбагачення не перевищує $0,8 \text{ м}^3/\text{год}\cdot\text{м}^2$, а вміст твердого в згущеному продукті становить не більше 300 кг/м^3 . Такий низький ступінь згущення не дозволяє застосувати ефективне зневоднення цього продукту на фільтр-пресах і наступне складування його разом з крупними відходами. Тому на вуглезбагачувальних фабриках для згущення відходів флотації до вищого ступеня концентрації згущеного продукту ($500\text{-}600 \text{ кг/м}^3$) застосовують циліндроконічні згушувачі (табл. 9.69).

Таблиця 9.68 – Технічні характеристики радіальних згушувачів

Параметр	Радіальний згушувач з приводом								
	центральним						периферійним		
	Ц-15	Ц-25	Ц-30	Ц-50	Ц-70	Ц-100	П-25	П-30	П-50
Чан:									
діаметр, м	15	25	30	50	70	100	25	30	50
глибина у центрі, м	3,6	4	4	5	6,5	7,5	3,6	3,6	4,5
площа осадження, м^2	250	490	700	1950	3850	7850	500	700	1960
Потужність привода, кВт	4	7,5	7,5	13	17	22	5,5	5,5	14
Габарити, м:									
діаметр	17	27	32	52	72	106	27	35	56
висота	9,5	12,5	12,5	13,5	18	20	6,3	6,5	7,3
Маса металевих конст-рукцій (без чана), т	17	30,5	33	80	100	200	33	36	73

Таблиця 9.69 – Порівняльні показники роботи згущувачів

Показник	Згущувач	
	радіальний П-30	циліндроконічний С-10
Діаметр, м	30	10
Висота циліндричної частини, м	2,1	7
Висота конічної частини, м	1,9	8
Питома продуктивність ($\text{м}^3/\text{год}\cdot\text{м}^2$) при концентрації твердого, $\text{кг}/\text{м}^3$:		
200	1,3	8
300	0,9	6
400	-	4,8
500	-	4
600	-	3,5
700	-	3
800	-	2,6
Витрати поліакриламідy, г/т:		
негідролізованого	30 – 60	30 – 60
гідролізованого	12 – 25	12 – 25
Концентрація твердого у зливi, $\text{кг}/\text{м}^3$	менше 1	менше 1

Навантаження на згущувачі розраховують за питомими продуктивностями (табл. 9.70). Питомі продуктивності значно збільшуються при застосуванні флокулянтів. При витраті флокулянтів (поліакриламідy, поліоксиетіленy, «Метасу», «Комети» і ін.) 20 – 40 г/т швидкість осадження твердої фази збільшується в 40 – 60 разів. Крім того, питоме навантаження і швидкість осадження залежать від вмісту твердого у вихідному і згущеному продуктах, тому їх варто призначати з урахуванням досвіду роботи промислового підприємства-аналога і конкретних умов роботи проектованої фабрики.

Таблиця 9.70 – Питома площа згущення і питома продуктивність радіальних згущувачів (при роботі без флокулянтів)

Продукт, що згущується	Питома площа згущення, $\text{м}^2\cdot\text{год}/\text{т}$	Питома продуктивність	
		$\text{т}/\text{год}\cdot\text{м}^2$	$\text{т}/\text{доб}\cdot\text{м}^2$

Живлення флотації, відходи флотації	12 – 24	0,04 – 0,08	1 – 2
Флотаційні концентрати:			
мідні сульфідні	16 – 24	0,04 – 0,06	1 – 1,5
свинцеві сульфідні	24 – 32	0,03 – 0,04	0,75 – 1
цинкові сульфідні	20 – 30	0,03 – 0,05	0,75 – 1,2
піритні сульфідні	12 – 34	0,04 – 0,08	1 – 2
молібденові сульфідні	30 – 50	0,03 – 0,05	0,5 – 0,8
залізорудні (95 % класу –0,074 мм)	4 – 8	0,12 – 0,24	3 – 6
марганцеві	30 – 50	0,02 – 0,03	0,5 – 0,7
вугільні	16 – 20	0,05 – 0,06	1,2 – 1,5
Первинні рудні шлами	60 – 90	0,01 – 0,02	0,25 – 0,5
Пульпи з високим вмістом:			
глини	35 – 50	0,02 – 0,03	0,5 – 0,8
кристалевого матеріалу	10 – 16	0,06 – 0,10	1,5 – 2,5
Відходи збагачення:			
залізних руд	16 – 40	0,025 – 0,06	0,6 – 1,5
марганцевих руд	100 – 200	0,005 – 0,01	0,12 – 0,24

При технологічному розрахунку і виборі згущувачів питому площу згущення і продуктивність приймають або за експериментальними даними, або по даними, отриманими при згущенні аналогічного продукту в промислових умовах (табл. 9.70). Якщо при згущенні застосовується коагулянт, табличні дані повинні бути відповідно відкоректовані.

При обраній питомій продуктивності необхідна площа згущення визначається за формулою:

$$F = Q / q, \text{ м}^2, \quad (9.53)$$

де Q – продуктивність по твердому в продукті, що згущається, т/год або т/доб; q – питома продуктивність згущувача, т/год·м² або т/доб·м².

За обчисленою площею згущення визначається діаметр згущувача:

$$D = (4 F / \pi)^{0,5} \approx 1,13 F^{0,5}, \text{ м}. \quad (9.54)$$

Відповідно до отриманого результату за технічною характеристикою приймають згущувач з діаметром, близьким до розрахункового.

Фільтри

Згущені продукти з високим вмістом твердого піддаються фільтруванню на вакуум-фільтрах (дискових, барабанних і стрічкових) і фільтр-пресах.

Вибір типу фільтра визначається характеристикою крупності твердої фази, її густиною, необхідними продуктивністю і вологістю.

На збагачувальних фабриках великої продуктивності для фільтрування тонкоподрібнених рудних концентратів крупністю до 0,2 мм і вугільних – крупністю до 0,5 мм використовують *дискові вакуум-фільтри* (табл. 9.71). На дискових вакуум-фільтрах здійснюється фільтрування вугільних і багатьох рудних флотаційних концентратів. Добавка флокулянту підвищує продуктивність фільтра, однак при великих витратах флокулянту підвищується вологість кеку.

Таблиця 9.71 – Технічні характеристики дискових вакуум-фільтрів

Параметр	ДУ	ДУ	ДУ	ДУ	ДУ	ДУ
	34-2,5	60-2,7	80-2,7	100-2,5	140-3,5	250-3,75
Диски:						
діаметр, м	2,5	2,7	2,7	2,5	3,5	3,75
число	4	6	8	12	10	14
частота обертання, хв ⁻¹	0,2 – 1	0,2 – 1	0,2 – 1	0,2 – 1	1 – 2,5	0,3 – 1,2
Площа фільтрування, м ²	34	60	80	100	140	250
Вакуум, кПа	50 – 80	50 – 80	50 – 80	50 – 80	75 – 80	65 – 80
Тиск віддувки, кПа	50	50	50	50	80	60
Потужність електродвигуна, кВт	5,2	8,0	8,0	8,0	14,0	20,5
Габарити, мм:						
довжина	3550	4350	5900	7575	6150	9200
ширина	3750	3260	3260	3750	4080	4400
висота	2840	2940	2940	2840	3790	4500
Маса, т	8,5	9,2	11,1	16,9	30,0	35,0

При фільтруванні зернистих рудних концентратів, які швидко осаджуються і містять не більше 60 – 70 % класу – 0,074 мм (наприклад, апатитові, фосфоритові концентрати), застосовуються *барабанні вакуум-фільтри з внутрішньою фільтруючою поверхнею* (табл. 9.72).

Барабанні вакуум-фільтри з зовнішньою фільтруючою поверхнею (табл. 9.72) встановлюють у тих випадках, коли необхідне зниження вологості зневодненого матеріалу (кеку) на 2–3 % менше, ніж на дискових фільтрах, а також при надходженні на фільтр зернистого матеріалу, що не тримається на фільтруючій поверхні дисків.

Стрічкові вакуум-фільтри (табл. 9.73) застосовують для фільтрування грубозернистих пульп (крупністю до 3 мм), частинки яких не тримаються на обертових поверхнях дискових і барабанних фільтрів (наприклад, при зневодненні згущених грубозернистих антрацитових шлаків).

Таблиця 9.72 – Технічні характеристики барабанних вакуум-фільтрів

Параметр	Барабанні фільтри з фільтруючою поверхнею	
	зовнішньою	внутрішньою

	БОУ 5-1,75	БОУ 10-2,6	БОУ 20-2,6	БОУ 40-3,4	ВУ 25-2,5	ВУ 40-2,5
Барабан:						
діаметр, мм	1762	2612	2612	3000	2700	2680
довжина, мм	960	1350	2702	4000	3300	5160
частота обертання, хв ⁻¹	0,1-1,9	0,1-1,9	0,1-1,9	0,4-11,3	0,24-1	0,24-1
Площа фільтрування, м ²	5	10	20	40	25	40
Потужність електродвигуна, кВт	2,2	4,4	6,0	9,5	6,0	7,5
Габарити, мм:						
довжина	2900	3360	4750	4750	-	-
ширина	2410	3320	3320	3320	-	-
висота	2230	3060	3060	3060	-	-
Маса, т	4,9	7,8	13,0	18,0	10,5	16,7

Таблиця 9.73 – Технічні характеристики стрічкових вакуум-фільтрів

Параметр	ЛОП	ЛОП	ЛОП	ЛОП
	10-IV-01	15-IV-01	30-IV-01	60-IV-01
Робоча ширина стрічки, мм	1580	1580	1580	3200
Число дренажних стрічок	1	1	2	2
Число ярусів	1	1	2	1
Площа фільтрування, м ²	10	15	30	60
Вологість осаду, %	17 – 25	17 – 25	17 – 25	15 – 23
Потужність електродвигуна, кВт	5,0	8,8	17,6	33,2

Фільтр-преси (табл. 9.74) застосовують для фільтрування тонкозернистих шламистих пульп з незначним вмістом твердих частинок (наприклад, флотаційних відходів збагачення вугілля). Застосування фільтр-пресів для зневоднення флотаційних відходів вуглезбагачувальних фабрик дозволяє вирішити проблему оборотного водопостачання без використання зовнішніх шламових відстійників. Фільтр-преси дозволяють одержати чистий фільтрат з 1 кг/м³ твердої фази, фільтрат і зневоднений до транспортабельного стану осад, який складається разом з відходами гравітаційного відділення.

Продуктивність фільтрів розраховують за нормами питомого навантаження, що приймають за результатами лабораторних досліджень, по досвіду практичної експлуатації фільтрів на аналогічній сировині або за усередненими даними, наведеними у довідковій літературі (наприклад, у табл. 9.75).

Продуктивність фільтрів визначається за формулою:

$$Q = q F, \text{ т/год} \quad (9.55)$$

де q – питома продуктивність фільтра, т/год·м²; F – площа фільтрування фільтра, наміченого для встановлення, м².

Таблиця 9.74 – Технічні характеристики фільтр-пресів

Параметр	ФРАМ-200	PF-ROW-1/570	ФКП-600
Фільтрувальні плити:			
число	50	150	116
розмір, мм	1300x1530	1500x1500	1500x2000
Площа фільтрування, м ²	200	576	600
Загальна місткість фільтрувальних камер, м ³	4,15	8,64	9,00
Робочий тиск, МПа	0,1	0,1	0,1
Вологість осаду, %	20 – 25	18 – 22	18 – 22
Потужність електродвигунів, кВт	19,2	12,2	15,3
Габарити, мм:			
довжина	8880	15000	12500
ширина	2050	2300	2350
висота	2580	1800	2450
Маса, т	34	127	58,4

Питома продуктивність фільтра і вологість осаду підвищуються при збільшенні вмісту твердої фази в живленні і прискоренні руху робочого органа (дисків, барабана, стрічки), і навпаки. Збільшення в живленні вмісту тонких класів (-0,05 мм) приводить до зниження питомої продуктивності і підвищення вологості осаду. До таких же результатів приводить і зменшення вакууму.

Таблиця 9.75 – Питома продуктивність фільтрів

Матеріал, що фільтрується	Питома продуктивність, т/год·м ²	Тип фільтра
Продукти збагачення вугілля:		
флотаційний концентрат	0,3 – 0,5	Дисковий
шлам крупністю – 0,5 мм	0,2 – 0,3	»
шлам крупністю + 0,5 мм	0,5 – 1,0	Дисковий, стрічковий
флотаційні відходи	0,5 – 0,6	Стрічковий
	0,01 – 0,02	Фільтр-прес
Флотаційні концентрати:		
мідний	0,1 – 0,2	Дисковий, барабанний
свинцевий	0,1 – 0,2	»
цинковий	0,2 – 0,4	»
піритний	0,3 – 0,4	»
баритовий	0,1 – 0,2	»
нікелевий	0,08 - 1,0	»
залізний	0,2 – 0,3	»
Нефеліновий концентрат	0,4 – 0,5	Дисковий
Магнетитовий концентрат із вмістом класу –0,074 мм:		
більше 90 %	0,4 – 0,6	»
60 – 90 %	0,7 – 1,0	»
менше 60 %	1,0 – 2,0	»
Апатитовий концентрат	0,5 – 0,6	Барабанний з внутрішньою фільтруючою поверхнею

Сушарки

Механічні способи зневоднення (центрифугування, згущення, фільтрування) не дозволяють довести вміст вологи в дрібних і тонких продуктах збагачення до кондиційних вимог. Тому кінцевою стадією зневоднення для цих продуктів звичайно є сушіння. Для сушіння продуктів збагачення застосовуються головним чином барабанні сушарки, труби-сушарки і сушарки киплячого шару.

Найчастіше на збагачувальних фабриках використовуються *барабанні сушарки* (табл. 9.76), тому що вони можуть бути застосовані для сушіння будь-яких матеріалів незалежно від їх крупності (до 250 - 300 мм) і початкової вологості. До переваг барабанних сушарок варто віднести: велику продуктивність, високу економічність у відношенні витрати тепла й електроенергії, надійність у роботі, простоту конструкції і зручність експлуатації. Недоліки сушарок обумовлюються їх громіздкістю, високими капітальними витратами, подрібненням матеріалу при сушінні, тривалому контакті матеріалу з тепловим агентом (до 40 хв), забрудненням продуктів золою з топки (0,2 – 0,7 %), налипанням вологого матеріалу на внутрішню поверхню і насадки барабана, а також пожежонебезпекою та викидами в атмосферу.

Барабанні сушарки, як правило, використовуються на збагачувальних фабриках великої продуктивності.

Таблиця 9.76 – Технічні характеристики барабанних сушарок

Параметр	СБ 1,6- -10-ЛС	СБ 2,2- -14-ЛС	СБ 2,8- -14-ЛС	СБ 3,5- -18-ЛС	СБ 3,5- -22-ЛС	СБ 3,5- -27-ЛС
Барабан:						
діаметр, м	1,6	2,2	2,8	3,5	3,5	3,5
довжина, м	10	14	14	18	22	27
об'єм, м ³	20	47,5	85	170	210	260
частота обертання, хв ⁻¹	4	4	5	5	6	6
Продуктивність, т/год	15 – 30	25 – 70	50 – 100	70 – 150	100 – 150	150 – 250
Потужність електродвигуна, кВт	28	47,5	90	212	270	355
Габарити, мм:						
довжина	11700	16150	16900	23000	26000	32000
ширина	3350	3950	5400	6150	6150	6150
висота	3100	3850	5300	8800	8800	8800
Маса, т	18,3	37,1	102,0	216,1	234,4	258,8

Труби-сушарки (табл. 9.77) застосовують для сушіння дрібних (до 13 – 15 мм) матеріалів, що не злипаються. Найчастіше труби-сушарки використовують для сушіння дрібних продуктів вуглезбагачення і значно рідше для сушіння продуктів кольорової металургії й хімічної промисловості.

Труби-сушарки забезпечують здійснення процесу сушіння матеріалу в завислому стані і пневмотранспорт його до системи пиловловлення. У трубах-сушарках відбувається інтенсивна передача тепла від газів до завислих частинок – час контакту становить 5 – 10 с, а напруженість по волозі, що випаровується, у 8 – 10 разів більша, ніж у барабанних сушарках. Переваги сушіння матеріалів у завислому стані – простота конструкції сушарки, порівняно невисокі капітальні витрати і велика швидкість сушіння. Однак цей процес характеризується великим винесенням пилу і підвищеною витратою електроенергії.

Таблиця 9.77 – Технічні характеристики труб-сушарок

Параметр	ТС-9	ТС-11	ТС-12,5	ТС-15
Діаметр труби, мм	900	1100	1250	1500
Температура сушильного агента, °С:				
на вході в трубу	700 – 1000	700 – 1000	700 – 1000	700 – 1000
на виході із труби	80 – 110	80 – 110	80 – 110	80 – 110
Продуктивність, т/год:				
по вологому вугіллю	100	150	200	300
по випареній волозі	10	15	20 – 25	30 – 35

Сушарки киплячого шару

Сушарки киплячого шару (табл. 9.78) на збагачувальних фабриках застосовуються обмежено. Цей процес може застосовуватися для порівняно дрібнозернистої сировини (вугілля, руди), рівномірного по крупності.

У сушарках киплячого шару досягається значна інтенсивність сушіння і створюється можливість регулювання часу перебування матеріалу на решітці. Тривалість сушіння тут більше, ніж у трубах-сушарках, що дає можливість здійснити більш глибоке і рівномірне сушіння матеріалу. Недоліком є значна витрата електроенергії, необхідна для створення високих тисків сушильного агента (2 – 6 кПа).

Таблиця 9.78 - Технічні характеристики вугільних сушарок киплячого шару

Параметр	СКС-7	СКС-9	СКС-12	СКС-29
Площа решітки, м ²	7	9	12	29
Вологість матеріалу, %:				
вихідного	22	14	18	18
висушеного	8	8	6	5
Температура, °С:				
газів на вході у сушарку	440	330	600	550
відходних газів	60	50	100	60
Продуктивність, т/год:				
по вихідному	70	180	300	620

по випареній волозі	10	12	35	70
---------------------	----	----	----	----

Вибір типу сушарки здійснюється техніко-економічним порівнянням конкуруючих варіантів.

Технологічний розрахунок барабанних сушарок полягає у визначенні їх необхідного сумарного об'єму:

$$V_{\text{заг}} = Q (R_1 - R_2) / w, \text{ м}^3, \quad (9.56)$$

де $V_{\text{заг}}$ – загальний обсяг сушарок, м^3 ; Q – продуктивність по вихідному матеріалу, кг/год ; R_1 і R_2 – розрідженість вихідного і висушеного матеріалів, $\text{м}^3/\text{т}$; w – напруженість сушарки по випареній волозі (табл. 9.79), $\text{кг/год} \cdot \text{м}^3$.

Таблиця 9.79 – Орієнтовні значення напруженості сушарок по випареній волозі

Вихідний матеріал	Вологість матеріалу, %		Температура газів, °С		Напруженість по випареній волозі
	вихідного	висушеного	на вході у сушарку	на виході із сушарки	
Барабанні сушарки					$\text{кг/год} \cdot \text{м}^3$
Флотаційні концентрати:					
мідний	13	5	800	110	50 – 60
цинковий	45	17	1050	270	65 – 75
свинцевий	40	14	650	170	30 – 40
фосфоритний	18	1	800	120	30 – 45
апатитовий	13	1	1000	110	60 – 70
нефеліновий	17	0,5	1100	120	75 – 85
калійний	10	1,5	800	130	28 – 40
вугільний	26	6	800	100	90 – 120
Дрібний вугільний концентрат	15	6	800	100	70 – 90
Суміш дрібного і флотаційного вугільних концентратів	20	8	780	80	80 – 100
Вугільний шлам	25	3	800	100	70 – 100
Буре вугілля	30	10	430	120	40 – 60
Сланець	33	12	550	100	45 – 65
Вапняк	12	1,5	1000	80	45 – 65
Пісок	7	0,5	840	100	80 – 90
Глина	22	5	650	100	50 – 60
Труби-сушарки					$\text{кг/год} \cdot \text{м}^3$
Буре вугілля	30	12	800	110	250 – 400
Кам'яне вугілля: флотаційний концентрат	25	5	900	120	700 – 900

суміш дрібного і флотаційного концентратів	18	6	850	120	600 – 800
Сушарки киплячого шару					кг/год·м ²
Кам'яне вугілля: флотаційний концентрат	22	8,5	440	60	1500
суміш дрібного і флотаційного концентратів	14	8,5	610	70	1000
шихта для коксування	12	8	330	50	2200

Вибравши за технічною характеристикою (табл.9.76) сушильний барабан оптимального об'єму, визначають необхідне їх число.

Сумарний об'єм труб-сушарок також визначають з використанням формули (9.56), після чого задаються висотою сушарки ($H = 20 - 25$ м) і обчислюють її діаметр:

$$D = [4V_{заг}/(\pi H)]^{0,5}, \text{ м.} \quad (9.57)$$

Необхідну площу решіт сушарки киплячого шару визначають як:

$$F_{заг} = Q (R_1 - R_2) / w, \text{ м}^2, \quad (9.58)$$

де w - напруженість сушарки киплячого шару по випареній волозі (табл. 9.79), кг/год·м².

Вибір типу сушарки полягає у техніко-економічному порівнянні конкуруючих варіантів.

10 ПРОЕКТНО-КОМПОНУВАЛЬНІ РІШЕННЯ ЦЕХІВ І ВІДДІЛЕНЬ ЗБАГАЧУВАЛЬНОЇ ФАБРИКИ

10.1 Основні принципи компонування

Збагачувальні фабрики включають основні виробничі цехи і допоміжні цехи та служби. Проектно-компонувальні рішення виробничих і допоміжних цехів істотно впливають на рівень техніко-економічних показників проекту й умови експлуатації фабрики. Вони повинні забезпечити найбільш економічні умови експлуатації фабрики з максимальною механізацією й автоматизацією всіх процесів при мінімальних капітальних витратах, а також забезпечити здорові і безпечні умови праці.

При проектуванні повинні бути дотримані вимоги уніфікації будинків і споруд на основі Єдиної модульної системи.

При виборі й компонуванні обладнання з метою одержання найбільш економічного рішення треба приймати мінімальне число окремих машин, потоків і секцій, а продуктивність їх – можливо більшою, максимально використовуючи рельєф місцевості для самопливного транспорту продуктів найбільшого об'єму. Якщо самоплив неможливий, основний потік матеріалу необхідно піднімати на достатню висоту в мінімальній кількості місць для того, щоб розгалужений рух потоку йшов через фабрику самопливом. Залежно від властивостей матеріалу, що транспортується самопливом, похил жолобів і труб повинен бути 5° – 60° .

При виборі основного й допоміжного технологічного обладнання треба прагнути до його максимальної уніфікації. Апарати, що виконують однакові технологічні операції, для зручності обслуговування і ремонту доцільно групувати в одному або сусідніх прольотах.

З метою створення найкращих умов для організації ремонтної служби, постачання запасними частинами, скорочення термінів ремонтних робіт всі апарати повинні обслуговуватися вантажопідйомними механізмами.

Великогабаритне і важке обладнання по можливості варто розташовувати на нульових відмітках.

У робочих приміщеннях повинна бути забезпечена нормальна освітленість денним і штучним світлом.

За умовами зручності і безпеки технологічного й ремонтного обслуговування обладнання розміри проходів встановлюють відповідно габаритним розмірам обладнання і його експлуатаційним особливостям. Мінімальні розміри проходів повинні прийматися відповідно до вимог Єдиних правил безпеки при дробленні, сортуванні, збагаченні корисних копалин і грудкуванні руд та концентратів.

10.2 Схеми компоновки обладнання

При проектуванні збагачувальної фабрики можуть бути застосовані три схеми розміщення обладнання: висотна (вертикальна), горизонтальна (площинна) і комбінована (каскадна).

Висотна схема компоновки (рис. 10.1а) передбачає розташування обладнання по вертикалі. Збагачуваний матеріал стрічковими конвеєрами або елеваторами за один прийом піднімається на верхню відмітку фабрики і потім самопливом опускається вниз. Ця схема компоновки може бути застосована при будь-якому похилі промислової площадки фабрики, але найбільш раціональна при крутому похилі. Переваги висотної схеми компоновки полягають в малій площі, яку займає фабрика, і максимальному використанні самопливу. Тому висотну схему застосовують у випадку обмеженості площі промислового майданчика або в разі потреби залишення ціликів корисної копалини під будівлями і спорудами фабрики (наприклад, вуглезбагачувальні фабрики при шахтах). Крім вуглезбагачувальних фабрик, за висотними схемами компонуються обладнання збагачувальних і промивних фабрик для збагачення марганцевих руд і фабрик, що переробляють крупновкраплені магнетитові руди сухою магнітною сепарацією.

До недоліків висотних схем варто віднести: велике навантаження на колони будівлі, що одночасно є опорою для будівельних конструкцій, основного і допоміжного обладнання, і у зв'язку з цим невелику величину прольоту між колонами (до 7,5 м); несприятливі умови для використання великих вантажопідйомних механізмів і забезпечення нормальної освітленості в цеху.

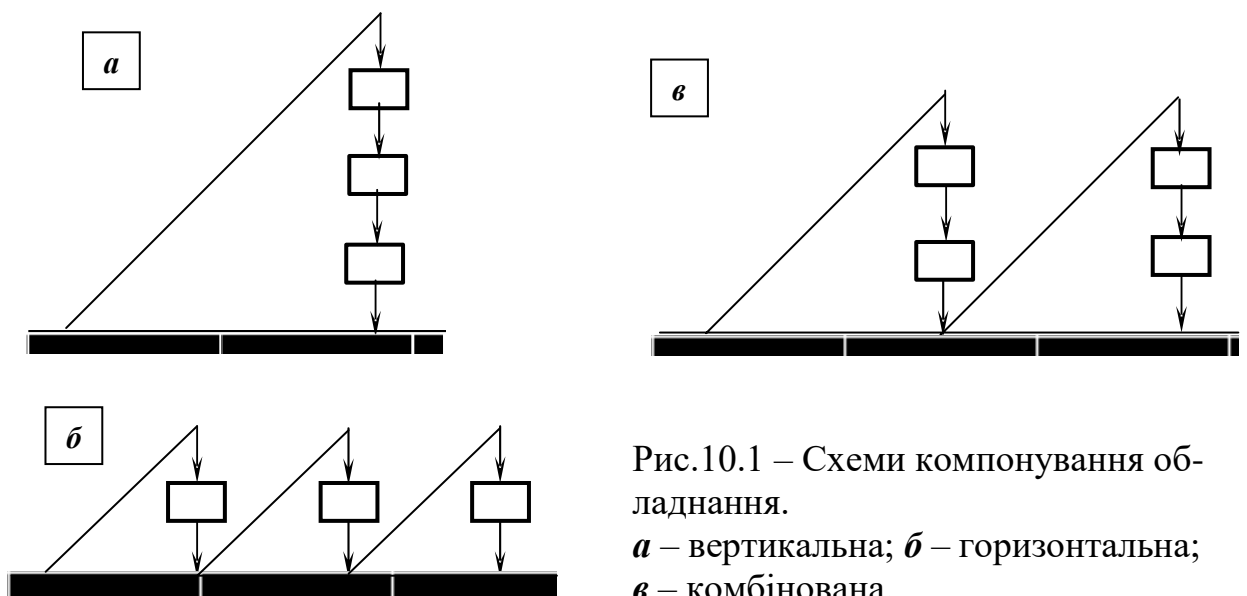


Рис.10.1 – Схеми компоновки обладнання.

a – вертикальна; *б* – горизонтальна; *в* – комбінована.

Для *горизонтальної схеми компоновання* (рис. 10.1б) характерне розміщення обладнання на одному рівні (одноповерхова схема), при цьому матеріал з апарата в апарат передається транспортними засобами. Одноповерхова схема компоновання на збагачувальних фабриках застосовується рідко, більш раціонально використовувати ступінчасто-одноповерхову схему розміщення обладнання. Ця схема передбачає розміщення обладнання на площадках з різними відмітками, що дозволяє використовувати самоплив. Перевагами горизонтальної схеми є недоліки висотної і навпаки. За ступінчасто-одноповерховою схемою розміщують обладнання флотаційних фабрик великої і середньої продуктивності, а також магнітозбагачувальних фабрик з мокрою сепарацією тонковкрапельних руд.

Комбінована схема компоновання (рис. 10.1в) поєднує елементи вертикального і горизонтального компоновання, що дозволяє здійснювати раціональне поєднання з механічним транспортом продуктів. Ця схема має ряд переваг: фабричні будинки компактні в плані; каркас будинку навантажений мало, тому що не є опорою для основного й допоміжного обладнання; забезпечується можливість використання великих вантажопідйомних механізмів і створюються нормальні умови для природного освітлення цеху. Тому при вирішенні питання розміщення обладнання комбінована схема компоновання значно краща.

10.3 Приймальні пристрої

Приймальні пристрої сировини (руди, вугілля) як самостійні об'єкти передбачаються на фабриках, що переробляють корисні копалини декількох родовищ, при розташуванні фабрики на значній відстані від гірничодобувного підприємства. Приймальні пристрої, віддалені від цеху дроблення, проектуються для збагачуваного матеріалу крупністю не крупніше 350 – 400 мм, що дозволяє транспортувати його стрічковими конвеєрами. Цій крупності відповідають продукт крупного дроблення і корисні копалини, які безпосередньо видаються нагора з шахт. На групові і центральні вуглезбагачувальні фабрики вугілля доставляється залізничним транспортом Міністерства шляхів (МШ), що висуває до проектування приймальних пристроїв додаткові вимоги. У цьому випадку продуктивність приймальних пристроїв, фронт розвантаження, число вагоноперекидачів, грейферних кранів, продуктивність стрічкових конвеєрів та іншого обладнання визначають з розрахунку мінімального часу розвантаження маршрутного состава і виключення простою залізничних составів.

Місткість приймальних пристроїв залежить головним чином від режиму роботи фабрики. На збагачувальних фабриках застосовують приймальні пристрої бункерного і складського типів.

Перший тип приймальних пристроїв (рис. 10.2 а) застосовується при вивантаженні корисних копалин крупністю до 350 – 450 мм із саморозвантажних залізничних вагонів типу думпкар вантажопідйомністю до 140 т. Розвантаження матеріалу з бункера і подача його на стрічковий конвеєр здійснюється пластинчастими живильниками. Час розвантаження вагона становить 1,5 – 4 хв. Пристрої цього типу можуть застосовуватися для рудних фабрик, які працюють на привізній сировині, групових і центральних збагачувальних фабрик продуктивністю 3 – 4 млн. т/рік.

Другий тип приймальних пристроїв (рис. 10.2 б) призначений для вивантаження сировини крупністю до 350 мм, що надходить на фабрику в залізничних вагонах вантажопідйомністю до 125 т. Розвантаження вагонів здійснюється роторними вагоноперекидачами продуктивністю 4 – 5 млн. т/рік. Цей тип розвантажувальних пристроїв застосовується на збагачувальних фабриках з виробничою потужністю 3 – 15 млн. т/рік.

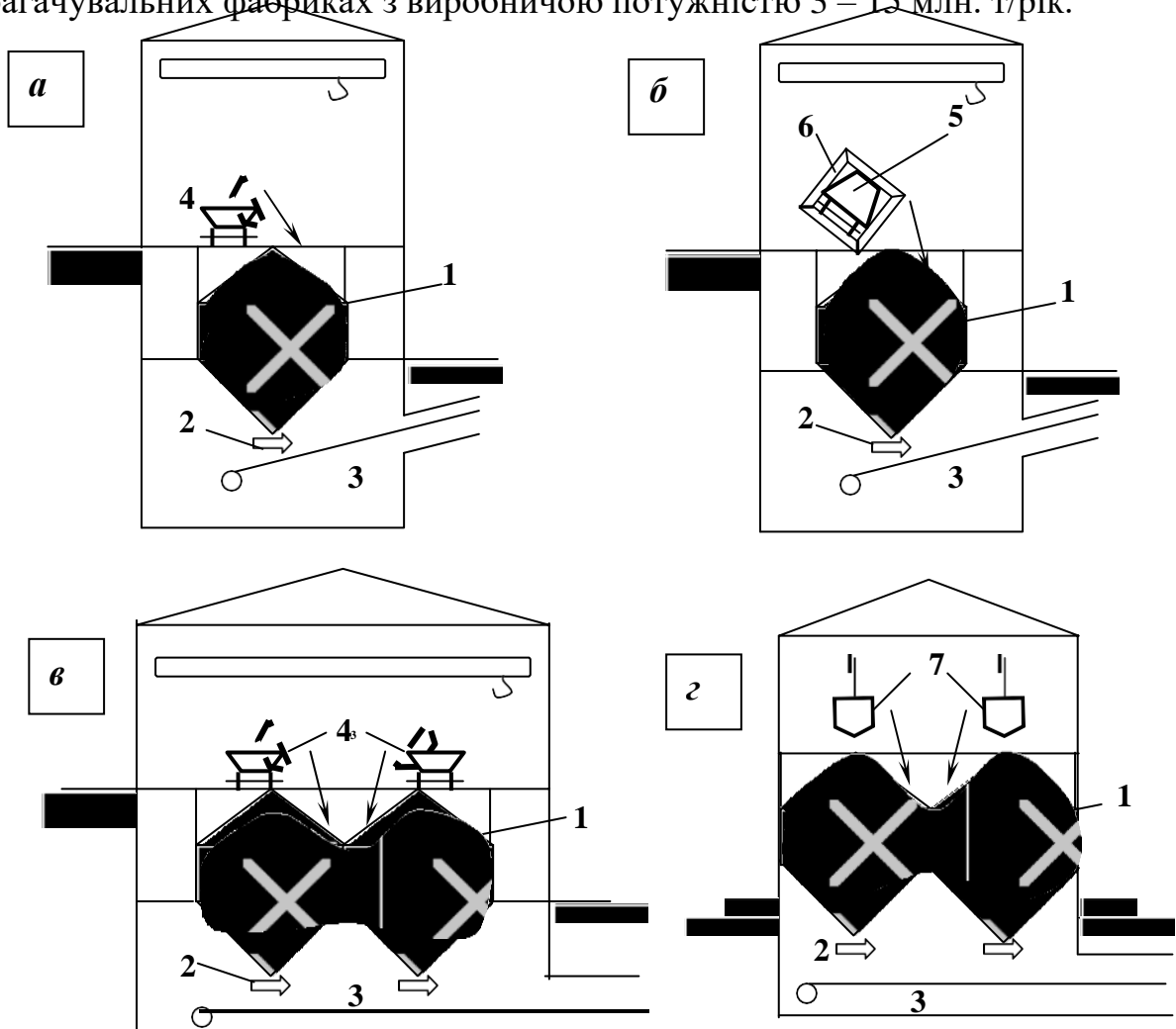


Рис. 10.2 – Приймальні пристрої.

р а - першого типу; б - другого типу; в - третього типу; г - четвертого типу.

1 – бункер; 2 – живильник; 3 – стрічковий конвеєр; 4 – думпкар; 5 – вагон;
6 – вагоноперекидач; 7 – вагонетка.

Третій тип приймальних пристроїв (рис. 10.2 в) застосовують при надходженні вугілля (руди) на фабрику у вантажних вагонах на один або два шляхи нормальної або вузької колії. Фронт і місткість бункерів визначаються тривалістю розвантаження маршрутного состава і продуктивністю конвеєра. Приймальні бункери можуть використовуватися як акумулюючі, у цьому випадку їх місткість визначається режимом і продуктивністю фабрики (на одну-дві зміни).

Четвертий тип розвантажувальних пристроїв (рис. 10.2 г) за своїми характеристиками не відрізняється від пристроїв третього типу, але призначений для прийому сировини з підвісних канатних доріг, використовуваних при розташуванні рудника і фабрики в гірських районах або у місцевості з дуже пересіченим рельєфом. Продуктивність однієї «нитки» канатної дороги до 3 млн. т/рік. Максимальна крупність матеріалу, що надходить, – до 350 - 400 мм.

Якщо руда містить багато дріб'язку, котрий не допускає бункерування унаслідок високої злежуваності (наприклад, боксити, марганцева руда), то прийом її здійснюється на наземний склад, обладнаний грейферним краном (рис. 10.3).

Руда розвантажуються з залізничних вагонів у траншею і укладається в штабель грейферним краном, ним же подається в бункер для транспортування на фабрику. Максимальна крупність складованої руди 350 – 450 мм. Місткість штабеля вибирається залежно від режиму роботи і продуктивності фабрики. При використанні акумулюючого складу його місткість має дорівнювати півтора-добовій продуктивності фабрики.

10.4 Бункери і склади сировини та концентратів

Бункери і склади сировини та концентратів на збагачувальній фабриці призначені для забезпечення умов максимальної ритмічності роботи при розбіжності режимів роботи гірничодобувного підприємства і фабрики, корпусів дроблення і збагачення, корпусу збагачення і відділення відвантаження готової продукції. Бункери і склади використовують також для усереднення складованого в них матеріалу і розподілу його по окремих апаратах і секціях.

На збагачувальних фабриках використовують параболічні, призматичні, силосні циліндричні і ящикові бункери (рис. 10.4).

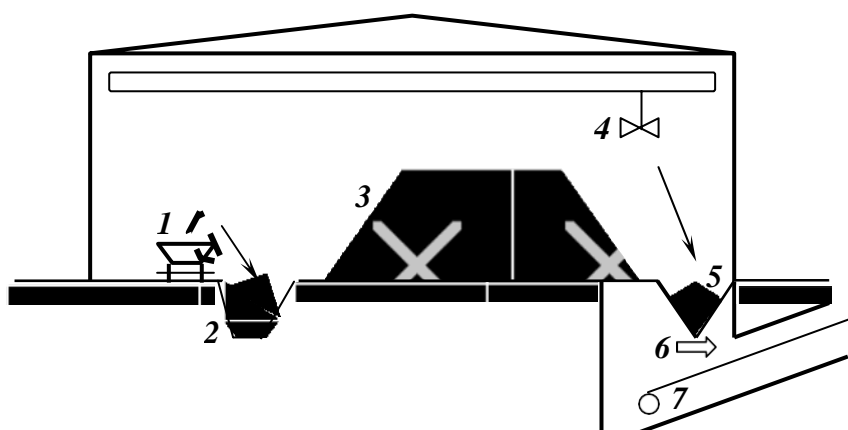


Рис. 10.3 –
Наземний склад:
1 – вагон;
2 – траншея;
3 – штабель;
4 – грейферний кран;
5 – бункер;
6 – живильник;
7 – стрічковий конвеєр.

Розвантаження руди здійснюється аналогічно описаному вище.

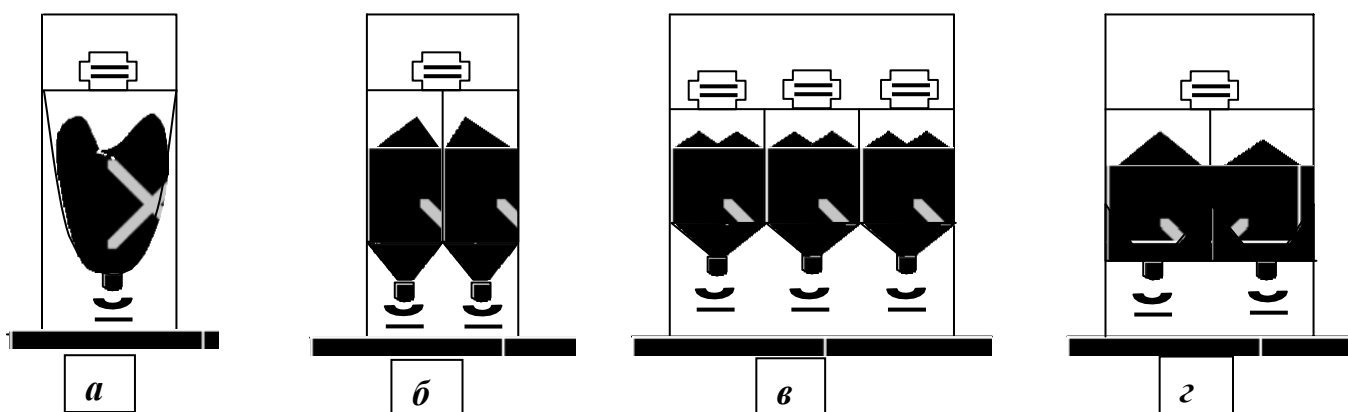


Рис. 10.4 – Типи бункерів:

а – параболічний підвісний; *б* – силосний циліндричний; *в* – призматичний; *г* – ящиковий.

Параболічні бункери (рис. 10.4 *а*) складаються із суцільних сталевих листів, що підвішуються до сталевого або залізобетонного каркаса бункерного прольоту будинку. Розвантаження здійснюється через один ряд круглих або квадратних отворів, розташованих уздовж поздовжньої осі бункера. Характерна риса параболічних бункерів – зміна форми залежно від ступеня заповнення і відповідно зміна висоти розташування розвантажувальних отворів. Як і в будь-якому бункері з однорядним поздовжнім розвантаженням, у параболічному бункері часто виявляється сегрегація руди, що відбувається під час завантаження, при цьому з бункера періодично вивантажується тільки грубозернистий матеріал. Цей тип бункерів не можна застосовувати при погано сипучій руді, що злежується. Застосування параболічних бункерів доцільне при їх невеликій питомій місткості (30 – 50 т/м) і значній довжині (наприклад, на фабриках з великим фронтом подрібнення).

Силосні циліндричні бункери (рис. 10.4 *б*) можуть бути споруджені з будь-якою необхідною місткістю і надійним розвантаженням. Їх застосування можливе практично для усіх видів корисних копалин і продуктів їхньої переробки. Силосні бункери найбільш економічні, у них менше позначається сегрегація матеріалу, але має місце його злежування і зависання.

Призматичні бункери (рис. 10.4 *в*) можна використовувати для всіх видів корисних копалин і продуктів їхньої переробки при надійному розвантаженні складованого в них матеріалу через пірамідальні розвантажувальні отвори. Вони можуть бути скомпоновані в два-три ряди у поперечному напрямку при значній їх довжині.

Ящикові бункери з плоским днищем (рис. 10.4 *г*) за простотою форми відповідають умовам збірних залізобетонних конструкцій. Бункер не має похилих площин, їх заміняють поверхні, що природно утворюються при розвантаженні. Бункери цього типу найчастіше використовуються в проектах останніх років. Ящикові бункери можуть бути створені

будь-якої місткості практично для всіх корисних копалин і продуктів їхньої переробки. Компонування їх може бути дво-, три- і чотирирядним у поперечному напрямку при значній довжині. Недоліком ящикових бункерів є великі «мертві» укоси збереженого в них матеріалу.

Вибір місткості бункерів залежить від їхнього призначення. На збагачувальній фабриці розрізняють бункери: приймальні, акумулюючі, розподільні, навантажувальні і зневоднюючі.

Приймальні бункери призначені для розвантаження сировини, що доставляється на фабрику. Їхня місткість залежить від організації доставки корисної копалини на фабрику, організації роботи дробильного цеху і максимальної крупності корисної копалини.

Якщо максимальний розмір шматків перевищує 400 – 500 мм, приймальний бункер влаштовується можливо малої місткості, обумовленої конструктивно за розмірами вагона або самоскида.

На вуглезбагачувальних фабриках залежно від конкретних умов місткість приймальних пристроїв приймається:

при розвантаженні напіввагонів вантажопідйомністю 60 – 125 т роторними вагоноперекидачами місткість приймальних пристроїв становить 1 – 1,5 вантажопідйомності вагона;

місткість приймальних ям для вантажних вагонів становить 1,5 вантажопідйомності вагонів, що розвантажуються одночасно;

місткість приймальних пристроїв для розвантаження великовантажних автосамоскидів має дорівнювати 1 - 1,5 вантажопідйомності кузова.

У загальному вигляді формула для визначення місткості G приймальних бункерів може бути представлена у вигляді:

$$G = k_3 G_{TC}, \text{ т}, \quad (10.1)$$

де k_3 – коефіцієнт запасу ($k_3 = 1 - 1,5$); G_{TC} – вантажопідйомність транспортного засобу, т.

Акумулюючі бункери споруджуються між окремими цехами для компенсації розбіжностей у їхній продуктивності і графіка роботи, а також для забезпечення шихтовки різних сортів і марок корисної копалини. Їхня місткість G визначається продуктивністю і графіком роботи суміжних цехів:

$$G = k_3 Q_M t_B, \text{ т} \quad (10.2)$$

де k_3 – коефіцієнт запасу ($k_3 = 1,2 - 1,3$); Q_M – продуктивність цеху меншої виробничої потужності, т/год; t_B – максимальний інтервал часу між пуском і зупинкою цеху більшої продуктивності, год.

Для вуглезбагачувальних фабрик місткість акумулюючих бункерів приймається: для центральних (ЦЗФ) - на 19 годин, а для групових (ГЗФ) - на 16 годин роботи фабрики; для індивідуальних фабрик (ЗФ) – виходячи з умов усереднення якості вугілля і забезпечення ритмічної роботи шахти і фабрики, але не менше ніж з розрахунку на змінну роботу фабрики.

Розподільні бункери використовуються для рівномірного розподілу матеріалу по декількох однотипних апаратах. Ці бункери при певному збільшенні їх місткості можуть одночасно виконувати функції акумулюючих. Мінімальна місткість розподільних бункерів визначається сумарною продуктивністю одночасно працюючих апаратів, підключених до даної дільниці, і проміжком часу між завантаженнями дільниці матеріалом. При завантаженні дільниці скидальним візком або реверсивним конвеєром необхідна місткість дільниці G' , і загальна місткість розподільних бункерів G визначається:

$$G' = Q_P t_{\Pi} k_3, \text{ т}; \quad (10.3)$$

$$G = n G', \text{ т}, \quad (10.4)$$

де Q_P – швидкість розвантаження матеріалу з дільниці, яка дорівнює сумарній продуктивності одночасно працюючих апаратів, підключених до дільниці, т/год; t_{Π} – проміжок часу між завантаженнями дільниці матеріалом, год; k_3 - коефіцієнт запасу ($k_3 = 1,2 - 1,3$); n – число дільниць.

Місткість розподільних бункерів повинна бути не меншою розрахункової, але бажано, щоб місткість кожної дільниці мала запас матеріалу, який забезпечує півгодинну роботу підключених до неї апаратів.

Навантажувальні бункери призначені для швидкого навантаження продуктів збагачення в транспортні посудини і забезпечення незалежності роботи збагачувальної фабрики від позафабричного транспорту. При відправленні продуктів збагачення споживачу в залізничних вагонах місткість навантажувальних бункерів повинна забезпечити завантаження состава у встановлений термін (для вуглезбагачувальних фабрик – 2 години). При нормальній подачі вагонів під навантаження місткість навантажувальних бункерів визначається з умови, що вироблена фабрикою продукція може бути завантажена у вагони без проміжного зберігання на складі. Необхідна місткість навантажувальних бункерів G з урахуванням нерівномірного надходження продукту в бункери і можливості запізнення в подачі вагонів визначається за формулою:

$$G = m (z G_B + t - t'Q), \text{ т}, \quad (10.5)$$

де m – коефіцієнт нерівномірності подачі продукту в бункери ($m = 1,15$); z – число вагонів у составі; G_B – вантажопідйомність одного вагона, т; t – можливий час запізнення подачі состава, год; t' – тривалість навантаження одного состава, год; Q – продуктивність фабрики по готовому продукту, т/год.

Місткість навантажувальних бункерів може бути зменшена при наявності складу готової продукції з механізованою зворотною подачею продукту в навантажувальний бункер або безпосередньо у вагон. Вантажно-складські комплекси вуглезбагачувальних фабрик при навантаженні на одній залізничній колії забезпечують продуктивність до 4000 т/год для вугілля і продуктів збагачення, що відвантажуються в нерозсортованому вигляді, і до 500 т/год для крупно-середніх сортів антрациту та енергетичного вугілля.

Зневоднюючі бункери використовуються одночасно для зневоднення і навантаження продуктів збагачення. Їхня місткість G визначається часом, необхідним для зневоднення і навантаження продукту:

$$G = m [z G_B + (t + t_0 - t')Q], \text{ т}, \quad (10.6)$$

де t_0 – час зневоднення продукту, год.

Склади виконують функцію буфера для згладжування непогодженостей у роботі збагачувальної фабрики. Вони служать для забезпечення безперебійної роботи фабрики при тривалих перервах у подачі сировини або при відвантаженні готової продукції, а також для усереднення сировини і концентратів.

Зберігання крупнокускової руди, що надходить з рудника, на складі незручне (утруднене розвантаження складу), тому вона перед надходженням на склад піддається крупному, а іноді і середньому дробленню. Загальний запас дробленої руди в акумулюючих бункерах і складах фабрики при шести- або семиденному робочому тижні повинен бути не меншим півторадобової, а при п'ятиденному робочому тижні не менш тридобової продуктивності фабрики по сировині.

Типові конструктивні схеми складів сировини наведені на рис.10.3, 10.5 і 10.6.

Склади наземні з точковим завантаженням і завантаженням пересувним штабелеукладальником (рис. 10.5) рекомендуються до використання в південних і малосніжних районах для крупногрудкових матеріалів (крупністю до 350 – 400 мм), що не змерзаються і не злежуються, з низьким вмістом дріб'язку і пилу. При точковому завантаженні штабель має форму конуса з висотою до 35 м, при завантаженні пересувним штабелеукладальником – форму тригранної призми з кривизною в плані, висота штабеля – 12 – 15 м. Саморозвантажна (рухлива) місткість складу

становить 25 – 35 тис. т, а повна місткість (з рудними укосами) – у 2 – 3 рази більша. Розвантаження рухливої частини матеріалу зі складу здійснюється через конуси, живильники і конвеєри. Рудні укоси до конусів подаються бульдозером. Склади цього типу найбільш економічні.

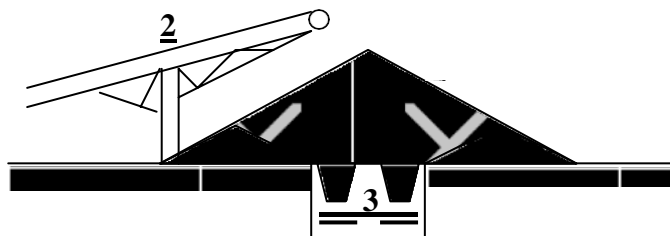


Рис. 10.5 – Наземний відкритий склад із штабелеукладальником.
1 – штабель; 2 - штабелеукладальник;
3 – розвантажувальні пристрої (конус, живильник, конвеєр).

Склади наземні напівбункерного типу (рис. 10.6) з найменшим заглибленням 3 – 5 м, максимальним - 8 – 12 м і низькому рівні ґрунтових вод рекомендуються для створення запасу і розподілу руди по дробарках і млинах (у тому числі і млинах самоподрібнення). Склади цього типу використовують при добре сипучій руді, що не злежується. Склади напівбункерного типу мають площу поперечного перерізу 150 – 200 м²,

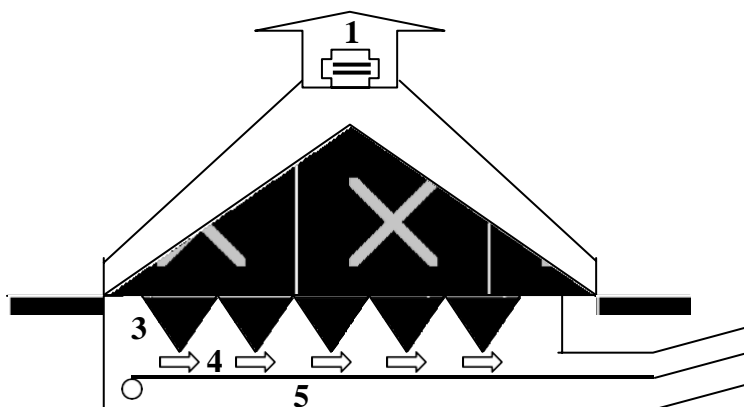


Рис. 10.6 – Наземний склад півбункерного типу.
1 – завантажувальний конвеєр;
2 – штабель;
3 – розвантажувальний конус;
4 – живильник;
5 – розвантажувальний конвеєр.

тобто корисну місткість від 250 до 350 т/м. Розвантаження складу здійснюється через розвантажувальні конуси, живильники і конвеєри.

Склади концентрату забезпечують безперебійну роботу фабрики і згладжують непогодженості в подачі позафабричного транспорту.

Типові схеми вантажно-складських операцій на збагачувальних фабриках показані на рис. 10.7.

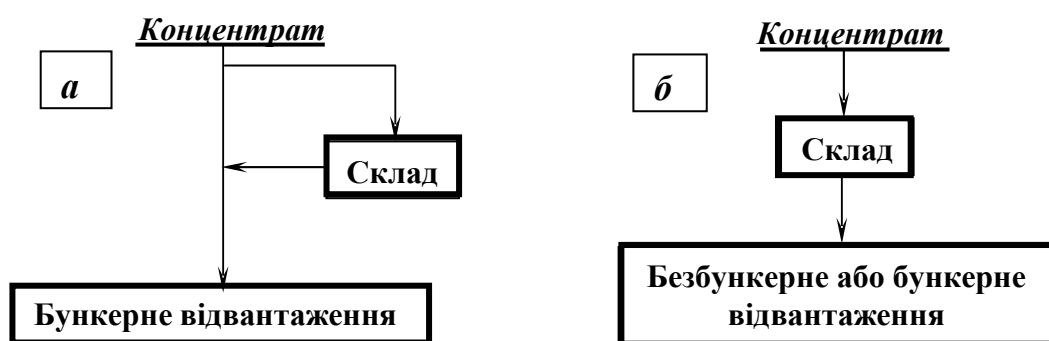


Рис. 10.7 – Схеми відвантажувально-складських операцій на збагачувальних фабриках.

Першою схемою (рис.10.7 *a*) передбачене бункерне навантаження концентрату. За цією схемою більша частина концентрату надходить безпосередньо в бункери. При несвоєчасній подачі вагонів концентрат надходить на склад, звідки повертається на навантаження в бункери.

За другою схемою (рис. 10.7 *б*) весь концентрат направляється на склад. Зі складу концентрат або направляється для навантаження в бункери, або відвантажується безпосередньо.

Місткість концентратних складів коливається від п'яти- до п'ятнадцятидобової продуктивності фабрики по готовій продукції і залежить від відстані між збагачувальною фабрикою і споживачем її продукції та регулярності подачі вагонів під навантаження.

Тип складу визначається крупністю, вологістю і цінністю концентратів, а також необхідною його місткістю. Відкриті склади великої місткості споруджуються для зберігання менш цінних і досить крупних концентратів, які одержують при гравітаційних процесах (наприклад, вугільні, залізні, марганцеві концентрати). Дрібні концентрати, щоб уникнути їхнього розпилення, зберігають на закритих складах.

Спосіб розвантаження концентрату вибирається залежно від злежуваності концентрату, що визначається його крупністю і вологістю. Розвантаження матеріалів, що злежуються, на відкритих складах здійснюють скреперами, грейферними кранами, екскаваторами, а на закритих складах – грейферними кранами. Концентрати, що не злежуються, з відкритих і закритих складів через люки і живильники розвантажуються на стрічкові конвеєри, що проходять під складом, (тунельне розвантаження), аналогічно складам дробленої руди.

Спосіб заповнення складу в більшості випадків визначається способом його розвантаження. Відкриті і закриті склади з тунельним розвантаженням заповнюються звичайно стрічковими конвеєрами (зі скидальним візком або човникового типу), змонтованими на естакаді. Часто завантаження складу здійснюється тими ж механізмами, що і розвантаження (скрепер, екскаватор, грейферний кран).

Продуктивність пристроїв для завантаження складу повинна відповідати продуктивності фабрики по готовому продукту. Продуктивність розвантажувальних пристроїв визначається вантажопідйомністю подаваних під навантаження составів і допустимим часом навантаження, але не менше продуктивності фабрики по концентрату.

Типові конструктивні схеми концентратних складів наведені на рис. 10.8 – 10.10.

Закриті склади з мостовим грейферним краном (рис. 10.8) застосовують для зберігання вологих дрібних концентратів.

Склади завантажуються стрічковими конвеєрами, розташованими у фермах перекриття складу. Розвантаження концентрату зі складу здійснюється грейферним краном, що подає матеріал через розвантажувальний конус на навантажувальний конвеєр, який пролягає уздовж складу. Можливе також завантаження концентрату грейферним краном безпосередньо у відкриті вагони.

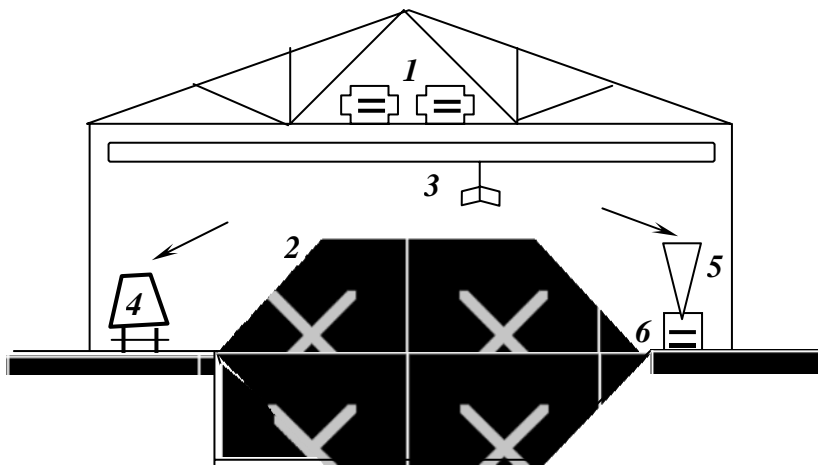


Рис. 10.8 – Закритий концентратний склад.

1 – завантажувальний конвеєр; 2 – штабель;
3 – грейферний кран;
4 – вагон;
5 – пересувний розвантажувальний конус;
6 – розвантажувальний конвеєр.

Відкриті естакадні склади з екскаваторним розвантаженням (рис. 10.9) застосовуються для зберігання крупних концентратів.

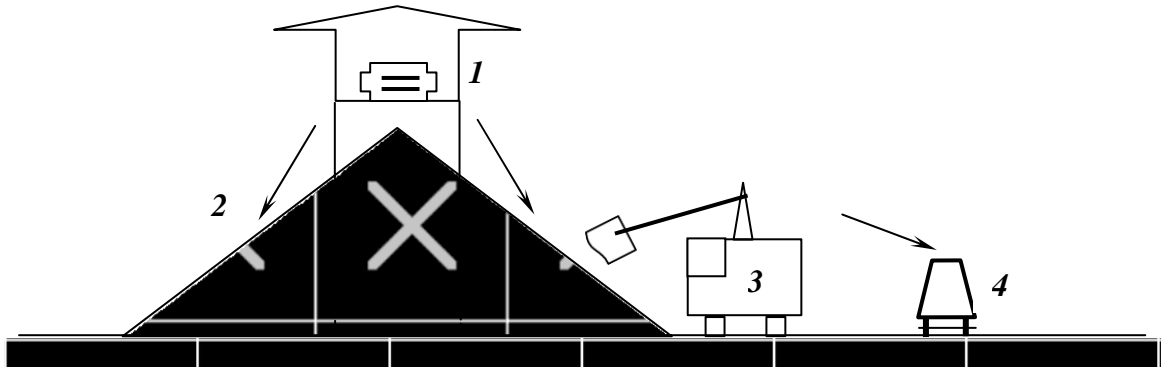


Рис. 10.9 – Відкритий естакадний склад.

1 – завантажувальна естакада; 2 – штабель; 3 – екскаватор; 4 - вагон

Склад заповнюється стрічковими конвеєрами, що проходять у верхній частині складу. Розвантаження складу здійснюється екскаватором, який подає концентрат у залізничні вагони. Розвантаження естакадних складів може здійснюватися також скреперами, грейферними кранами, тракторними навантажувачами.

Напівбункерний склад (рис. 10.10) застосовується також для зберігання крупногрудкових концентратів.

Завантаження і розвантаження складу здійснюється стрічковими конвеєрами, для вивантаження концентрату з конуса використовуються хитні або лопатеві живильники.

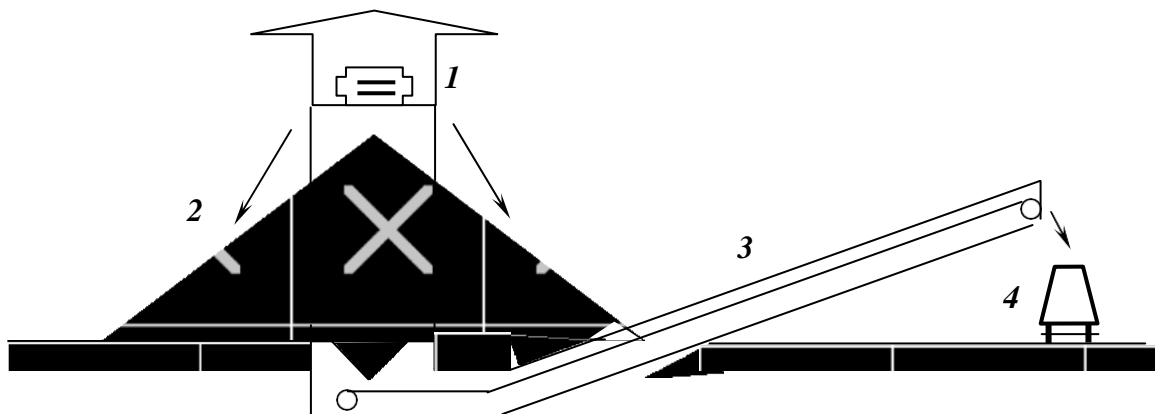


Рис. 10.10 – Відкритий напівбункерний склад.

1 – завантажувальна естакада; 2 – штабель; 3 – розвантажувальна галерея; 4 – вагон.

У транспортні посудини (залізничні вагони або автосамоскиди) концентрати найчастіше вантажаться навалом. Крупнокускові і зернисті концентрати перевозяться у відкритих вагонах, а порошкоподібні – у за-

критих або спеціальних вагонах-бункерах. В особливих випадках для особливо цінних концентратів, гігроскопічних або активних матеріалів, що втрачають свої властивості на повітрі, вантажно-складська служба фабрики включає у свій склад *відділення пакування*. У цьому випадку концентрати перевозять у м'якій (мішки) або твердій (бляшані барабани, бочки) тарі.

Крім основного призначення, бункери і склади, по можливості, варто використовувати як усереднювальні засоби, тому що коливання якісного складу сировини і продуктів переробки утруднюють регулювання технологічними процесами. Усереднення корисної копалини повинно починатися на гірничодобувному підприємстві при плануванні видобутку з різних вибоїв і далі продовжуватися на фабриці при складуванні, транспортуванні, дробленні, подрібненні, перемішуванні, насосних перекачуваннях.

10.5 Корпус крупного дроблення

У більшості випадків корпуси крупного дроблення поєднують із приймальними пристроями сировини. Для руди, що містить куски розміром більш 400 – 500 мм, приймальних бункерів великої місткості звичайно не споруджують (великі капітальні витрати). Руду в дробарку завантажують або безпосередньо з вагонів (дробарки ККД-1500/180) і автосамоскидів (дробарки ККД-1200/150), або живильником важкого типу з бункера невеликої місткості (дробарки типів ЩДП і ЩДС).

При виборі способу завантаження крупнокускової руди в дробарки першої стадії дроблення необхідно враховувати, що:

- при використанні бункера і живильника усувається тимчасове перевантаження і недовантаження дробарки і поліпшуються умови її експлуатації. У цьому випадку дроблена руда і подрешітний продукт попереднього грохочення можуть завантажуватися безпосередньо на загальний стрічковий конвеєр;

- при завантаженні дробарки «завалом» з вагона або самоскида дроблену руду і подрешітний продукт попереднього грохочення завантажувати безпосередньо на стрічковий конвеєр не можна, тому що в момент перекидання вагона можливе перевантаження. При використанні цього варіанта завантаження дроблена руда і подрешітний продукт повинні направлятися в невеликий бункер, а з нього живильником вивантажуватися на стрічковий конвеєр. Транспортування крупнокускової руди (до 350 мм) стрічковими конвеєрами з корпусу крупного дроблення при великій продуктивності фабрики викликає швидкий знос стрічок, особливо при твердих абразивних рудах великої густини. Для запобігання зносу стрічки в місцях завантаження руди на конвеєри встановлюють живильники, колосники для підсіву дріб'язку, навішують ланцюги. Щоб уникнути транспортування крупнодробленої руди, іноді сполучають дві

стадії дроблення (крупне і середнє) в одному корпусі при приймальних пристроях. У цьому випадку дробарки другої стадії встановлюють безпосередньо під дробарками першої стадії. На багатьох фабриках, які збагачують залізні руди, крупне дроблення здійснюється за два прийоми (первинне дроблення – у дробарках типу ККД, а додроблення – у дробарках типу КРД).

Типові схеми компоувальних рішень корпусів крупного дроблення, обладнаних щокковими і конусними дробарками, наведені на рис. 10.11 – 10.12.

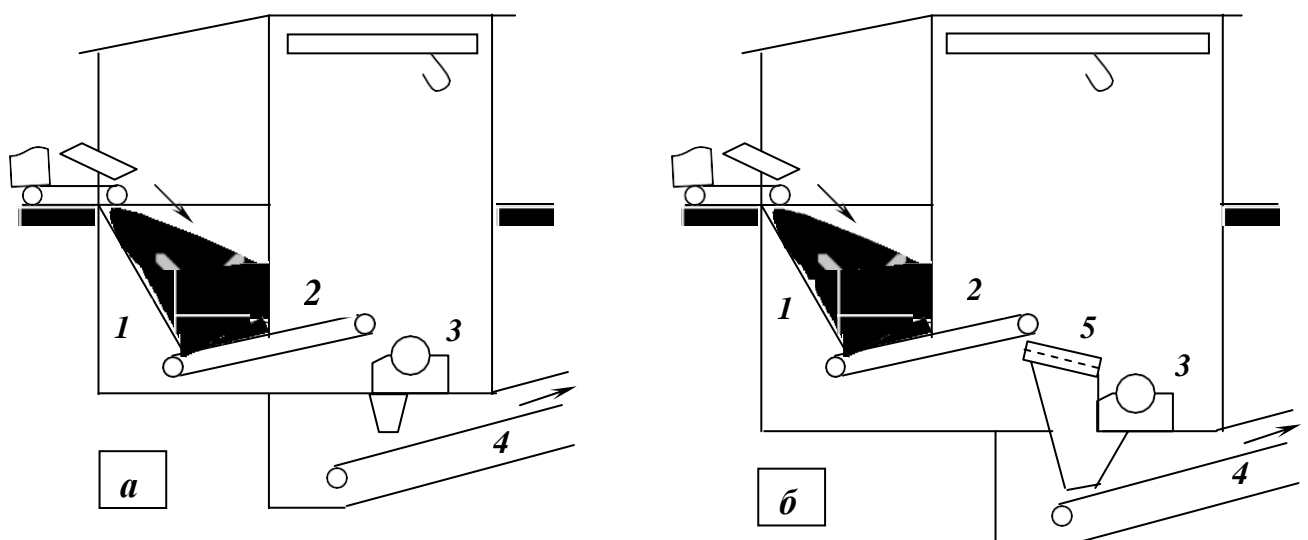
Корпус крупного дроблення, обладнаний щокковими дробарками (рис. 10.11), проектується при здійсненні в корпусі однієї стадії дроблення.

Дробарка завантажується похилим пластинчастим живильником. У корпусі дроблення можуть бути встановлені одна-дві (максимально три) паралельно працюючі дробарки. При дробленні глинистих, погано сипучих і вологих руд, а також руд, що дають при дробленні куски плитоподібної форми, рекомендується у вузлі розвантаження дробарки на конвеєр установлювати спеціальний завантажувальний конус або живильник. При дробленні руд зі значним вмістом дріб'язку і при великій продуктивності фабрики перед щокковою дробаркою доцільне встановлення грохота (рис. 10.11 б).

Корпус крупного дроблення, обладнаний конусними дробарками (рис. 10.12), проектується при здійсненні в корпусі однієї або двох стадій дроблення.

Дробарки ККД-1200/150 і більшого типорозміру завантажуються безпосередньо з транспортних посудин - «завалом», дробарки менших типорозмірів, а також дробарка КРД-700/75 завантажуються живильником з бункера (як щоківі).

Схема (рис. 10.12 а) застосовується тільки при використанні конусних дробарок великих типорозмірів, які можуть працювати під «завалом», і переважно при тристадійному дробленні на фабриках великої продуктивності.



Дробарки малих типорозмірів завантажуються живильником, аналогічно схемам (рис. 10.11). Руда в корпус крупного дроблення подається або автосамоскидами, або в залізничних вагонах. Максимальне число секцій (дробарок) – три. Розвантаження і транспортування дробленого продукту (крупність до 500 мм) здійснюється через бункер і живильник стрічковим конвеєром зі спеціальною зносостійкою стрічкою.

При великому вмісті в руді дріб'язку перед крупним дробленням може бути передбачена операція попереднього грохочення на колосникових грохотах. Це дозволяє вивести основну частину дріб'язку, збільшити продуктивність дробарки, виключити забивання дробарки і підпресовку конуса.

Схема каскадного розташування дробарок (рис. 10.12 б) застосовується переважно при чотиристадійному дробленні твердих кристалічних руд плитоподібної будови на фабриках великої продуктивності. Конусні дробарки першого прийому, як правило, працюють під «завалом», завантаження редуційних дробарок другого прийому – самопливне, в окремих випадках – живильником. Максимальне число секцій – дві.

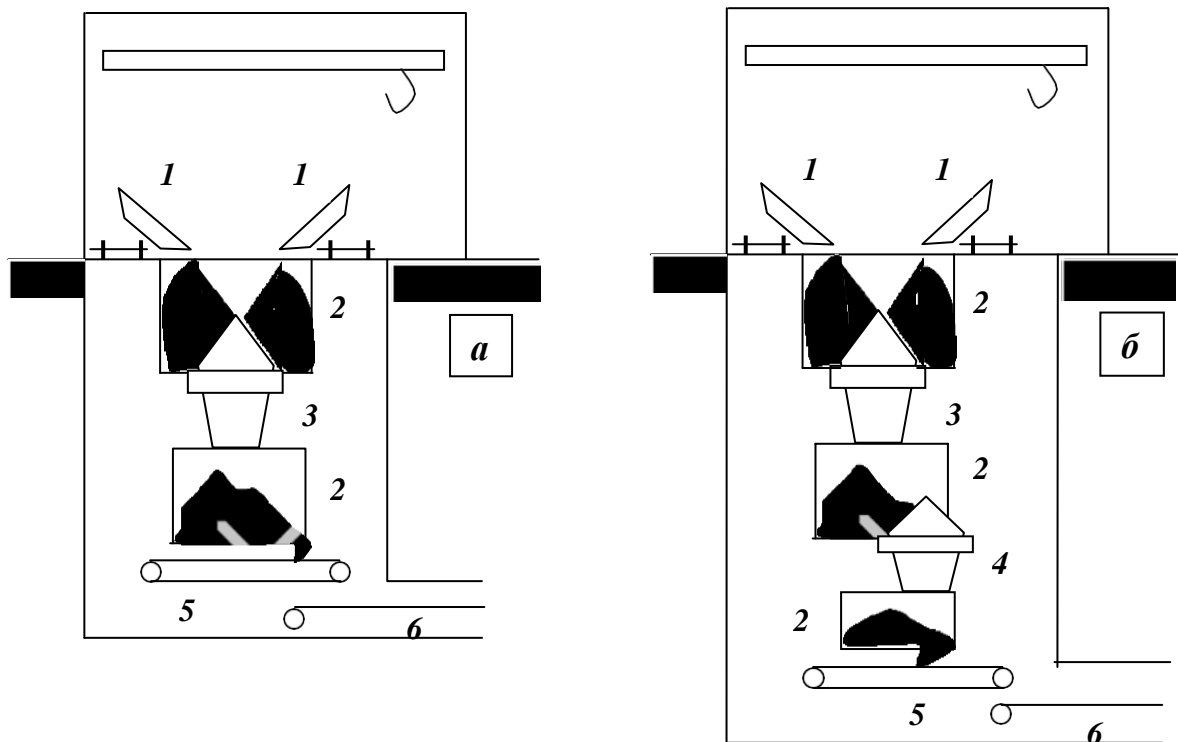


Рис. 10.12 – Схеми компонування корпусу крупного дроблення руди в один (а) або два заходи (б) з конусними дробарками.

1 – вагон; 2 – бункер; 3 – конусна дробарка; 4 – редукційна дробарка;
5 – пластинчастий живильник; 6 – стрічковий конвеєр

Корпус крупного і середнього дроблення фабрик малої продуктивності (250 – 300 т/год) показаний на рис. 10.13. Дробильний цех працює в одну зміну з продуктивністю 40 – 50 т/год. Руда подається в бункер місткістю близько 70 т, відкіля лотковим живильником завантажується в щоківу дробарку першої стадії дроблення. В другій стадії дроблення встановлена конусна дробарка середнього дроблення. Грохочення перед обома стадіями не застосовується.

Звичайно на збагачувальних фабриках навіть при продуктивності (2000 – 2500 т/год) установлюють по одній конусній дробарці великого типорозміру, що обумовлюється експлуатаційною надійністю дробарок, а також їх високою вартістю і великими капітальними витратами по корпусу крупного дроблення в цілому.

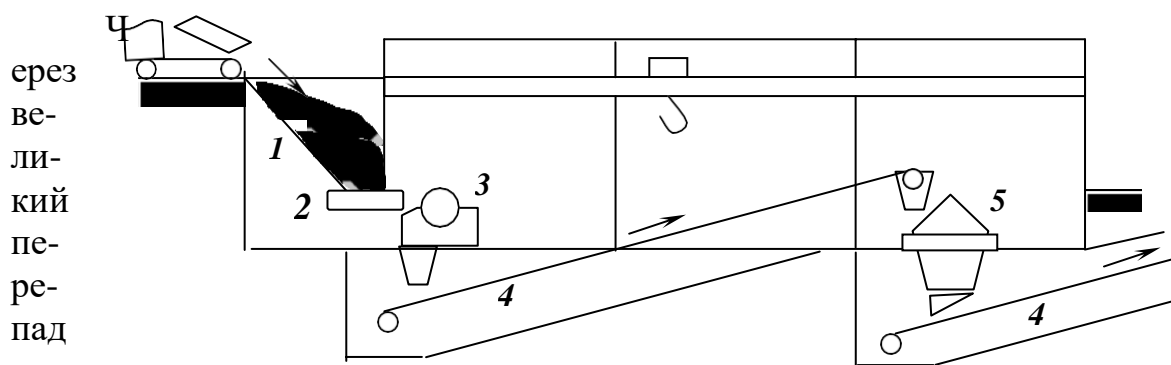


Рис. 10.13 – Схема компоновання корпусу крупного і середнього від дроблення збагачувальної фабрики малої продуктивності:
 1 – бункер; 2 – лотковий живильник; 3 – шокова дробарка;
 4 – стрічковий конвеєр; 5 – конусна дробарка.

рейки розвантажувальної колії до стрічкового конвеєра дробленої руди корпус крупного дроблення бажано розміщати на похилій місцевості для зменшення обсягу підземної частини споруди. З цією метою відділення прийому руди і первинного дроблення розміщують на штучному насипі. У зв'язку з великим заглибленням відділення прийому сировини і первинного дроблення (30 м і більше) при виборі місця його розміщення повинен бути виконаний певний обсяг інженерно-геологічних робіт у відношенні ґрунтових умов і підземних вод на площадці.

10.6 Корпус середнього і дрібного дроблення

Компоновання обладнання в цехах середнього і дрібного дроблення залежить від схеми дроблення, продуктивності збагачувальної фабрики, числа дробарок і грохотів в окремих операціях, рельєфу промислової площадки, наявності або відсутності складу (або бункерів) крупнодробленої руди.

Як правило, компоновальні рішення передбачають поєднання відділень середнього і дрібного дроблення з одноярусним розташуванням дробарок. Звичайно при дробленні за три стадії на одну дробарку другої стадії встановлюють не більше двох дробарок третьої стадії. Каскадне розташування дробарок у сучасній практиці застосовується рідко при обґрунтованому виключенні замкненого циклу дроблення, при дробленні з промиванням, при розташуванні середнього і дрібного дроблення безпосередньо при шахті (у цьому випадку крупне дроблення здійснюється під землею) і в інших особливих випадках.

Найчастіше використовують три варіанти компоновальних рішень цехів середнього і дрібного дроблення:

- дробарки групуються в паралельно працюючі агрегати, у кожному з яких на одну дробарку середнього дроблення припадає одна або дві дробарки дрібного дроблення. Транспортування руди в кожному агрегаті здійснюється стрічковим конвеєром (*1-й варіант*);

- дробарки групуються в аналогічні агрегати, але в цьому випадку дробарки середнього дроблення зв'язані з дробарками дрібного дроблення через розподільні бункери (*2-й варіант*);

- дробарки також групуються в агрегати, які працюють паралельно, але руда транспортується жолобами самопливом. Дробарки в цьому випадку розташовуються каскадно (*3-й варіант*).

На збагачувальних фабриках малої і середньої продуктивності при наявності дозуючого пристрою перед першою стадією дроблення можуть застосовуватися безбункерні варіанти корпусів середнього і дрібного дроблення. На фабриках великої продуктивності, а також при відсутності дозуючого пристрою в корпусі середнього і дрібного дроблення повинні бути передбачені розподільні бункери крупнодробленої руди. Компонувальна схема розташування дробарок відповідає першому варіанту (рис. 10.14).

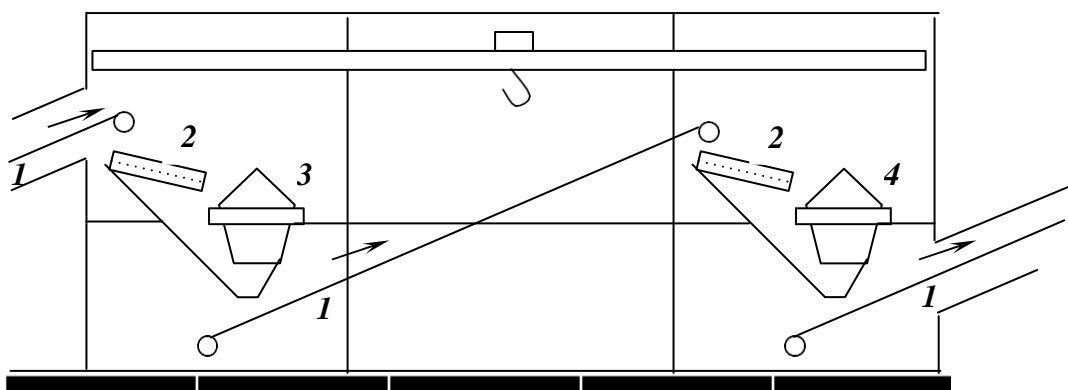


Рис. 10.14 – Схема компоновального рішення корпусу середнього і дрібного дроблення без проміжних бункерів:

1 – стрічковий конвеєр; 2 – грохот; 3 – конусна дробарка середнього дроблення; 4 – конусна дробарка дрібного дроблення.

При компонуванні дробарок за другим варіантом схема виходить більш гнучкою, тому що будь-яка дробарка третьої стадії може працювати з будь-якою дробаркою другої стадії. При розміщенні дробарок середнього і дрібного дроблення в двох будинках, як показано на рис. 10.15, крупнодроблена руда подається рівнобіжними конвеєрами на дробарки середнього дроблення.

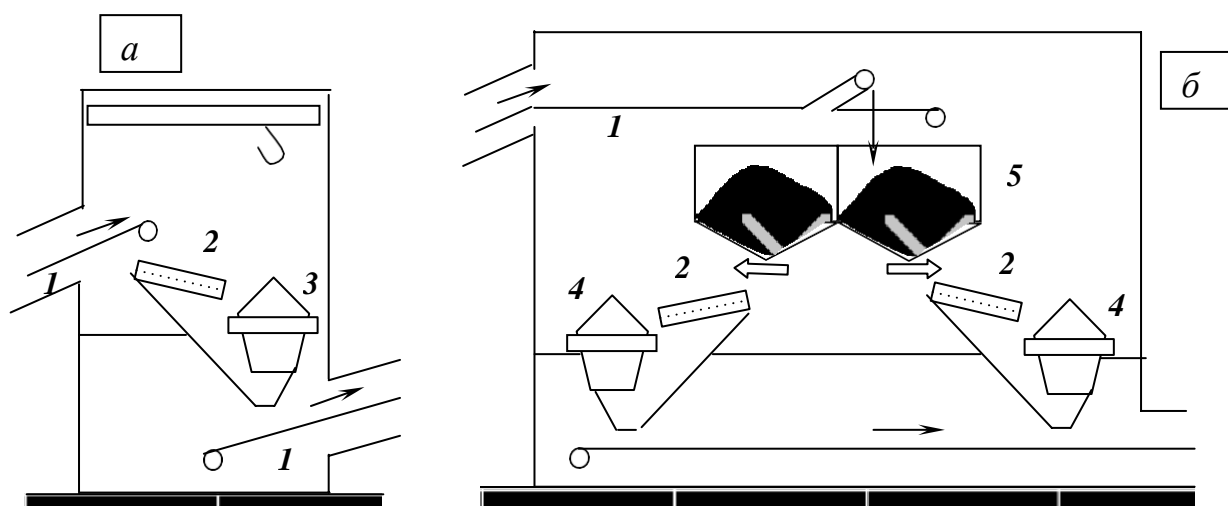


Рис. 10.15 – Схема компонування дробарок середнього і дрібного дроблення у різних будовах:

а - корпус середнього дроблення; *б* - корпус дрібного дроблення.
 1 – стрічковий конвеєр; 2 – грохот; 3 - конусна дробарка середнього дроблення; 4 – конусна дробарка дрібного дроблення; 5 – розподільні бункери.

Системою конвеєрів середньодроблена руда і подрітний продукт грохотів подаються в розподільні бункери перед дробарками дрібного дроблення, звідкіля живильниками видаються на грохоти і дробарки дрібного дроблення.

Цей варіант компонування корпусу середнього і дрібного дроблення компактний, однак робота всіх дробарок дрібного дроблення залежить від конвеєрів, що подають руду в розподільні бункери. Тому для другого варіанта обов'язкове дублювання конвеєрів.

За другим варіантом дробарки можуть бути розміщені і в одному будинку.

Схема компонування з каскадним розташуванням дробарок середнього і дрібного дроблення показана на рис. 10.16.

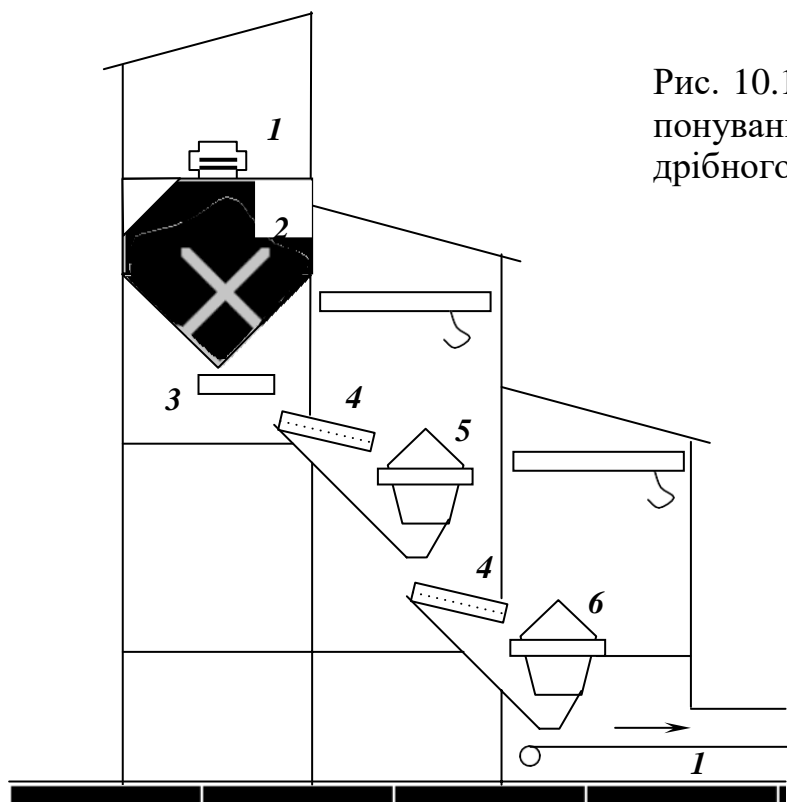


Рис. 10.16 – Схема каскадного комплектування дробарок середнього і дрібного дроблення:

- 1 – стрічковий конвеєр;
- 2 – бункер;
- 3 – лотковий живильник;
- 4 – грохот;
- 5 – дробарка середнього дроблення;
- 6 – дробарка дрібного дроб-

Крупнодроблена руда надходить в розподільні бункери і лотковими живильниками подається на грохоти. Попереднє грохочення перед дробарками виконується на вібраційних грохотах – по одному на дробарку. Транспортування руди в корпусі середнього і дрібного дроблення здійснюється самопливом. Загальний перепад висот для обох стадій дроблення від осі барабана конвеєра, що подає руду в бункери, і до осі барабана конвеєра дрібнодробленої руди становить близько 20 м.

Незалежно від варіанта комплектування корпуси середнього і дрібного дроблення складаються з двох частин: бункерної і дробильної. За взаємним розташуванням цих частин розрізняють два типи корпусу: зблокований з однобічним або двостороннім розташуванням бункерів у верхній частині будівлі і деблокований з розміщенням ємностей в окремій споруді (наземний склад, силосні бункери), з'єднаний з корпусом дроблення транспортними галереями.

10.7 Головні корпуси збагачувальних фабрик

Головні корпуси збагачувальних фабрик, як правило, включають бункерний проліт, відділення подрібнення і збагачення (для розміщення флотаційного, магнітного, гравітаційного обладнання). На фабриках малої і середньої продуктивності в головному корпусі розміщують також відділення зневоднення (згущення і фільтрування), а іноді і відділення сушки концентратів. Часто в головному корпусі розміщують реагентне господарство, насосні станції, ремонтно-механічні майстерні, трансфор-

маторні підстанції, побутові і конторські приміщення. Блокування в одному будинку виробничих відділень, допоміжних і підсобних служб при дотриманні всіх санітарно-гігієнічних, протипожежних і інших норм та правил вважається доцільним.

Відділення подрібнення

Залежно від схеми подрібнення, типу і числа млинів у секції (стержневі, кульові, рудно-галькові, рудного самоподрібнення), класифікаційного обладнання, грохотів і (в окремих випадках) дробарок, необхідної площі для розміщення збагачувальних апаратів (флотаційних машин, сепараторів і т.п.), а також рельєфу і ґрунтових умов площадки будівництва фабрики може застосовуватися однорядне або дворядне компонування з поперечним, подовжнім або змішаним розташуванням млинів.

Відділення подрібнення, як правило, компонують в одному прольоті шириною 12–36 м, обладнаним мостовим краном вантажопідйомністю 30–50 т. Оптимальне компонувальне рішення секцій подрібнення і усього відділення подрібнення в цілому приймається на основі техніко-економічного порівняння конкуруючих варіантів.

На рис. 10.17 показано схеми однорядного компонування млинів у секціях при одностадійному подрібненні.

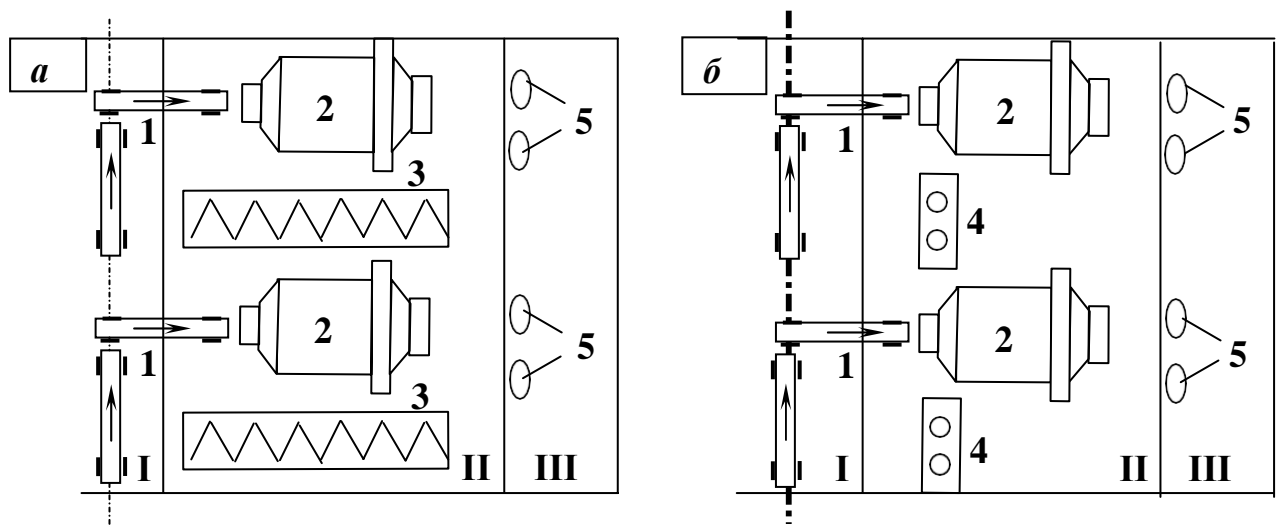


Рис. 10.17 – Схема однорядного компонування млинів у секціях при одностадійному подрібненні:

I – бункерний прогін; **II** – відділення подрібнення; **III** – насосна галерея.

1 – стрічкові конвеєри; 2 – млини; 3 - спіральні класифікатори;

4 - гідроциклони; 5 – насоси.

При одностадійному подрібненні осі млинів перпендикулярні осі бункера дрібнодробленої руди. Млини працюють у замкненому циклі

або зі спіральними класифікаторами (рис. 10.17 *a*), або з гідроциклонами (рис. 10.17 *б*). На розвантажувальній горловині млинів передбачені бунтари для вловлювання скрапу куль і найбільш крупних класів руди. Переваги компоновальних рішень з однорядним розташуванням млинів при одностадійному подрібненні полягають у їхній простоті, невеликій ширині прольоту подрібнення, зручності обслуговування і ремонту. Однак перевагу варто віддати схемі з застосуванням гідроциклонів, тому що класифікатори громіздкі і займають багато місця в прольоті подрібнення. Схеми зі спіральними класифікаторами сьогодні застосовуються рідко і тільки на фабриках малої й середньої продуктивності. На збагачувальних фабриках великої продуктивності застосовуються тільки схеми з гідроциклонами.

Схема однорядного компоновання млинів у секціях при двостадійному подрібненні показана на рис. 10.18.

Як і в попередніх схемах однорядного компоновання, у розглянутій схемі осі млинів також перпендикулярні осі розподільного бункера дрібнодробленої руди.

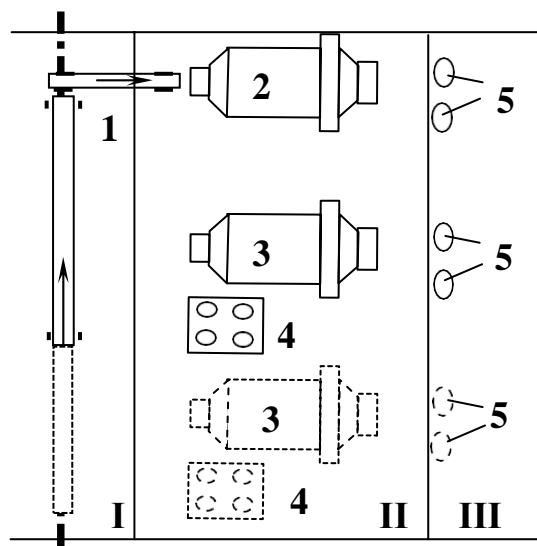


Рис. 10.18 – Схема однорядного компоновання млинів у секціях при двостадійному подрібненні:

I – бункерний прогін; **II** – відділення подрібнення; **III** – насосна галерея;
 1 – стрічкові конвеєри; 2 – стержневий млин першої стадії подрібнення;
 3 – кульовий млин другої стадії подрібнення; 4 – гідроциклони;
 5 – насоси.

При двостадійному подрібненні звичайно в першій стадії застосовується стержневий млин, який працює у відкритому циклі, а в другій стадії – один або два кульових млини, які працюють у замкненому циклі з гідроциклонами. При подрібненні твердих руд у розвантаженні стержневого млина може виявитися багато крупних класів, у цьому випадку класифікація виконується за два прийоми: на дугових ситах і далі у гідроциклонах.

При двостадійному подрібненні може виявитися раціональним дворядне розташування млинів (рис. 10.19).

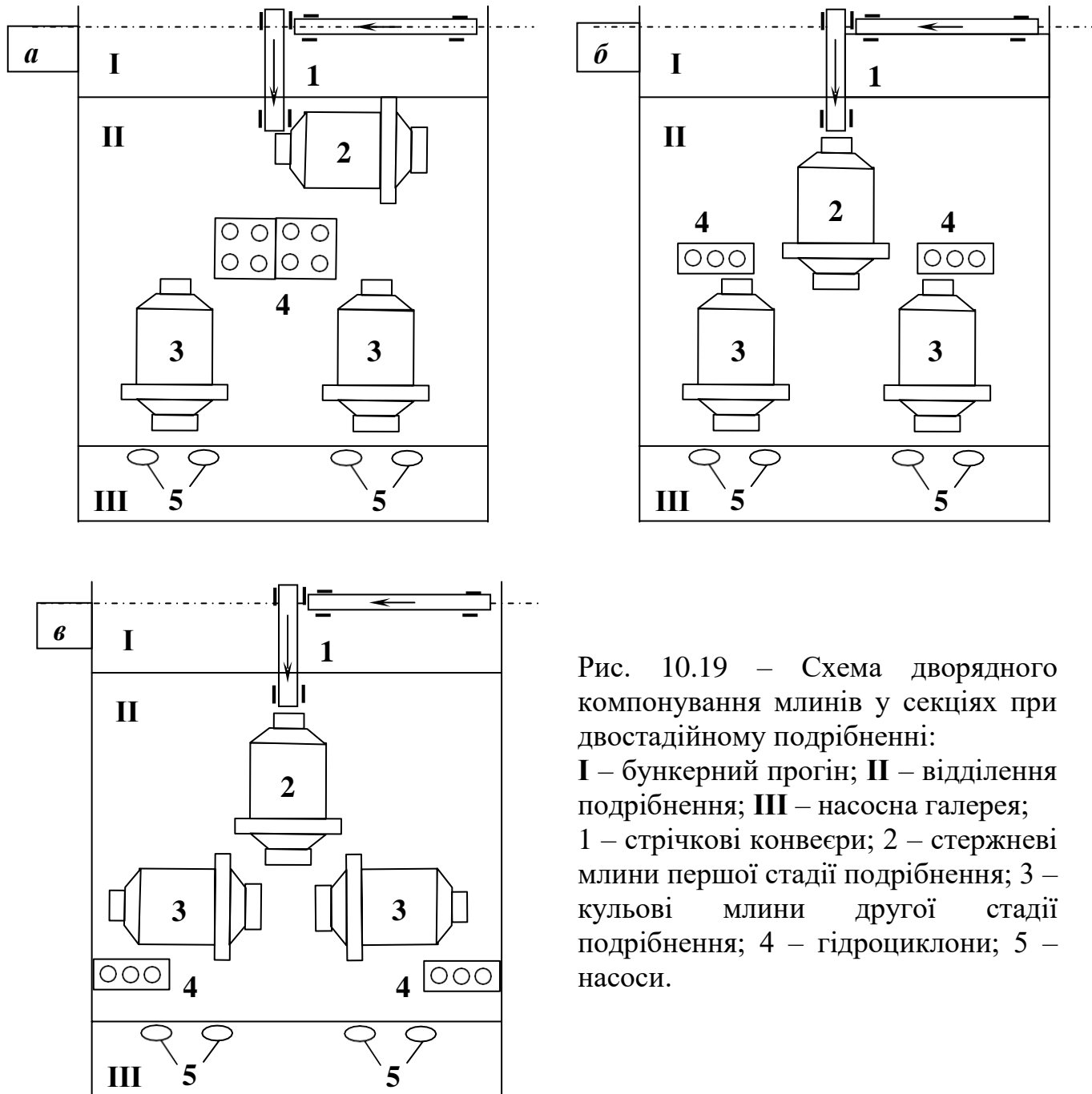


Рис. 10.19 – Схема дворядного компонування млинів у секціях при двостадійному подрібненні:
I – бункерний прогін; **II** – відділення подрібнення; **III** – насосна галерея;
 1 – стрічкові конвеєри; 2 – стержневі млини першої стадії подрібнення; 3 – кульові млини другої стадії подрібнення; 4 – гідроциклони; 5 – насоси.

У першій схемі (рис. 10.19 а) на один стержневий млин першої стадії встановлюють два млини другої стадії. При цьому вісь стержневого млина паралельна осі розподільних бункерів, а осі кульових – перпе-

ндиккулярні. Схеми застосовуються на багатосекційних збагачувальних фабриках. Перевага цієї схеми – компактність.

Друга схема (рис. 10.19 б) аналогічна попередній, але в цьому випадку осі всіх млинів перпендикулярні осі розподільного бункера. Недолік схеми – великі вільні площі по обидва боки стержневого млина.

У третій схемі (рис. 10.19 в) використане Т-подібне компонування млинів: вісь стержневого млина перпендикулярна осі розподільних бункерів, а осі кульових – паралельні. Розвантаження всіх млинів повернено до центра вузла для зручності збору матеріалу в зумпф насоса і подачі його в гідроциклон. Для збагачувальних фабрик з однією секцією подрібнення Т-подібне компонування визнане найбільш доцільним.

Проектно-компонувальні рішення відділень подрібнення з млинами типу «Каскад» включають вузли класифікації, грохочення, дроблення і, при необхідності, виділення гальки. Відділення подрібнення з млинами типу «Каскад» при одностадійній схемі подрібнення компонують за однорядною поперечною схемою. При двостадійній схемі з подрібненням розвантаження млинів першої стадії в кульових млинах (або рудно-галькових) можливо змішане дворядне розташування агрегатів. Найбільш розповсюджений варіант компонування – однорядне розташування млинів обох стадій подрібнення в одному прольоті (рис.10.20).

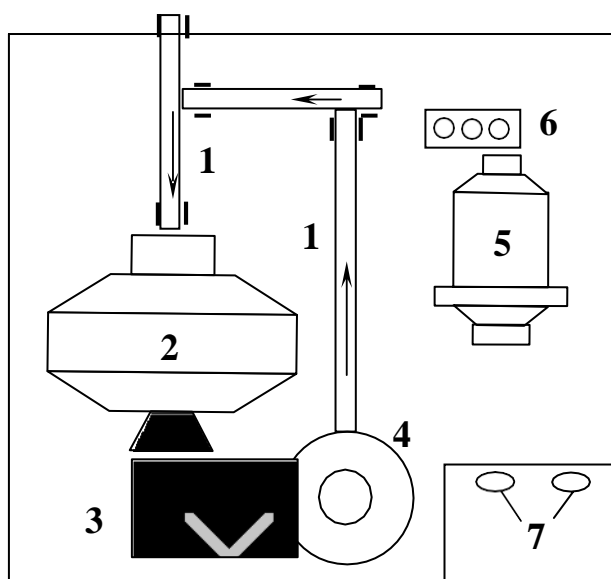


Рис. 10.20 – Схема компонування відділення подрібнення з млинами типу «Каскад»:

1 – стрічкові конвеєри; 2 – млин самоподрібнення з бутарою; 3 – грохот вібраційний; 4 – конусна дробарка; 5 – кульовий млин; 6 – гідроциклони; 7 – насоси.

Млини самоподрібнення завантажуються крупнодробленою рудою зі складу. Виключення з головного корпусу бункерів дрібнодробленої руди і створення єдиного запасу руди в складі приводить до істотного зниження капітальних витрат на будівництво. Матеріал, що розвантажується з млина, звичайно піддається грохоченню для виділення кусків крупніших 10 мм. При необхідності з нього виділяється крупна галька,

яка використовується як молотильне середовище при рудно-гальковому подрібненні.

Підрешітний продукт грохочення насосами подається на двоступінчасту класифікацію в гідроциклонах або на дугових ситах і в гідроциклонах. Надрешітний продукт грохочення дробиться в конусній дробарці і повертається в млин.

Відділення флотації

У відділенні флотації, крім флотаційних машин, розміщують насоси, контактні чани, реагентні живильники, повітродувки (при застосуванні пневматичних або пневмомеханічних флотаційних машин). Найбільша площа у відділенні флотації потрібна для розміщення флотаційних машин, тому в першу чергу вони повинні бути встановлені компактно, але з урахуванням зручності їхнього обслуговування і ремонту.

При проектуванні відділення флотації необхідно прагнути до мінімізації числа перекачувань і їхнього об'єму, а також до скорочення висоти підйому і відстаней перекачувань продуктів.

Число секцій флотації звичайно відповідає числу секцій подрібнення. Кожна секція може складатися з декількох підсекцій. Число секцій флотації може і не залежати від числа секцій подрібнення (при об'єднанні потоків пульпи декількох або всіх секцій подрібнення і направлення матеріалу на укрупнену секцію флотації).

Компонування секцій флотації за числом секцій подрібнення (створення єдиних секцій подрібнення-флотація) має переваги у відношенні довжин і висот перекачувань або самопливних трас пульпи з подрібнення на флотацію, а також посекційного регулювання і контролю процесу. Такий варіант компонування рекомендується для поліметалічних руд при наявності декількох сортів руд і похилого рельєфу площадки, що забезпечує самоплив пульпи на флотацію (рис.10.21а).

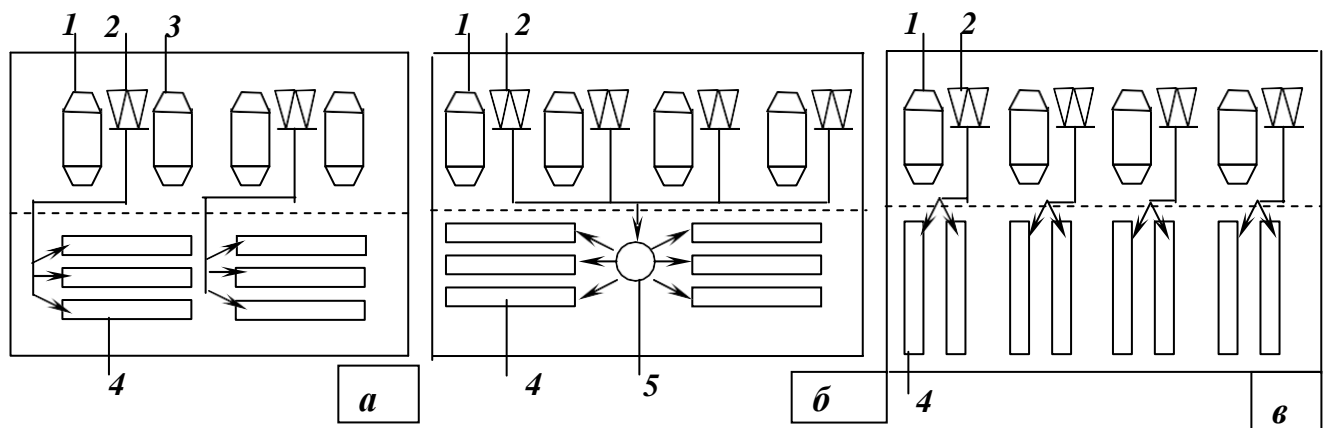


Рис. 10.21 – Принципові компоувальні рішення відділень подрібнення і флотації:

а – багатосекційне з поперечним розміщенням флотаційних машин;

б – моносекційне з поперечним розміщенням флотаційних машин;

в – багатосекційне з подовжнім розміщенням флотаційних машин.

1 – млини першої стадії подрібнення; 2 – гідроциклони; 3 – млини другої стадії подрібнення; 4 – флотаційні машини; 5 – контактний чан.

Укрупнення флотаційних секцій, тобто об'єднання потоків декількох (або усіх) секцій подрібнення в один потік для переробки на укрупнених флотаційних секціях (гранично на одній секції), має такі переваги: усереднення пульпи перед флотацією, спрощення подачі реагентів і регулювання реагентного режиму, краще використання фронту флотаційних машин при виконанні ремонтних робіт і непланових зупинок окремих машин. Таке компоування рекомендується для монометалічних руд, при переробці стабільного сорту руди, при слабопохилих площадках і необхідності введення перекачування пульпи з подрібнення на флотацію (рис. 10.21 б).

Поперечне (рис. 10.21 а, б) або подовжнє (рис.10.21 в) розташування флотаційних машин у прольоті вибирається головним чином залежно від співвідношення фронту (довжини) секцій подрібнення і флотації.

Поперечне розташування флотаційних машин (паралельно осі бункера дрібнодробленої руди) можливе при крутому, похилому і горизонтальному рельєфі промислової площадки, на якій розташоване відділення флотації. Подовжнє розташування флотаційних машин (перпендикулярно осі бункера дрібнодробленої руди) рекомендується приймати при слабопохилих і горизонтальних площадках.

Бажано, щоб довжина секції флотації в напрямку, паралельному осі бункера дрібнодробленої руди, дорівнювала довжині секції подрібнення, а довжина кожної флотаційної машини в ряді була однаковою (рис. 10.22 а). Якщо ж біля торця флотаційної машини необхідно вста-

новити контактний чан, то для кращого використання виробничої площі доцільніше мати різне число камер в окремих машинах (рис. 10.22 б).

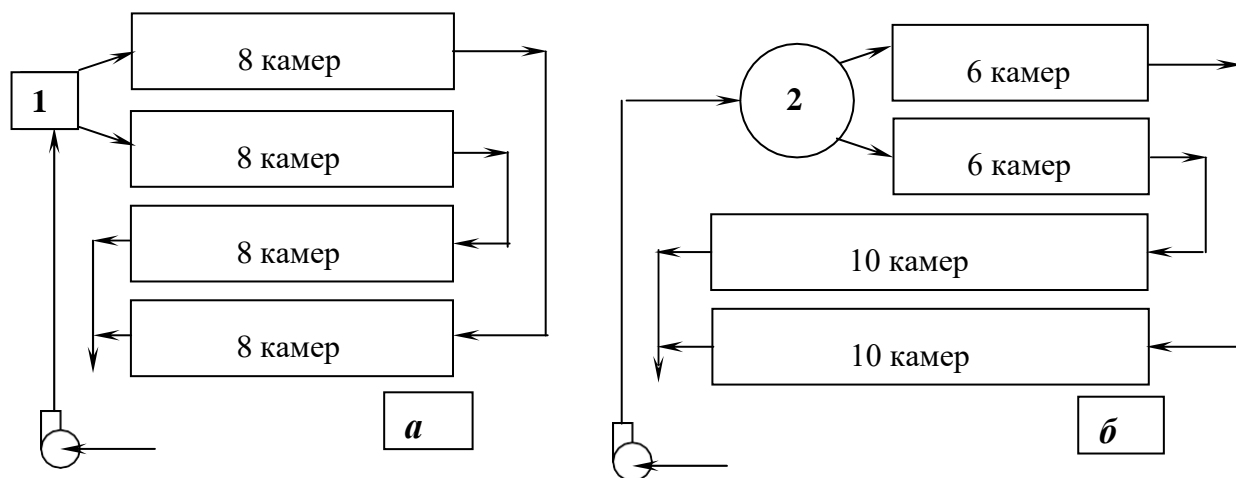
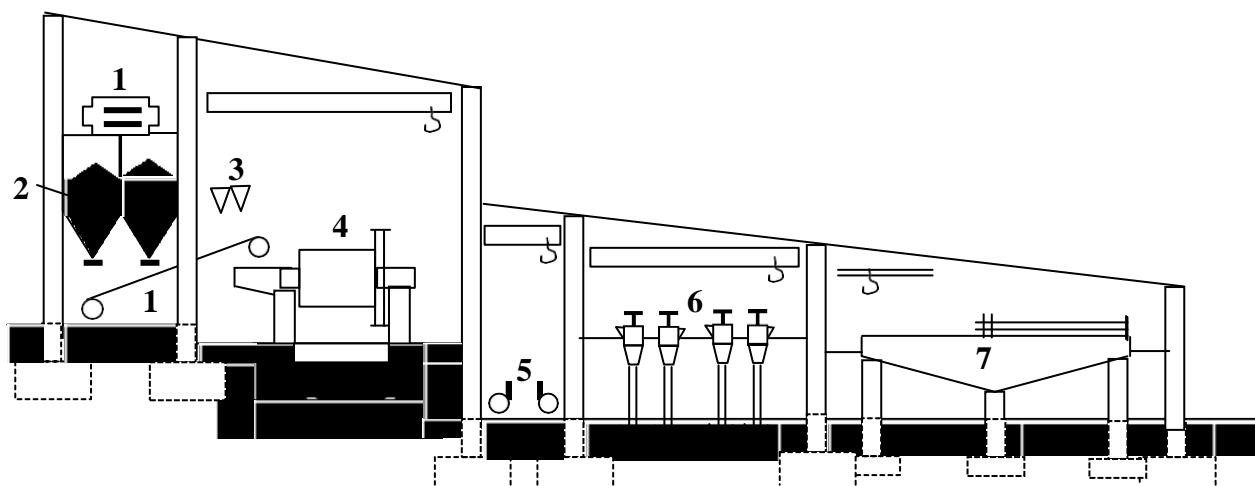


Рис. 10.22 – Схеми розміщення флотаційних машин з пульпоподільвачем (а) і з контактним чаном (б).

1 – пульпоподільвач; 2 – контактний чан.

На більшості збагачувальних фабрик відділення подрібнення і флотації компонують за уступчасто-одноповерховою схемою. При крутому рельєфі промислової площадки флотаційні машини розташовують на двох поверхах. Насоси встановлюють концентровано на нижніх уступах, а також у траншеях верхніх уступів. Для зменшення числа насосів потрібно підсмоктувати промпродукти імпелером механічних флотаційних машин. Надійне підсмоктування забезпечується на відстані 4 - 6 камер. Умови підсмоктування можуть бути поліпшені, якщо робочу зону імпелера ізолювати від доступу повітря. При компонуванні складних схем флотації з багатьма перекачуваннями пульпи і при застосуванні пневмомеханічних флотаційних машин для піднімання пульпи замість піскових насосів використовують пульпопідіймники – переобладнані камери механічних флотаційних машин. Пульпопідіймник дозволяє підняти пульпу на висоту до 6 м залежно від числа оборотів імпелера. У порівнянні з пісковими насосами пульпопідіймники характеризуються меншою витратою електроенергії і великим терміном служби.

На рис. 10.23 показано компонувальне рішення головного корпусу флотаційної збагачувальної фабрики.



Відділення магнітного збагачення

При проектуванні магнітозбагачувальних фабрик із сухою магнітною сепарацією залізних руд часто застосовується багатоповерхова схема розміщення обладнання, близька до вертикальної (рис.10.24).

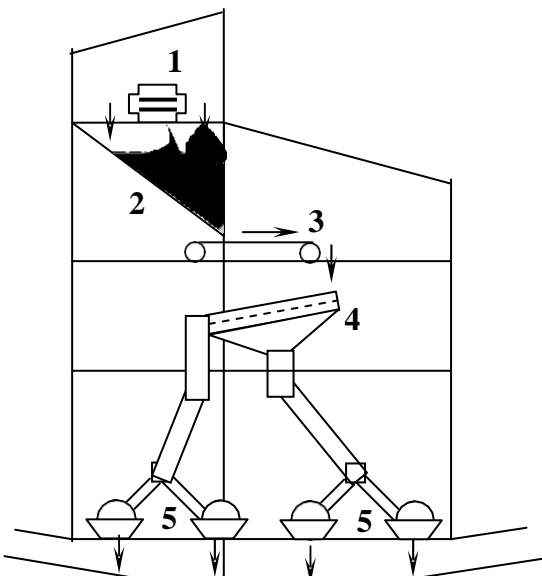
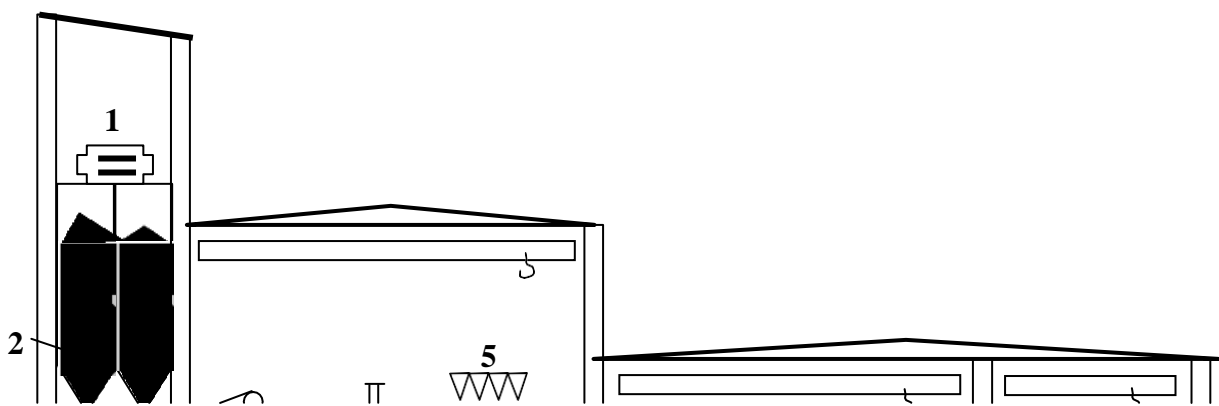


Рис. 10.24 – Схема компоновання корпусу сухої магнітної сепарації:
1- стрічкові конвеєри; 2 – бункер дробленої руди; 3 – живильник; 4 – грохот; 5 – магнітні сепаратори.

У верхньому поверхі фабрики розташовується бункер дробленої руди з живильниками, що подають руду на попереднє грохочення перед магнітною сепарацією. На середніх поверхах будівлі фабрики розміщені грохоти і магнітні сепаратори, у нижніх - установлені конвеєри для транспортування продуктів збагачення.

На магнітозбагачувальних фабриках для тонковкраплених магнетитових руд, що вимагають тонкого подрібнення і мокрої магнітної сепарації, відділення подрібнення і магнітної сепарації компонується аналогічно головним корпусам флотаційних фабрик.



Число секцій магнітної сепарації має дорівнювати числу секцій подрібнення. Компонування магнітних сепараторів може бути подовжнім, поперечним і змішаним. При розміщенні магнітних сепараторів на зливні млинів першої стадії сепаратори komponують на вільних площах безпосередньо біля млинів. У цьому випадку магнітні сепаратори (сепаратори першого прийому) розташовують в одному прольоті зі стержневими і кульовими млинами і гідроциклонами. При необхідності в бункерному прольоті встановлюють магнітні сепаратори сухого збагачення. Концентрати і промпродукти сухої сепарації після подрібнення надходять на збагачення, а відходи направляють у відвал. У відділенні збагачення розміщують класифікаційне обладнання (гідроциклони або гідро-сепаратори), застосовуване для знешламлювання або ущільнення продуктів збагачення, а також магнітні сепаратори другого і наступного прийомів. Компонування обладнання у відділенні збагачення можливі за двома схемами – багатоповерховою і ступінчасто-одноповерховою. Найбільш раціональна ступінчасто-одноповерхова схема, яка дозволяє виключити високонапірні перекачування пульпи і створити машинний зал, що обслуговується одним мостовим краном. У зв'язку з великим виходом концентрату на магнітозбагачувальних фабриках встановлюють багато вакуум-фільтрів, які розміщують або в прольоті збагачення, або в сусідньому з ним прольоті по всій довжині фабрики. Склад вологого концентрату проектується окремим будинком, пов'язаним з корпусом збагачення.

Вуглезбагачувальні і гравітаційні фабрики

Основними об'єктами *вуглезбагачувальної фабрики*, що визначають їх загальне компоновальне рішення, є: вуглеприймальні пристрої, дозувально-акумулюючі бункери, головний і сушильний корпуси, споруди для обробки шламових вод і відходів флотації (рис. 10.26).

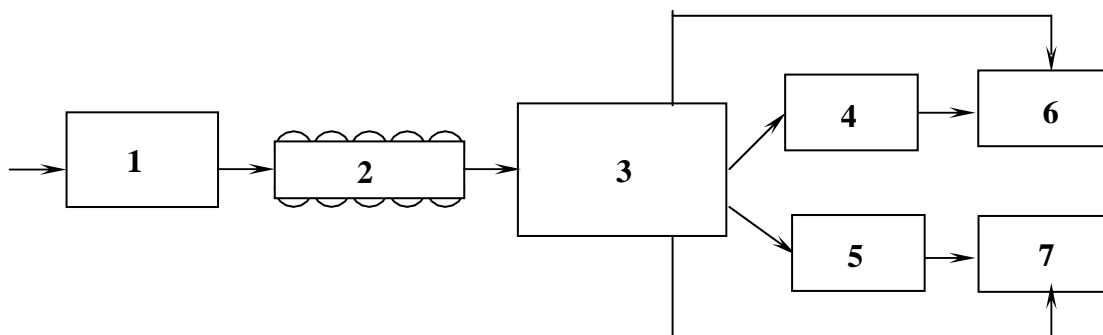


Рис. 10.26 – Основні технологічні об'єкти вуглезбагачувальної фабрики: 1 – відділення прийому вугілля; 2 – дозувально-акумулюючі бункери; 3 – головний корпус; 4 – фільтр-пресове відділення; 5 – сушильний корпус; 6 – відвал; 7 – склад концентрату.

У головних корпусах розміщується обладнання для підготовчого грохочення і знешламливання, збагачення вугілля (у мінеральних суспензіях, відсадкою, флотацією), зневоднення продуктів збагачення, тобто тут здійснюються основні процеси, які забезпечують одержання з вихідного вугілля товарної продукції. Компонувальні рішення головних корпусів вуглезбагачувальних фабрик дуже різноманітні, вони приймаються головним чином залежно від збагачуваності вугілля і місцевих умов.

Для проєктованих фабрик передбачають для збагачення крупних класів – важкосередовищну сепарацію, для збагачення дрібних класів – відсадку або збагачення в важкосередовищних циклонах, для збагачення шламів – флотацію. Відповідно до норм технологічного проєктування рекомендується:

- важкосередовищну сепарацію використовувати для збагачення крупних класів вугілля дуже важкої, важкої і середньої категорії збагачуваності, антрацитів усіх категорій збагачуваності при вмісті класу + 13 мм у гірничій масі більше 20 %, а також для вугілля легкої категорії збагачуваності при вмісті породних фракцій понад 30 %;

- відсадку застосовувати для збагачення дрібних класів вугілля і антрацитів легкої і середньої збагачуваності. Допускається застосування відсадки для збагачення дрібних класів вугілля і антрацитів важкої збагачуваності, а також для збагачення крупних класів вугілля легкої збагачуваності при вмісті породних фракцій менше 30 %. Для вугілля, що добувається гід-

роспособом, а також вугілля легкої збагачуваності з вмістом класу +13 мм менш 20 % необхідно застосовувати ширококласифіковану відсадку;

- важкосередовищні гідроциклони використовувати для збагачення дрібних класів коксівного вугілля і антрацитів дуже важкої і важкої збагачуваності, а при підвищених вимогах до якості концентрату – середньої збагачуваності. Допускається застосовувати важкосередовищні гідроциклони для перезбагачення промпродукту і грубозернистого шламу;

- флотацію використовувати для збагачення шламів.

Типова схема компоновки головного корпусу вуглезбагачувальної фабрики наведена на рис. 10.27.

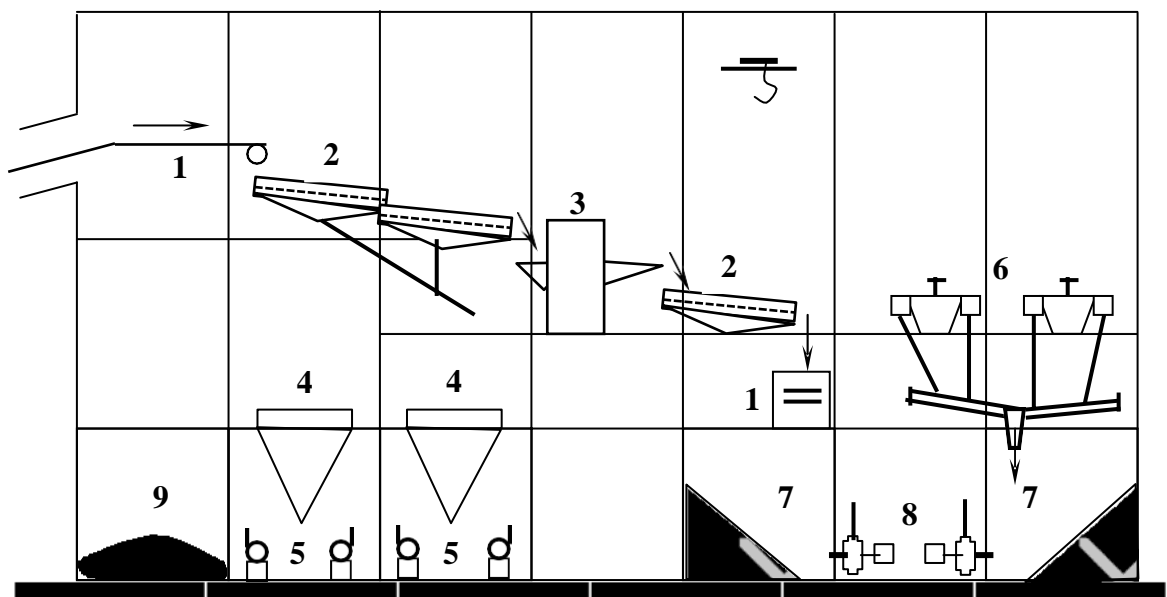


Рис. 10.27 – Схема компоновки головного корпусу вуглезбагачувальної фабрики. 1 – стрічкові конвеєри; 2 – грохоти; 3 – сепаратор важкосередовищний; 4 – суспензійні баки; 5 – суспензійні насоси; 6 – флотаційні машини; 7 – зумпфи; 8 – шламові насоси; 9 – склад магнетиту.

Основне технологічне обладнання розміщується на верхніх поверхах головного корпусу зального, павільйонного або антресольно-павільйонного типу. Класифікаційні грохоти встановлюють перед важкосередовищним сепаратором з подачею класифікованого вугілля безпосередньо в сепаратор. Грохоти для відділення суспензії і зневоднення продуктів сепарації розташовуються на одному перекритті з сепаратором або з невеликим перепадом висоти.

Підрешітний класифікаційних грохотів для обезшламлювання самопливом направляється в конічні грохоти, установлені перед відсаджувальними машинами.

Для зневоднення продуктів відсадки застосовують:

- для крупного концентрату – інерційні грохоти;

- для дрібного концентрату – зумпфи або конічні грохоти для первинного зневоднення; інерційні грохоти і фільтруючі або шнекові (при породах, що схильні до розмокання) центрифуги для вторинного зневоднення;

- для крупного промпродукту – елеватори;

- для дрібного промпродукту – елеватори і для вторинного зневоднення фільтруючі або шнекові (при породах, що розмокаються) центрифуги;

- для відходів – елеватори; допускається дрібні відходи з великою кількістю дріб'язку і нерозмоклих частинок додатково зневоднювати на інерційних грохотах.

Відділення флотації і фільтрування розміщують у головному корпусі фабрики з урахуванням переваги самопливного транспорту пульпи при швидкостях, що виключають випадання з них твердого осаду. Апарати кондиціонування пульпи встановлюють на 3 – 4 м вище флотаційних машин. Вакуум-фільтри компонують групами і встановлюють нижче флотаційних машин, але можлива і напірна подача флотаційного концентрату на вакуум-фільтри. Обладнання для обробки відходів флотації

(циліндроконічні згущувачі, фільтр-преси) можуть розташовуватися в головному корпусі або в окремій будівлі. Передбачається самопливна подача згущених відходів флотації зі згущувачів у збірники живлення фільтр-пресів, встановлювані в безпосередній близькості від згущувачів.

Процеси з великим пило- і газоутворенням (вуглеприєм, сушіння) розміщуються в ізольованих приміщеннях.

Глибина збагачення вугілля приймається 0 мм.

Легкозбагачуване коксівне вугілля, а також енергетичне вугілля всіх категорій збагачуваності, перероблюється за схемами, які передбачають поділ на два продукти (концентрат і відходи). При збагаченні важкозбагачуваного коксівного вугілля можливе використання схем із дробленням і перезбагаченням промпродукту (якщо це доцільно). Для дуже важкозбагачуваного або особливо цінного вугілля можна застосувати схему, яка включає дроблення вихідного матеріалу до 30 – 40 мм і збагачення класу +0,5 мм у важкосередовищних циклонах, шламів – флотацією. При збагаченні вугілля, що добувається гідравлічним способом, клас +0,5 мм збагачують некласифікованою відсадкою, шлами – флотацією.

Гравітаційні збагачувальні фабрики, тобто фабрики, які застосовують гравітаційні процеси для збагачення кускового і зернистого матеріалу, компонуються з використанням самопливного транспорту основного потоку матеріалу (рис. 10.28). Тому при горизонтальній або слабопохилій площадці застосовують багатоповерхову компонувальну схему, на крутому схилі - ступінчасто-поверхову.

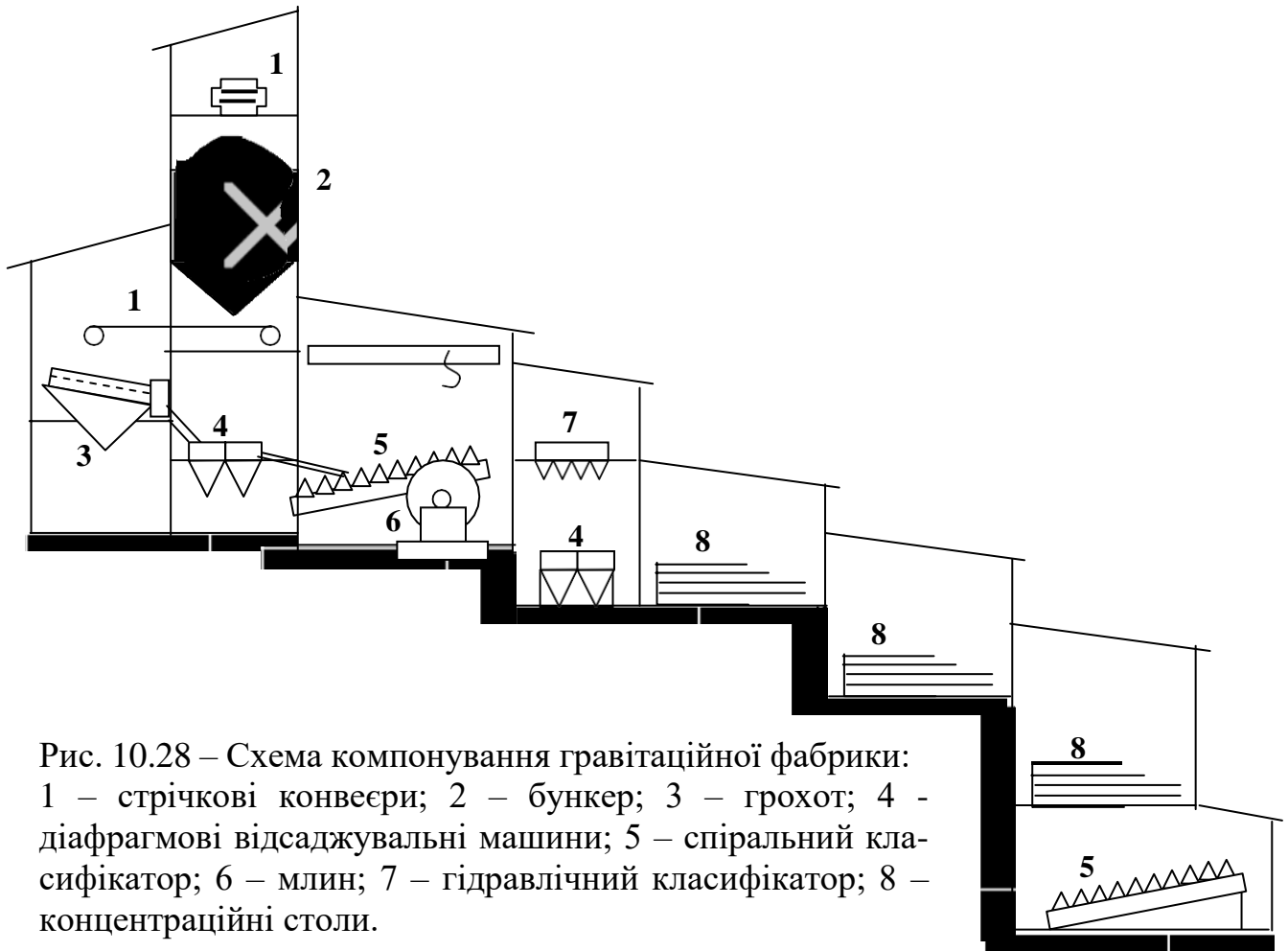


Рис. 10.28 – Схема компоновання гравітаційної фабрики:
 1 – стрічкові конвеєри; 2 – бункер; 3 – грохот; 4 – діафрагмові відсаджувальні машини; 5 – спіральний класифікатор; 6 – млин; 7 – гідравлічний класифікатор; 8 – концентраційні столи.

Звичайно грубозернисті фракції збагачуються відсадкою, дрібні – на концентраційних столах, шлами – на шлюзах.

Відділення згущення, фільтрування і сушіння

Вибір компоновального рішення відділення згущення в значній мірі залежить від продуктивності фабрики і, отже, від діаметра і числа намічуваних до встановлення згущувачів. Згущувачі діаметром, який перевищує 12 м, у районах з температурами не нижче -20° рекомендується встановлювати без будинків і наметів з утепленням тільки зливного жолоба і укриттям насосної установки. При відкритому спорудженні згущувача його розміщують у безпосередній близькості до головного корпусу або корпусу фільтрування (залежно від довжини перекачування продуктів), рельєфу місцевості, геологічних та інших умов генерального плану фабрики. Корпуси згущення проектує самостійними лише при великому числі згущувачів, при застосуванні згущувачів діаметром більш 30 м та ін. Згущувачі для промпродуктів, як правило, розміщують у корпусі збагачення для скорочення довжини трубопроводів. Згущувачі малих розмірів розвантажують діафрагмовими насосами, далі згущений продукт при необхідності перекачують відцентровими пісковими насо-

сами. Згущувачі великих розмірів розвантажують відцентровими насосами.

На рудних збагачувальних фабриках фільтрувальне і сушильне відділення звичайно розташовують в одному приміщенні, тому що зневоднені на фільтрах концентрати важко транспортувати стрічковими конвеєрами на великі відстані. На вуглезбагачувальних фабриках відділення фільтрування розміщують у головному корпусі, а відділення сушіння – в окремому приміщенні. На рис. 10.29 показана схема компонування сушильного відділення вуглезбагачувальної фабрики, обладнаного трубою-сушаркою і призначеного для сушіння продуктів крупністю до 13 мм.

На збагачувальних фабриках малої продуктивності або великих фабриках, але з малим виходом концентратів, обладнання для згущення, фільтрування, сушіння і складування зневоднених концентратів розміщують у головному корпусі. У цьому випадку склади розміщують у прольотах, суміжних з відділенням фільтрування і сушіння.

Для фабрик з великим виходом концентратів, які підлягають сушінню, вакуум-фільтри і сушарки із санітарно-гігієнічних міркувань розміщують в окремому корпусі фільтрування і сушіння, що може блокуватися зі складом сушеного концентрату і відділенням згущення (рис. 10.30).

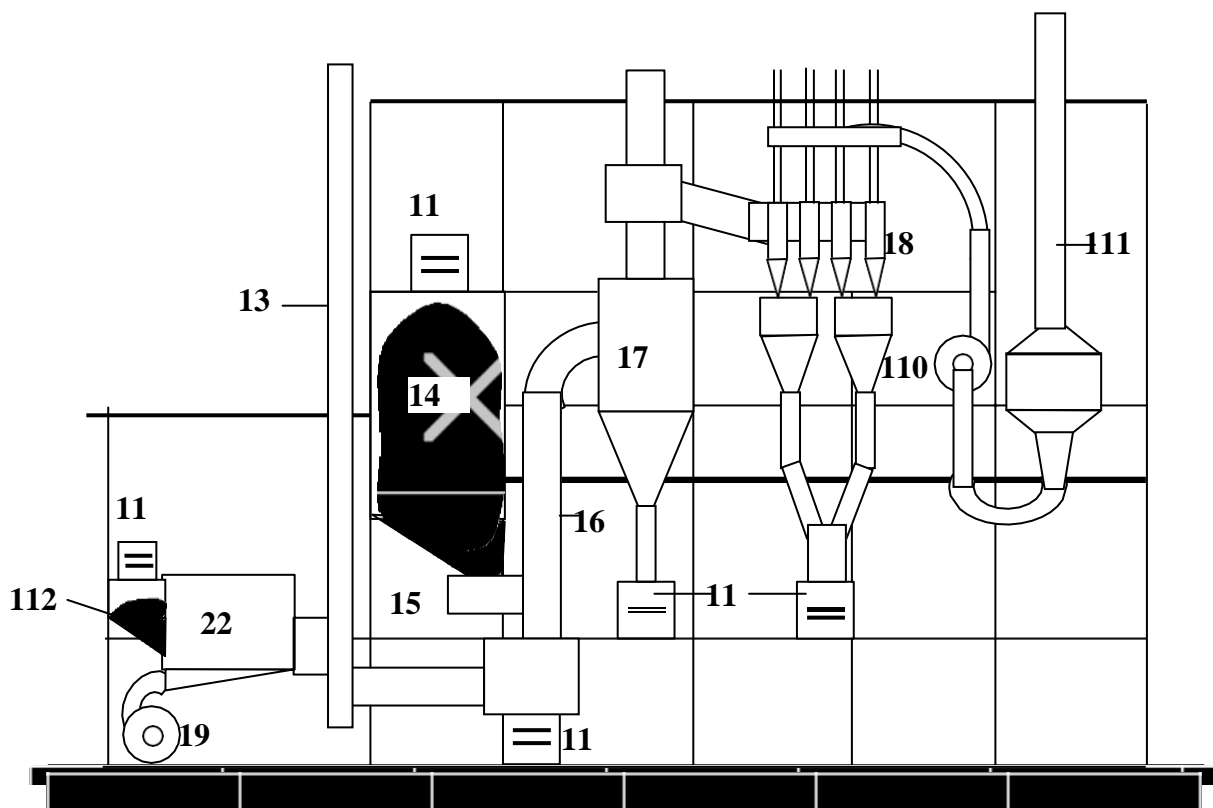


Рис. 10.29 – Схема розміщення обладнання у відділенні сушіння з трубою-сушаркою. 1 – стрічкові конвеєри; 2 – топка; 3 – розпалювальна труба; 4 – бункер вологого концентрату; 5 – завантажувальний пристрій; 6 – труба-сушарка; 7 – циклон; 8 – батареїні циклони; 9 – дуттєвий вентилятор; 10 – димосос; 11 – димар; 12 – бункер палива.

Склади для концентратів проектують закритими, відокремленими для кожного типу концентратів.

Максимальна місткість складів для концентратів, що відправляються залізничним транспортом, має дорівнювати п'ятидобовій продуктивності по концентрату для фабрик великої виробничої потужності, для фабрик середньої потужності – десятидобовій продуктивності по концентрату і для фабрик малої потужності – п'ятнадцятидобовій продуктивності по концентрату.

Режим роботи концентратного складу приймають за режимом роботи відділення фільтрування і сушіння.

10.8 Особливі випадки компоновання

Розміщення обладнання в підземних гірничих виробках

Після відпрацювання родовища або його частини підземні гірничі виробки можуть бути використані для розміщення в них обладнання збагачувальної фабрики. У цьому випадку різко скорочуються витрати на будівельно-монтажні роботи, зводяться до мінімуму вартість ремонту приміщень і витрати на опалення.

На таких збагачувальних фабриках компоновальними рішеннями передбачається:

- максимальне використання рудоспусків для самопливного транспорту корисної копалини і продуктів її переробки,
- розміщення обладнання (дробарок, млинів, відсаджувальних і флотацийних машин і ін.) у самостійних камерах, з'єднаних горизонтальними і похилими виробками, що використовуються для технологічних та інженерних комунікацій.

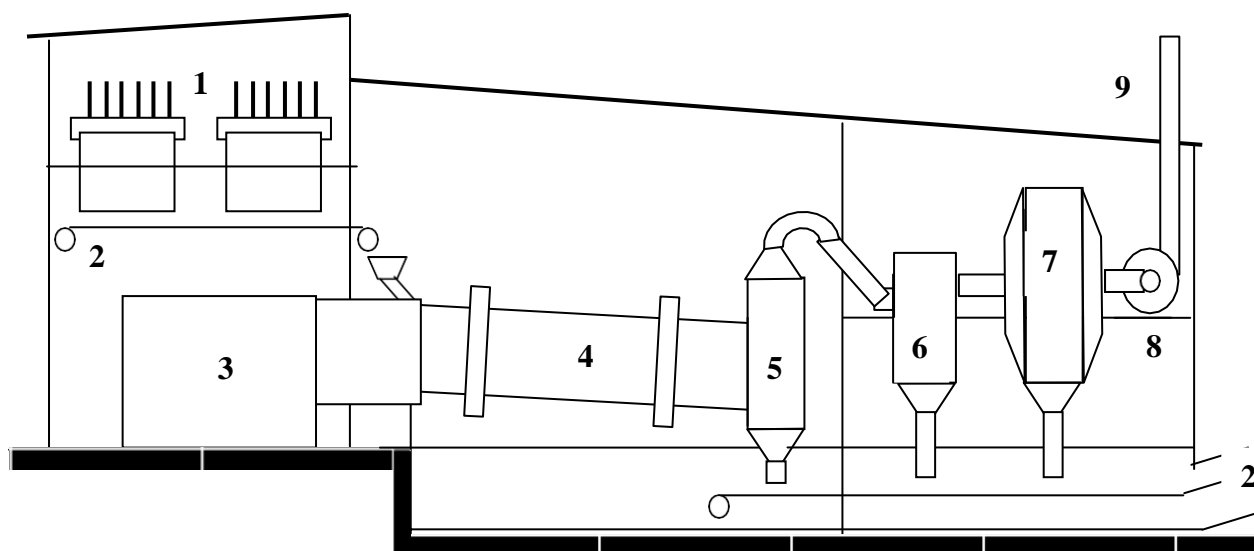


Рис. 10.30 – Схема розміщення обладнання у сушильно-фільтрувальному відділенні:

1 – вакуум-фільтри; 2 – стрічкові конвеєри; 3 – топка; 4 – сушильний барабан; 5 – розвантажувальна камера; 6 – циклон; 7 – електрофільтр; 8 – димосос; 9 – димар.

Розміщення обладнання на відкритих площадках

На відкритих площадках проектують:

- приймальні бункери в корпусах крупного дроблення при завантаженні корисної копалини в дробарки пластинчастим живильником з укриттям верхньої частини бункера навісом;

- при зимових температурах не нижче $-20\text{ }^{\circ}\text{C}$ - згущувачі діаметром понад 12 м з утепленням зливного жолоба і укриттям насосної установки в опалювальному приміщенні, а згущувачі діаметром більш 30 м з виконанням вітрозахисних заходів, за винятком випадків розташування фабрики в місцевостях з особливо несприятливими метеорологічними умовами (сніжні замети, сильні і тривалі вітри, пильні бурі);

- при зимових температурах не нижче $-16\text{ }^{\circ}\text{C}$ – сушильні барабани довжиною не менше 30 м з укриттям завантажувального і розвантажувального кінців барабана.

Розміщення обладнання в неопалюваних будівлях

У неопалюваних будівлях з полегшеними обгороджуючими конструкціями проектують:

- при зимових температурах не нижче $-30\text{ }^{\circ}\text{C}$ – шатра корпусів крупного дроблення, обладнаних конусними дробарками розміром не менше 1500 мм;

- при зимових температурах не нижче $-16\text{ }^{\circ}\text{C}$ – склади слабозмерзаючих і сипучих матеріалів; галереї стрічкових конвеєрів для продуктів сухого дроблення; корпуси крупного, середнього і дрібного дроблення матеріалів, які не потребують інтенсивного гідрознепилювання.

10.9 Нестационарні збагачувальні фабрики

У практиці переробки корисних копалин, крім стаціонарних збагачувальних фабрик, розрахованих на тривалий термін експлуатації, використовують також збагачувальні установки різного типу, які монтують на порівняно короткий термін – від 1 до 10 років. Ці установки призначені для проведення розвідувально-експлуатаційних робіт, досліджень по відпрацюванню технологічних схем збагачення, експлуатації великих за запасами родовищ, повторної переробки старих відвалів.

Існують нестационарні збагачувальні фабрики двох типів – збірно-розбірні і пересувні.

Збірно-розбірні збагачувальні фабрики

Збірно-розбірні збагачувальні фабрики (які називаються також інвентарними) монтуються в будинках з легких типових конструкцій, що збираються на болтових з'єднаннях. Технологічні схеми цих фабрик представлені в трохи скороченому обсязі, що дозволяє одержати або кінцеві концентрати, або промпродукти з наступним їх доведенням на централізованих підприємствах.

Апаратурне оформлення схеми складається із серійного обладнання в модульному виконанні, що дозволяє здійснити оперативний монтаж і демонтаж, змінюючи тим самим технологію відповідно до властивостей корисної копалини. Такі фабрики можуть працювати цілорічно в суворих кліматичних умовах з використанням вахтового методу роботи обслуговуючого персоналу.

Розроблено проект збірно-розбірної збагачувальної фабрики продуктивністю 400 т/доб. Технологією збагачення передбачається:

- максимальна крупність сировини, що надходить на дроблення, – 300 мм;

- дроблення до 12 мм здійснюється за дві стадії з контрольним грохоченням;

- подрібнення до 75 – 80 % класу $-0,074$ мм виконується за дві стадії у кульових млинах із решітками, які працюють у замкненому циклі з діафрагмовими відсаджувальними машинами та класифікаторами;

- збагачення грубоподрібнених продуктів здійснюється у відсаджувальних машинах з наступним переочищенням їхніх концентратів на одnodечних концентраційних столах;

- збагачення тонкоподрібнених відходів гравітації здійснюється в механічних флотаційних машинах (основна і контрольна флотація – 30 хв. з двома переочищеннями по 5 хв.);

- згущення, фільтрування і сушіння флотаційного концентрату здійснюється в радіальному згущувачі, барабанному вакуум-фільтрі і сушильному барабані;

- згущення відходів здійснюється в згущувачах;

- гідротранспорт і складування згущених відходів здійснюється без повернення проясненої води на фабрику;

- реагентне господарство включає операції приймання і зберігання реагентів на складах, що знаходяться в ізолюваному опалювальному приміщенні. У цьому ж приміщенні встановлюється достатня кількість контактних чанів, звідкіля розчини насосами подаються до реагентних живильників. Місткість чанів повинна дозволити приготування реагентів за одну зміну на 24 години роботи фабрики.

Проектний режим роботи фабрики прийнятий: 250 робочих днів у році, п'ятиденний робочий тиждень, дробильне відділення працює 2 зміни на добу по 7 годин, інші відділення – 3 зміни по 8 годин.

Пересувні фабрики

Сьогодні деякі дрібні родовища золотих, вольфрамових, олов'яних, молібденових і інших дефіцитних руд, які містять понад 1 % металів, хоча і мають потенційну цінність, але не можуть бути використані внаслідок нерентабельності їхнього освоєння традиційними способами.

Створення пересувних збагачувальних фабрик (які називаються також мобільними і караванними) із сезонним режимом роботи дозволяє освоїти в найкоротший термін одночасно декілька невеликих, але багатих родовищ і одержати концентрати з великим виходом. Використання сезонного режиму роботи дозволяє освоювати родовища будь-якого кліматичного району, а також полегшує набір невеликого штату робітників для експлуатації пересувних фабрик за принципом вахтових змін.

Розроблено проекти пересувних збагачувальних фабрик продуктивністю 100, 200 і 400 т/доб.

Пересувні фабрики являють собою комплектні секції, що набираються з необхідного числа пересувних платформ і переносних рам із установленим на них відповідним технологічним та допоміжним обладнанням під задану продуктивність і прийняту технологію переробки корисної копалини. Із секцій можна комплектувати пересувні фабрики флотаційного, гравітаційного, а також змішаного типів.

Фабрики призначаються для переробки тільки неглинистих руд.

Для переробки глинистих руд необхідно розробити промивні машини невеликих габаритів і необхідної продуктивності.

Приймальні бункери руди крупністю до 200–350 мм (залежно від продуктивності фабрики) і дробленої руди крупністю 8 – 18 мм виготовляються з листової сталі і встановлюються на рамах. У такий же спосіб конструюються пульпоподільувачі, баки технічної води та інше дрібне допоміжне і нестандартне обладнання.

Дроблення руди від 200 (350) до 8 (18) мм виконується за дві стадії у замкненому циклі з контрольним грохоченням. Дробильні установки на пересувних платформах комплектуються грохотом, щоковою і конусною дробарками, що видають свої продукти на один конвеєр.

Платформи з подрібнювальними установками, які готують продукт для флотації, комплектуються стержневими млинами, які працюють у замкненому циклі з гідроциклонами.

Платформи з подрібнювальними установками, що готують продукт для гравітаційних процесів, комплектуються такими ж млинами, які також працюють у замкненому циклі, але не з гідроциклонами, а з плоскоколивними грохотами спеціальної конструкції. Надрешітний продукт грохота повертається в млин на повторне подрібнення.

Платформи з флотаційними установками обладнуються механічними флотомашинами, які дозволяють виконати обв'язку пульповодів таким чином, щоб забезпечити проведення у флотаційній машині основної і перемішувальних операцій з одержанням багатого чорного концентрату без застосування насосів. Це рішення спрощує схему флотації і максимально стабілізує процес.

Як збагачувальні апарати для гравітаційного збагачення передбачається використовувати концентраційні тридечні столи СКО-22 як найбільш доступні для контролю і прості в обслуговуванні. Встановлення їх також передбачається на платформах.

Діафрагмові відсаджувальні машини монтують попарно на рамах, при цьому одна з машин – робоча, а друга – резервна.

Класифікатори для зневоднення продуктів збагачення і інших цільей установлюються на рамі з механізмом регулювання кута нахилу ванни.

Для зневоднення продуктів згущення застосовують фільтрувальні установки, які комплектуються барабаними вакуум-фільтрами з зовнішньою фільтруючою поверхнею, ресиверами зі зворотними клапанами на випуску фільтрату, фільтратними насосами, водокільцевими вакуум-насосами і повітрорудками.

Сушильні установки проектується на переносних рамах зі змонтованими на них електропечами або печами на рідкому паливі.

Питання складування відходів і повернення в процес проясненої оборотної води зважуються при прив'язках фабрик до конкретних умов.

Електропостачання пересувних фабрик передбачається від власних автоматизованих електростанцій, що виготовляються серійно, типу АС-500 БАМ, напругою 400 В і номінальною потужністю 500 кВт.

10.10 Автоматичний контроль і регулювання технологічних процесів

Контроль і регулювання технологічних процесів на збагачувальних фабриках здійснюються підсистемою централізованого контролю і регулювання технологічних процесів, що є частиною АСУТП (автоматизованої системи управління технологічними процесами). АСУТП проектується на одну або дві стадії: на одну стадію – для фабрик з нескладним технологічним режимом; на дві стадії – для великих фабрик зі складним режимом, а також при застосуванні істотно нових засобів автоматизації. До складу технічного проекту входять структурні схеми контролю, функціональні схеми автоматизації, плани розташування засобів автоматизації, заявочні відомості на електроапаратуру, щити і пульти керування та ін.

Технологічні процеси контролюються виміром різних прямих або непрямих параметрів, що характеризують стан і протікання керованих

процесів. Вимоги до систем автоматичного контролю, керування і АСУТП наведені в табл. 10.1.

Таблиця 10.1 – Вимоги до систем автоматичного контролю, керування і АСУТП

Процеси і апарати	Технологічні вимоги	Контроль	Автоматична стабілізація
1	2	3	4
Дроблення: дробарки, живильники, конвеєрна потоково-транспортна система	Максимальна продуктивність при заданій крупності дроблення. Виявлення і видалення металевих об'єктів перед дробарками	Продуктивність по руді; рівень завантаження в робочій зоні дробарки. Гранулометричні характеристики продуктів. Температура підшипників, наявність матеріалу на конвеєрі, рівень руди у бункерах	Діяння на привод живильника руди. Зміна ширини розвантажувальної щілини дробарки. Пуск і зупинка дробильного і потоково-транспортного обладнання; управління транспортною системою
Подрібнення: млини, класифікатори, гідроциклони, живильники, бункери, зумпфи, насоси	Стабілізація гранулометричного складу готового продукту або щільності пульпи, продуктивності по руді і пульпі або максимізація продуктивності	Продуктивність по руді, витрати води у млин і на класифікацію, крупність і густина готового продукту, ступінь заповнення млина рудою і кулями, циркулююче навантаження, рівень пульпи в зумпфах	Діяння на привод живильника руди, подача води, завантаження куль
Флотація: флотомашини,	Максимальне вилучення в кон-	Витрати, розрідженість і йонний склад пульпи;	Оптимізація витрати реагентів, рівня пульпи

пульподілювачі, контактні чани, зумпфи, насоси, живильники реагентів	центрат заданої якості; стабілізація флотованості розділу і максимізація крутизни сепараційної характеристики в кожному циклі	крупність і склад твердої фази; вміст компонентів у продуктах; витрати реагентів і повітря у флотомашинах; рівень пульпи в машинах, контактних чанах и зумпфах	у флотомашинах і витрати повітря для пневматичних машин. Оптимізація ступеня аерації та йонного складу пульпи і якості концентрату в умовах змінної продуктивності фабрики
Гравітаційне збагачення: важкосередовищні сепаратори, відсаджувальні машини, важкосередовищні гідроциклони	Максимальний вихід концентратів заданої якості; стабілізація густин розділення і максимізація сепараційної характеристики апаратів і циклів	Продуктивність; фракційний і гранулометричний склад сировини; якість концентратів і промпродуктів; густина і в'язкість суспензії для важкосередовищних апаратів, щільність постелі для відсаджувальних машин; рівні суспензії і постелі в апаратах; витрати води, суспензії і обважнювача	Щільність і в'язкість суспензії або густина розділу апаратів і циклів збагачення; щільність постелі в відсаджувальних машинах; якість концентратів

Закінчення табл. 10.1

1	2	3	4
Магнітна сепарація: магнітні сепаратори для сухого і мокрого збагачення, транспортні лінії, акумулюючі збірники	Вимоги аналогічні вимогам для флотаційного і гравітаційного збагачення	Продуктивність; фракційний або матеріальний і гранулометричний склад сировини; якість концентратів і промпродуктів; витрати води і густина пульпи для мокрого збагачення; частота обертання барабана і напруженість магнітного поля сепаратора	Крупність і щільність живлення сепараторів; зміст компонента (заліза) у концентратах і промпродуктах; стабілізація магнітної сприйнятливості розділу
Обезводнення: грохоти, центрифуги, згущувачі, фільтри, сушарки	Одержання кондиційних за вологістю продуктів; регенерація оборотної води	Продуктивність по твердому; вологість продуктів; зміст твердого в підрешітному грохотів, фугатах центрифуг, фільтратах і зливах згущувачів; густина згущеного продукту	Вологість продуктів; оптимізація теплових режимів сушіння

10.11 Нахили жолобів для самопливного транспорту

Однією з умов нормальної роботи збагачувальної фабрики є забезпечення правильного значення нахилів жолобів, труб, лотків і інших елементів самопливного транспорту. Оптимальні нахили залежать від

багатьох факторів – густини матеріалу, розміру і форми кусків сухих продуктів, а для пульп – головним чином від крупності часток і розрідженості. Недостатні нахили приводять до забивання жолобів, замулювання труб і лотків, що викликає необхідність їх частого очищення або створення додаткових заходів, що сприяють прискоренню руху матеріалу, – вібрацій, шурування, подачі додаткової води. Занадто великі нахили жолобів при транспортуванні кускових абразивних матеріалів сприяють підвищенню рівня шуму і швидкому зносу футеровки, а при транспортуванні м'яких руд і вугілля – збільшенню переподрібнення і пилоутворення. Зайве збільшення похилів при транспортуванні пульп приводить до швидкого зносу труб абразивним матеріалом і ошламлювання м'яких матеріалів.

За практичними даними, мінімальні нахили жолобів і труб залежно від крупності і вологовмісту продуктів, що транспортуються, можуть змінюватися в широких межах:

- для сухих продуктів дроблення і грохочення крупністю від 0 до 350 мм нахили варто приймати в межах 35 – 45°;
- для вологих і продуктів, які утримують глину, похили повинні бути збільшені до 60 – 65°, а для кеку фільтрів – до 75 – 80°;
- для обводнених продуктів подрібнення, класифікації, магнітної сепарації нахили складають 3 – 10°, продуктів гравітаційного збагачення – 6 – 15°, продуктів флотації – 2 – 6°.

Для транспортування пульп, що містять тверде у вигляді суспензії, вибирають жолоб з напівкруглим днищем, що забезпечує найменші втрати швидкості пульпи за рахунок тертя. Жолоби прямокутного перетину доцільно використовувати для пульп, що містять більш крупну фракцію, частки якої пересуваються перекочуванням або ковзанням по дну. Висота жолоба повинна бути не менше його потрібної ширини (для запобігання розбризкуванню). Нахил жолоба може бути визначено за графіком (рис. 10.31).

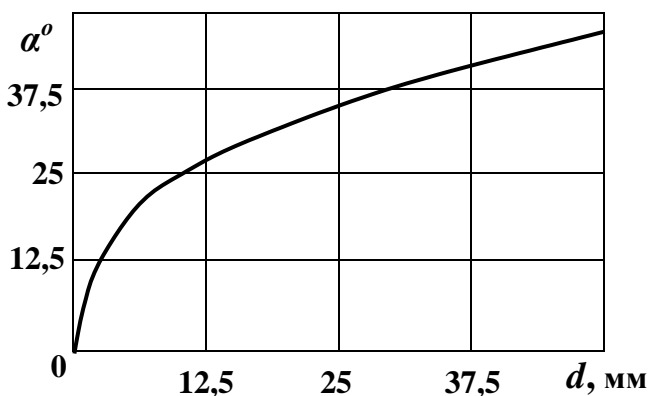


Рис. 10.31 – Залежність похилу жолоба (α°) від крупності частинок (d) матеріалу, що транспортується.

10.12 Допоміжні служби збагачувальних фабрик

Реагентне відділення

Виходячи з номенклатури застосовуваних реагентів, у реагентном відділенні передбачають приміщення для їхнього зберігання і готування.

До складу реагентного господарства збагачувальної фабрики входять: *склади* сухих і рідких реагентів та масел; *реагентне відділення*, призначене для готування розчинів реагентів необхідної концентрації; *дозувальна площадка*, обладнана видатковими бачками і живильниками реагентів і розташовується поблизу флотаційного відділення.

Для зберігання сухих реагентів застосовують склади закритого типу. Вантажно-розвантажувальні роботи і транспортування усередині складу здійснюються автотранспортом і мостовими кранами. Запас реагентів на складі залежно від витрати і умов постачання становить від одномісячної до тримісячної потреби фабрики в них. Для рідких реагентів, що надходять на фабрику в цистернах (крезол, флотаційні масла, аерофлоти, кислоти та ін.), влаштовують пункти зливу цистерн і склади у вигляді резервуарів за типом складів нафтопродуктів.

При проектуванні реагентного відділення керуються такими положеннями:

- для скорочення числа робітників готування реагентів організується в одну зміну;
- при однозмінному готуванні реагентів місткість чана для готових розчинів повинна бути не менш добової потреби в них;
- для кожного реагенту необхідно мінімум два чани – один, обладнаний мішалкою, для розчинення реагентів, другий – видатковий для готового розчину;
- з отруйними і горючими реагентами дозволяється працювати тільки в ізольованому приміщенні з дотриманням спеціальних правил безпеки і правил протипожежної безпеки.

Розчини реагентів на дозувальну площадку перекачуються відцентровими пісковими або кислототривкими насосами. На дозувальній площадці розміщуються видаткові бачки невеликої місткості, які служать для автоматичного наповнення живильників реагентів. Дозувальна площадка звичайно знаходиться в головному корпусі фабрики між відділеннями подрібнення і флотації. Від реагентних живильників до точок подачі реагентів прокладається мережа трубок малого діаметра, бажано пластмасових.

Для розподілу по точках завантаження вапняного молока, масляних емульсій і інших розчинів реагентів, що витрачаються у великих кількостях, їх перекачують по кільцевих трубопроводах з поверненням надлишку розчину у вихідну ємність. При цьому розчин циркулює в обсягах, які у 8 – 10 разів перевищують дійсну витрату.

На фабриках середньої і малої продуктивності реагентне відділення розташовують у прибудові, зв'язаній з бункерами головного корпусу, на фабриках великої продуктивності – в окремому приміщенні.

Ремонтно-механічна служба

Технологічний процес на збагачувальних фабриках залежить від нормальної роботи всього технологічного і допоміжного обладнання. Підтримка стійкої безупинної роботи обладнання є головним завданням ремонтно-механічної служби фабрики.

У складі фабрики передбачаються ремонтно-механічні майстерні загального і спеціального призначення, а в корпусах – ремонтно-монтажні площадки і пункти, що обслуговуються підйомно-транспортними механізмами. Фабрична механічна майстерня призначена для виконання ремонтів обладнання, виготовлення запасних частин, реставрації старих деталей і ремонту окремих вузлів та змінного обладнання. Організація ремонтної служби фабрики багато в чому залежить від специфічних місцевих умов, обсягів виробництва, наявності ремонтної бази на підприємстві і т.п. Найбільш прогресивна форма організації ремонтної служби – централізована, при якій усі капітальні і крупні поточні ремонти виконуються силами централізованих спеціалізованих організацій, а поточних – силами ремонтних підрозділів підприємства.

На збагачувальних фабриках застосовують такі види ремонту: індивідуальний, змінно-вузловий, машинно-змінний, секційний і регламентований. Використання якого-небудь методу ремонту залежить від часу, необхідного на монтаж і демонтаж вузлів або обладнання в цілому. Перевага віддається методу, що забезпечує мінімальний простій обладнання при ремонті.

При *індивідуальному* методі ремонту усі вузли обладнання ремонтуються безпосередньо на місці встановлення агрегатів. Цим методом ремонтують великі млини самоподрібнення і кульові.

При *змінно-вузловому* методі ремонту зношені вузли заміняють на заздалегідь відремонтовані, при цьому агрегат цілком не демонтують. Змінно-вузловим методом ремонтують щоківі і конусні дробарки всіх типорозмірів, пластинчасті і вібраційні живильники, стрічкові конвеєри, флотаційні і відсаджувальні машини, магнітні і важкосередовищні сепаратори, класифікатори, згущувачі, контактні чани, вакуум-фільтри, сушильні барабани.

При *машинно-змінному* методі ремонту агрегат демонтують повністю і на його місце встановлюють відремонтований. Машинно-змінним методом ремонтують насоси, гідроциклони, грохоти, щелепні затвори.

Секційний метод ремонту застосовується в основному на флотаційних збагачувальних фабриках. При цьому методі одночасно ремон-

тують усе технологічне обладнання секції, починаючи від живильників і конвеєрів дрібнодробленої руди і кінчаючи флотомашинами.

Блоки флотаційних машин замінюють за типом *регламентованого* ремонту, при якому всі або певну частину блоків замінюють відповідно до графіка незалежно від їхнього технічного стану.

Включення в проект того або іншого методу ремонту залежить від числа апаратів, терміну служби вузлів, часу їхньої заміни і схеми фабрики. Прийнятий у проекті метод ремонту в значній мірі визначає організацію ремонтної служби і вибір вантажопідйомних засобів. Вибір вантажопідйомних засобів здійснюється з урахуванням маси і габаритів вузлів і складових одиниць, а також прийнятого методу ремонту (табл. 10.2). Як вантажопідйомні засоби на збагачувальних фабриках використовуються мостові опорні і підвісні, козлові, напівкозлові, консольно-поворотні крани, монорейки з електричними телями і наземні транспортно-навантажувальні засоби.

Таблиця 10.2 – Вибір вантажопідйомності мостових кранів

Відділення	Агрегат	Маса і габарити вузла, який визначає вибір вантажопідйомності мостових кранів
1	2	3
Дроблення	ЩДП ЩДС ККД КСД КМД М, ДДЗ Грохот Конвеєр стрічковий	Щока рухома в зборі Вал зі щокою в зборі Траверса з дроблячим конусом Дроблячий конус або дробарка в зборі Блок опорний або дробарка в зборі Ротор Агрегат у зборі Приводний барабан

Закінчення
табл.10.2

1	2	3
Подрібнення	Млини (до 6 шт.) - « - (від 6 до 12 шт.) - « - (більше 12 шт.)	Барабан з торцевою кришкою і вінцевою шестернею Барабан з торцевою кришкою, вінцевою шестернею і футеровкою Барабан з торцевою кришкою, вінцевою шестернею, футеровкою, дроблячим середовищем і пульпою
Гравітації	СКВП МО МОД, СКО, СВ	Елеваторне колесо Камера в зборі Агрегат у зборі

Магнітної сепарації	Насос ПБС, ЕБМ та ін.	Агрегат у зборі Агрегат у зборі
Флотації	МФУ, ФМ та ін.	Аератор або двокамерна секція
Фільтрування	ДУ БОУ	Ванна Барабан
Сушіння	СБ	Бандаж або половина вінцевої шестерні

Фабрична лабораторія

Фабрична лабораторія поєднує дві лабораторії: збагачувальну і експрес-лабораторію контролю технологічного процесу.

Збагачувальна лабораторія призначається для попередніх випробувань збагачуваності окремих різновидів корисних копалин, що переробляються на збагачувальній фабриці; дослідження окремих операцій і вузлів технологічної схеми фабрики для встановлення оптимальних режимів обробки; дослідження нових реагентних режимів.

Експрес-лабораторія служить для оперативного контролю якості і кількості корисної копалини та продуктів збагачення; контролю концентрації реагентів у приготовлених розчинах і залишкових концентрацій у пульпі; контролю йонного складу рідкої фази пульпи.

Фабрична лабораторія розміщується в головному корпусі збагачувальної фабрики або в приміщенні центральної хімічної лабораторії. При розміщенні лабораторії в головному корпусі вона повинна бути захищена від проникнення курного і вологого повітря з технологічних відділень фабрики, а також від шуму і вібрацій.

11 ГЕНЕРАЛЬНИЙ ПЛАН ЗБАГАЧУВАЛЬНОЇ ФАБРИКИ

11.1 Вибір майданчика для будівництва фабрики

Вибір майданчика для будівництва промислового підприємства – одне з перших завдань проектування. Вибір району і конкретної майданчика будівництва збагачувальної фабрики здійснюється на стадії техніко-економічного обґрунтування (ТЕО) і оформляється актом про вибір майданчика, який складається комісією, призначеною міністерством або

відомством – замовником проекту. Правильно обране місце розташування фабрики повинно забезпечити:

- найбільш економічні і надійні умови транспортування сировини і концентратів, складування відходів і виробничого водопостачання;
- ритмічність і надійність експлуатації фабрики і породного господарства;
- найбільш зручні і безпечні транспортні зв'язки між фабрикою і житловим селищем;
- найповнішу відповідність вимогам по охороні навколишнього середовища і використанню природних ресурсів.

Збагачувальна фабрика звичайно розташовується на землях малопродуктивних або непридатних для сільськогосподарського використання. Однак розміщення фабрики не допускається:

- у зонах зсувів, селів, паводків, снігових лавин і активного карсту;
- у небезпечних зонах відвалів породи вугільних і сланцевих шахт, а також на ділянках, забруднених радіоактивними відходами до закінчення термінів, встановлених органами санітарної служби;
- у зонах санітарної охорони джерел питного водопостачання, на територіях лісів і лісопарків, що виконують санітарно-гігієнічні функції, і на землях заповідників і їхніх охоронних зон.

Майданчик для будівництва збагачувальної фабрики повинен мати найбільш економічні будівельні характеристики, до яких належать топографічні і інженерно-геологічні умови. Рельєф майданчика впливає на проектно-компонувальні рішення основних корпусів і експлуатаційні умови, що обумовлюється широким застосуванням самопливного транспорту продуктів переробки між апаратами і корпусами, а також вимогами змиву і дренажу підлоги першого поверху в корпусах фабрики. Майданчик повинен мати мінімальний нахил 10 – 15°, інакше він буде заболочуватися поверхневими водами. Самопливний дренаж дозволяє усунути небезпеку затоплення траншей, зумпфів, тунелів при виході з ладу або перевантаження дренажних насосів. Якщо за топографічними умовами стоки з найбільш низьких відміток вивести за межі збагачувальної фабрики самопливом неможливо, то для відкачування переливів повинні бути передбачені аварійні насоси.

Стосовно родовища корисної копалини і заводу-споживача концентратів можливі три варіанти розташування майданчика збагачувальної фабрики: при родовищі, при заводі і між ними.

Найбільш економічний варіант розташування збагачувальної фабрики при руднику, особливо якщо продуктивність фабрики по концентрату мала. При цьому доцільно розташувати крупне дроблення на руднику і тим самим спростити транспортування руди на фабрику. Якщо рудник знаходиться високо над джерелом водопостачання, то може виявитися більш вигідним варіант розташування фабрики не на руднику, а

біля джерела водопостачання, для того щоб не піднімати велику кількість води на значну висоту.

Якщо руда багата, вихід концентрату і продуктивність фабрики великі, то економічніше розташувати збагачувальну фабрику на території заводу. У цьому випадку спрощується складське господарство, транспортування концентрату і втрати концентрату, неминучі при залізничних перевезеннях.

При розташуванні збагачувальної фабрики при руднику або заводі спрощується управлінська структура, знижуються витрати на водо-, енерго- і матеріалопостачання, ремонтне господарство, культурно-побутове і комунальне обслуговування трудящих.

Якщо з якихось причин розмістити збагачувальну фабрику при руднику або заводі не можна, то потрібно прагнути побудувати її на мінімальній відстані від них. Оптимальне розташування збагачувальної фабрики, що одержує сировину з декількох рудників, визначається з умов мінімальних витрат на транспортування сировини і концентратів.

При розташуванні фабрики на похилому майданчику можна максимально використовувати самопливний транспорт. У цьому випадку видалення і складування дрібних мокрих відходів найбільш економічне.

Розміри і конфігурація промислового майданчика повинні допускати розміщення будівель і споруд відповідно ходу технологічного процесу, а також можливість розширення фабрики. Майданчик повинен зручно приєднуватися до найближчої залізничної станції або автомобільної дороги. По можливості майданчик повинен розташовуватися поблизу населеного пункту, мереж водо- і енергопостачання, а також інших підприємств, з якими фабрика може кооперуватися з різних виробничих і комунально-побутових питань.

Розташування будівель і споруд на майданчику збагачувальної фабрики проектується з урахуванням «рози вітрів», тобто усі виробничі будівлі, що спричиняють виробничі шкідливі фактори (дим, пил, шум), повинні бути розташовані з підвітряного боку по відношенню до інших будинків і житлового фонду. Відповідно до діючих норм проектування для підприємств по видобуванню і переробці корисних копалин встановлено такі розміри санітарно-захисних зон:

- від збагачувальних фабрик для металічних руд без гарячої обробки, фабрик з мокрими процесами і вуглебрикетних фабрик – 300 м;
- від кар'єрів відкритих робіт, відвалів і складів при видобуванні і переробці доломітів, магнезитів, азбесту, руд металів і металоїдів, за винятком свинцевих, миш'якових і марганцевих, – 300 м;
- від кар'єрів відкритих робіт, відвалів і складів при видобуванні і переробці горючих сланців, антрацитів, кам'яного і бурого вугілля, залізних руд, фосфоритів, апатитів, колчеданів – 500 м;

- від кар'єрів відкритих робіт, відвалів і складів при видобуванні і переробці свинцевих, миш'якових і марганцевих руд – 1000 м.

У санітарній зоні допускається розміщення пожежних депо, гаражів, складів, адміністративних і торгових будинків і т.п. Територія санітарно-захисної зони повинна бути упорядкована й озеленена.

11.2 Принципи проектування генерального плану

Основою для проектування генерального плану збагачувальної фабрики є *ситуаційний план* (рис. 11.1), для складання якого використовуються картографічні плани в масштабі М1:10000 або М1:25000. Як правило, схеми ситуаційних планів характеризують різноманіття планувальних рішень гірничо-збагачувального комплексу залежно від технології переробки руди, видів транспорту, природних умов району, рельєфу території, сейсмічності і інших факторів.

Основним завданням розробки ситуаційного плану є вибір раціонального місця розташування збагачувальної фабрики.

Генеральним планом збагачувальної фабрики називається план взаємного розташування будівель, споруд, складів, залізничних колій, безрейкових доріг і інших комунікацій.

Проект генерального плану, як і проект усієї збагачувальної фабрики, складається з двох стадій. Головною частиною генерального плану є схема споруд, що фіксує взаємне розташування основних виробничих цехів і їхні транспортні зв'язки, а також споруд для подачі сировини на фабрику і відвантаження концентратів. Після складання схеми споруд на генеральний план наносять допоміжні цехи і служби, транспортні шляхи, інженерні мережі, благоустрій та ін. При розробці генерального плану і схеми споруд керуються такими положеннями:

схема споруд повинна складатися з урахуванням інженерно-геологічних і гідрогеологічних умов майданчика, особливо для корпусів з важким технологічним обладнанням і динамічними навантаженнями; схема повинна бути простою, компактною і забезпечувати найкоротші шляхи для сировини і продуктів збагачення;

приймальні пристрої для сировини і готових продуктів, склади палива і матеріалів повинні розташовуватися так, щоб довжина залізничних колій і необхідний для їхнього проведення обсяг земляних робіт були мінімальними;

цехи і споруди, зв'язані однорідністю технології, спільністю умов енергоспоживання, вантажопотоків, протипожежними вимогами і т.п., треба поєднувати на окремих ділянках території, тобто дотримуватися принципу зонування. В особливі зони виділяють ТЕЦ, котельню, адміністративно-побутовий комбінат, матеріальний і інші склади;

будівлі і споруди треба розміщати компактно; невеликі будівлі доцільно об'єднати в один блок (корпус), що має в плані правильну форму;

розміщати споруди треба з урахуванням санітарно-технічних вимог щодо освітленості, вентиляції і ін.;

допоміжні приміщення, трансформаторні підстанції, вентиляторні установки, насосні, проміжні і видаткові склади варто вбудовувати в будинки основних виробничих цехів;

допоміжні цехи і склади треба розташовувати якомога ближче до основних цехів, що обслуговуються ними;

цехи з підвищеним утворенням пилу і газу повинні розміщатися на межі промислового майданчика і з підвітряного боку;

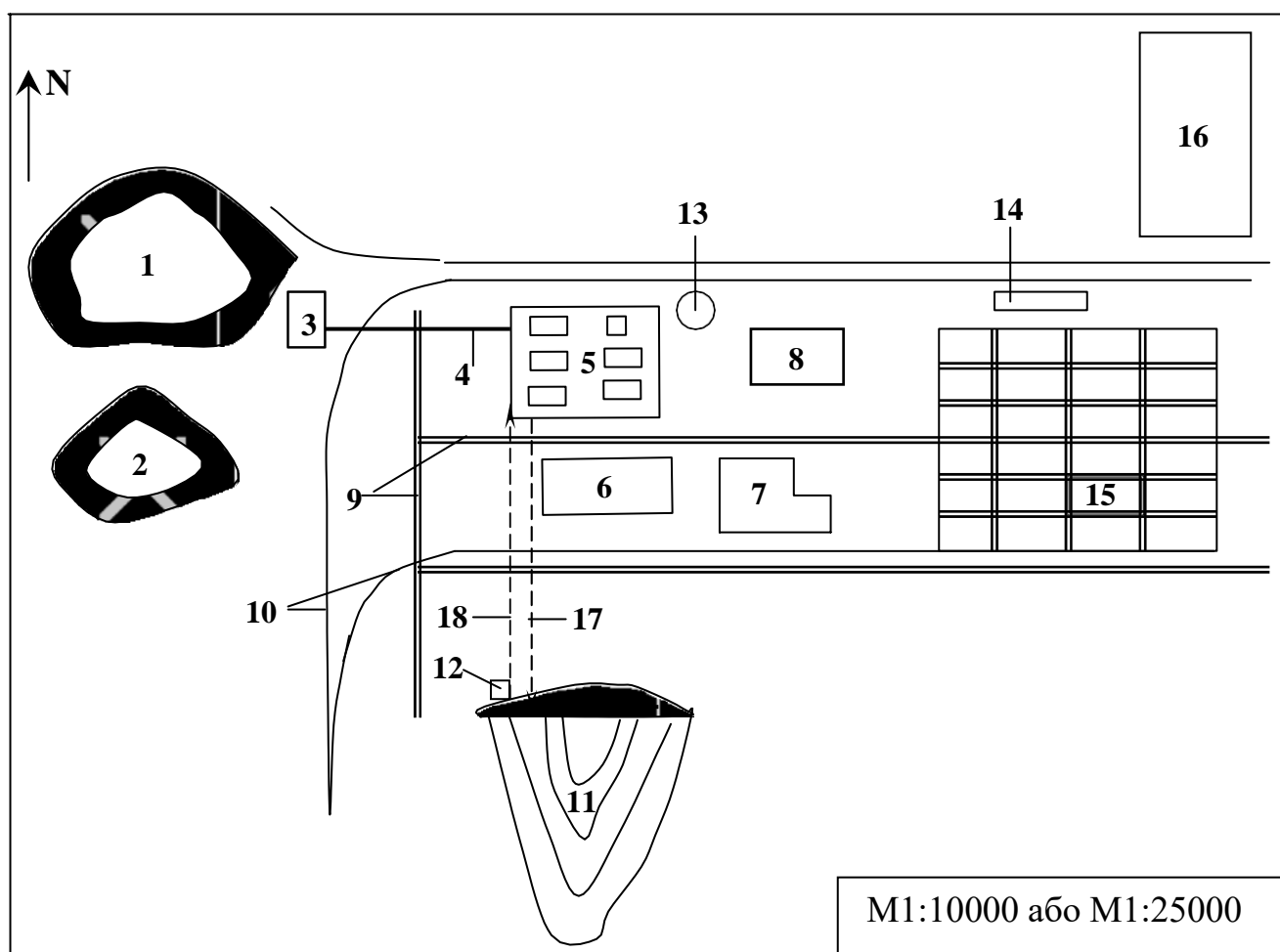


Рис. 11.1 – Схема ситуаційного плану розміщення збагачувальної фабрики:
 1 - кар'єр; 2 – відвал пустої породи; 3 – корпус крупного дроблення; 4 – галерея стрічкового конвеєра; 5 - збагачувальна фабрика; 6 – ТЕЦ; 7 – ремонтно-механічний завод; 8 – електропідстанція; 9 – автодороги; 10 – залізниця; 11 - басейн-сховище дрібних відходів; 12 – насосна станція оворотної води; 13 – залізнична станція фабрики; 14 - залізнична станція МШ; 15 – місто; 16 – завод-переробник; 17 – пульпопровід; 18 – водовід оворотної води.

Генеральний план повинен бути чітко спланованим у відношенні прямолінійності доріг і проїздів, а також правильності обрисів забудови, тобто корпуси треба розташовувати рядами паралельно великій або малій осі промислового майданчика збагачувальної фабрики;

проїзди і розриви між будівлями і спорудами та транспортом повинні задовольняти вимоги габаритів наближення будівель до шляхів транспорту, протипожежні і санітарні норми;

інженерні мережі різного призначення варто прокладати в загальних траншеях, каналах, колекторах, з дотриманням правил техніки безпеки, санітарних і протипожежних вимог;

територія промислового майданчика збагачувальної фабрики повинна бути максимально використана під забудову. При цьому витрати на підготовку майданчика для виконання будівельних робіт повинні бути мінімальними.

При проектуванні генерального плану враховується черговість будівництва фабрики і можливість її розширення.

11.3 Норми й вимоги при проектуванні генерального плану

Геодезична основа генерального плану збагачувальної фабрики для вирішення горизонтального і вертикального планування промислового майданчика – топографічна зйомка. Для складання генерального плану використовується топографічна зйомка в масштабах М1:500, М1:1000 і М1:2000.

Основа планувальних рішень генерального плану фабрики – технологічна схема переробки корисної копалини і застосовувані процеси збагачення.

За структурою компоновальних рішень схеми споруд основного технологічного комплексу фабрики необхідно виділити характерні цикли процесу залежно від застосовуваного виду міжцехового транспорту – стрічкових конвеєрів і трубопровідного гідравлічного транспорту.

Відстані між корпусами визначаються допустимими кутами нахилу стрічкових конвеєрів залежно від крупності матеріалу, а також від похилу рельєфу майданчика.

Оптимальні кути нахилу стрічкових конвеєрів для транспортування матеріалу приймають: при крупності до 350 мм - 14-16°, при крупності до 100 мм - 16-18° і при крупності до 35 мм - 20°.

Відстані між корпусами, міжцехові зв'язки яких здійснюються трубопровідним гідротранспортом, визначаються вимогами санітарних і протипожежних норм проектування промислових підприємств.

Санітарні розриви між будинками з природним освітленням повинні бути не менші найбільшої висоти до верху карниза протилежних будівель і споруд. Санітарні розриви від відкритих складів вугілля і інших

горючих матеріалів до виробничих і допоміжних будинків повинні бути не менше 50 м.

Будівлі, однорідні за санітарно-гігієнічними ознаками, варто розташовувати групами. Цехи і відділення фабрики з підвищеним виділенням шкідливих викидів (пилу, диму) повинні розташовуватися з підвітряного боку щодо інших об'єктів. Підвітряний бік визначається за графіком «рози вітрів» теплого періоду року, виходячи з переважного напрямку вітрів (рис. 11.2). На графіку напрямок вітру визначається лінією, спрямованою до центра перетину ліній «Північ – Південь» і «Захід – Схід», а повторюваність або швидкість вітру – довжиною цієї лінії.

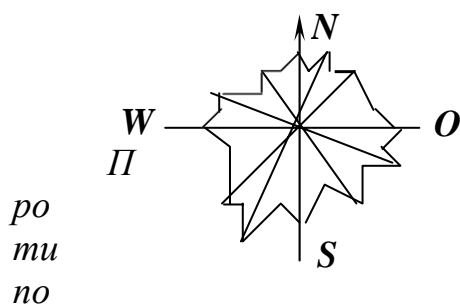


Рис. 11.2 – Графік «рози вітрів».

жежні розриви між виробничими будівлями і спорудами встановлюються залежно від ступеня вогнестійкості і категорії виробництва за вибуховою і пожежною небезпечкою протилежних будівель. Будівлі і споруди збагачувальних фабрик мають в основному високу вогнестійкість (I і II ступінь), а також низьку вибухову і пожежну небезпечку виробництва (категорії Д і Г), тому відстані між ними в більшості випадків не нормуються.

Для будинків з категоріями виробництва Б і В, до яких відносять деякі вуглезбагачувальні фабрики, маслостанції, відділення складування і готування реагентів, мінімальні розриви встановлюються в межах 9 – 12 м.

Розриви між будівлями фабрики і складами палива, паливно-мастильних і легкозаймистих матеріалів устанавлюються 18 – 42 м залежно від вогнестійкості будівель і місткості складів.

Для залізничного внутрішньофабричного транспорту на збагачувальних фабриках застосовується тупикова схема колій. Похили залізничних колій не повинні перевищувати 0,03, у важких умовах допускається – 0,04. Максимальний радіус заокруглення колій приймається не більше 1000 м, мінімальний – 250 м, у важких умовах – 150 м. Нормальна відстань між осями двох шляхів широкої колії – 4100-5000 мм, вузької – 3000 – 3500 м.

Мережа внутрішньофабричних автодоріг повинна забезпечувати об'їзд кварталів з усіх боків і зручно з'єднувати виробничі цехи зі складами. Ширина головних фабричних вулиць приймається 20 – 30 м, ширина тротуарів – 1,5 м. Дороги повинні забезпечувати також своєчасний

і безперешкодний під'їзд пожежних автомобілів. При ширині будинків до 18 м автодороги повинні забезпечити під'їзд до них з одного боку, при ширині будинку більше 18 м – по обидва боки.

Перетинання автодоріг між собою і з залізничними коліями влаштовують під кутом 90° , у важких умовах цей кут може бути зменшений до 45° .

Адміністративно-побутовий комбінат повинен бути розташований по лінії відводу земель.

Використання території промислового майданчика збагачувальної фабрики оцінюється щільністю забудови, що визначається як відношення площі забудови до загальної площі території фабрики, включаючи площу, зайняту віялом залізничних колій.

Площа забудови визначається як сумарна площа, зайнята будівлями і спорудами усіх видів (склади, естакади, галереї, тунелі, інженерні комунікації, тротуари і т.д.), а також включає площі, зарезервовані для розширення фабрики відповідно до завдання на проектування фабрики.

Мінімальна щільність забудови нормується СНіП II-М.1-71 (табл.11.1), залежно від продуктивності збагачувальної фабрики і виду сировини, що переробляється.

Зразок зображення схеми генерального плану вуглезбагачувальної

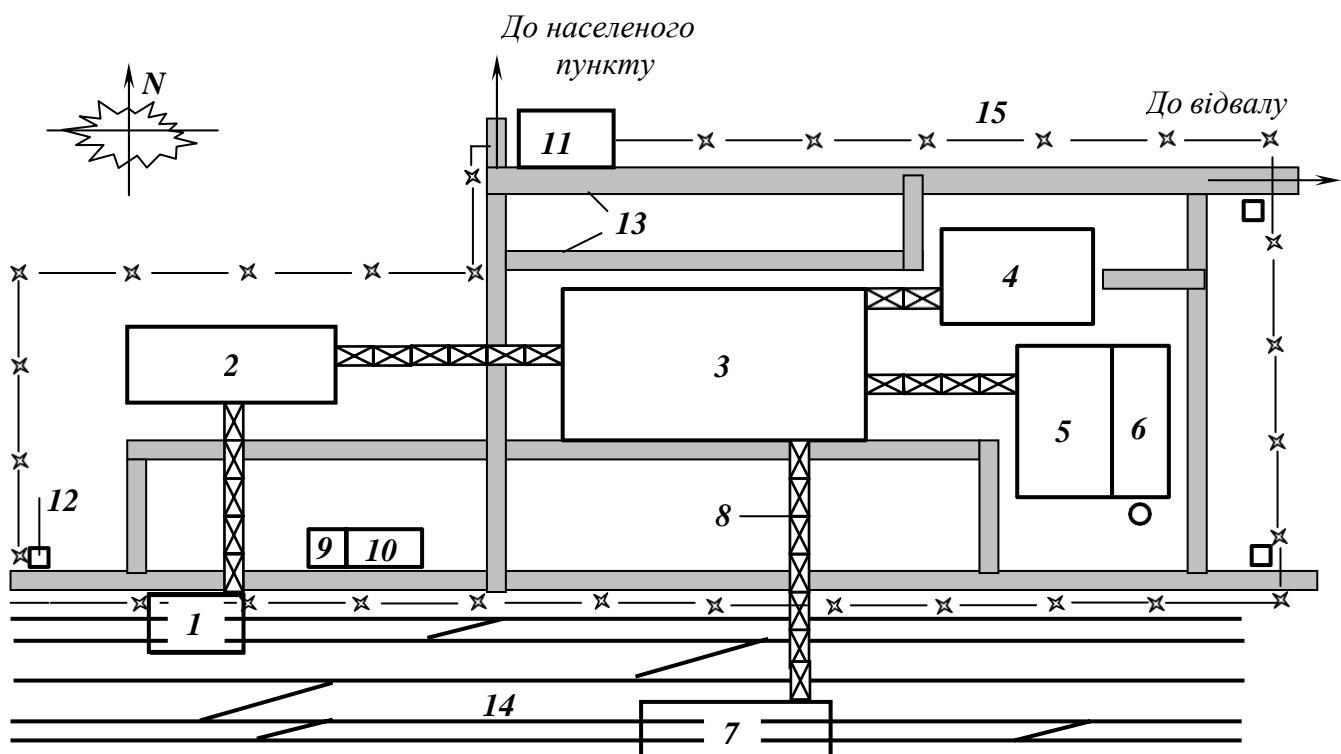


Рис. 11.3 - Схема генерального плану вуглезбагачувальної фабрики:

1 – відділення прийому вугілля; 2 – дозувально-акумуляючі бункери; 3 – головний корпус фабрики; 4 – фільтр-пресове відділення; 5 – відділення сушіння концентрату; 6 – котельня; 7 – навантажувальні бункери; 8 – галереї; 9 – склад запасних частин обладнання; 10 – механічна майстерня; 11 – адміністративно-побутовий комбінат; 12 – прохідні; 13 – автодороги; 14 – залізниця; 15 – лінія відведення земель.



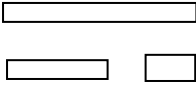

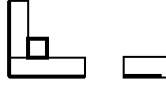

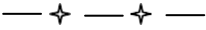


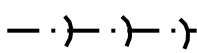


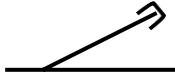

фабрики наведено на рис. 11.3.

Таблиця 11.1 – Щільність забудови території збагачувальної фабрики

Фабрики для збагачення	Продуктивність, млн т/рік	Щільність забудови, %
руд чорних металів	5 -15	27
	більше 15	30
руд кольорових металів	5 - 20	22
	більше 20	27
вугілля (ГЗФ і ЦЗФ)	-	23

Деякі умовні позначення, що використовуються при проектуванні генеральних планів, наведено в табл. 11.2.

Таблиця 11.2 – Умовні позначення на генеральних планах

Найменування споруд	Умовні позначення	Найменування споруд	Умовні позначення
Будівлі і споруди		Залізнична колія у виїмці	
Озеленені смуги, доріжки і тротуари		Залізнична колія на насипу	
Огорожа, вишки, ворота		Автодороги	
Смуга відведення земель		Виробничий водопровід	
Укіс, тераси, підпірна стінка		Виробнича каналізація	
Відкритий склад		Повітряна мережа високої напруги	
Залізничні колії		Повітряна мережа низької напруги	

12 ОСНОВИ БУДІВЕЛЬНОЇ СПРАВИ

12.1 Вимоги до виробничих будівель збагачувальних фабрик

Основою формування виробничої будівлі служить насамперед її функціональне призначення, що визначається схемою обладнання, яка розроблюється в технологічній частині проекту. У результаті розробки проекту визначаються об'ємно-планувальні рішення будівель, конструктивні рішення каркасу і вибір матеріалів, розміщення комунікацій та ін. При цьому виробничі будівлі збагачувальної фабрики повинні відповідати певним технічним вимогам:

- мати міцні і довговічні конструктивні елементи, які забезпечують можливість експлуатації будівель протягом наміченого терміну служби при тих несприятливих умовах, що можуть мати місце (навантаження, температура, вологість, агресивність середовищ);

- мати достатню стійкість щодо вітрових, снігових, сейсмічних і інших навантажень;

- задовольняти протипожежні вимоги.

Для створення сприятливих санітарно-гігієнічних умов праці у виробничих будинках повинні бути забезпечені:

- необхідний рівень і якість природного і штучного освітлення робочих місць;

- вентиляція приміщень з необхідною кратністю повітрообміну;

- відведення зайвого тепла і вологи або підігрів приміщення з метою створення необхідних температурно-вологісних режимів;

- виключення впливу вібрацій від технологічного обладнання на працівників;

- локалізація шкідливих виробничих речовин у місцях утворення або виділення і їх видалення.

Істотний вплив на формування типів виробничих будівель роблять природнокліматичні фактори районів будівництва і характер здійснюваного на них виробництва.

12.2 Умови експлуатації будівель і споруд збагачувальних фабрик

Збагачувальні фабрики розташовують у всіх кліматичних зонах, тобто там де вони необхідні. Тому будівництво деяких гірничо-збагачувальних підприємств може бути намічене в необжитих, суворих за кліматичними і складних за геологічними та гідрогеологічними умо-

вами районах, віддалених від основних транспортних магістралей, при відсутності баз будівельної індустрії і енергоресурсів.

Різні поєднання кліматичних, геологічних, топографічних умов у районах будівництва, надлишок або нестача сонячної радіації, сейсмічні впливи, властивості ґрунтів і багато інших факторів істотно впливають на прийняті в проектах об'ємно-планувальні і архітектурно-будівельні рішення, що в ряді випадків приводить до ускладнень при здійсненні будівельно-монтажних робіт. При цьому варто мати на увазі, що вартість будівництва збагачувальної фабрики у віддалених від центру районах у 3 – 6 разів вища, ніж у центральних.

Отже, при проектуванні збагачувальної фабрики повинні бути враховані такі фактори: температура зовнішнього повітря, вітер, сейсмічні впливи, інженерно-геологічні і гідрогеологічні умови місцевості, агресивні впливи середовищ.

Температура зовнішнього повітря враховується при розрахунку конструкцій на температурні впливи, при теплотехнічному розрахунку огорожуючих конструкцій, виборі марки сталі і визначенні морозостійкості цегляних і бетонних конструкцій. Нормативні значення температури зовнішнього повітря визначаються за формулами:

- у теплий час року:

$$t_{т.н.} = t_{vII} + \Delta_{vII}, \quad (12.1)$$

- у холодний час року:

$$t_{х.н.} = t_I + \Delta_I, \quad (12.2)$$

де t_{vII} і t_I – багаторічні середньомісячні липнева і січнева температури повітря, °С;

Δ_{vII} і Δ_I - відхилення середньої температури найбільш теплої і найбільш холодної доби від значень t_{vII} і t_I , °С.

Для масивних огорожуючих конструкцій і систем опалення враховується середня температура повітря найбільш холодних п'ятиденок (з восьми зим за п'ятдесятирічний період); для легких огорожуючих конструкцій враховується середня температура повітря найбільш холодної доби.

Температурні дані приймаються за СНіП II-A6 - 73 і СНіП II-6 – 74.

Вітер – один з основних елементів клімату, що враховується при проектуванні генерального плану комплексу споруд збагачувальної фабрики, при виборі санітарних розривів і взаємного розташування корпусів фабрики і будинків з великим пило- і газоутворенням. Вплив вітру варто враховувати при виборі профілю будинку, конструкції світлоотворів,

орієнтації схилу покрівлі в сніжних районах (для зниження снігового навантаження).

Дані багаторічних спостережень по вивченню вітрового клімату зображують у вигляді спеціальної діаграми – «рози вітрів» (рис.11.2). Залежно від охоплюваного періоду розрізняють річну, сезонну і місячну «рози вітрів». «Роза вітрів» характеризує повторюваність і швидкість вітру, вона складається на основі вимірів на висоті 10 м. Усереднені дані про вітри для характерних пунктів наведені в СНіП II-A8 – 73.

Сейсмічні впливи визначаються в балах за шкалою Ріхтера. На майданчиках, сейсмічність яких не перевищує 6 балів, сейсмічний вплив не враховується. У відповідності з будівельними нормами (СНіП II-7 – 81) будівлі і споруди, зведені у районах із сейсмічністю 7–9 балів, повинні проектуватися з урахуванням сейсмічних впливів. На майданчиках, сейсмічність яких перевищує 9 балів, зводити будівлі і споруди не допускається.

При проектуванні збагачувальних фабрик у сейсмічних районах необхідно застосовувати матеріали, конструкції і конструктивні схеми, які забезпечують найменші значення сейсмічних навантажень. Будівлі і споруди, як правило, повинні мати симетричні конструктивні схеми, рівномірний розподіл мас і навантажень.

Інженерно-геологічні і гідрогеологічні умови місцевості визначають вибір не тільки типу і розмірів фундаментів під каркаси будівель і обладнання, але й у багатьох випадках самого майданчика будівництва збагачувальної фабрики, тому що сильно закарстовані, льодонасичені вічномерзлі ґрунти і деякі інші для будівництва споруд з великими навантаженнями і високою динамікою обладнання непридатні. Тому проектуванню збагачувальної фабрики передують інженерно-геологічні дослідження, де повною мірою повинні бути відбиті особливості рельєфу місцевості і її сейсмічність, розташування прилеглих водойм і рівень підземних вод, геологічна будівля і генезис ґрунтів. Проектування основ будинків і споруд, а також фундаментів під важке обладнання з динамічними навантаженнями без відповідних інженерно-геологічних обґрунтувань не допускається. Фундаменти розраховуються на підставі геологічних досліджень у відповідності зі СНіП II-18 – 76, СНіП II-19 – 79 і СНіП 2.02.01 – 83.

Агресивні впливи середовищ на будівельні конструкції викликані специфічними умовами збагачувальних процесів: застосування у великих кількостях води, наявність переливів з обладнання, виділення газів і пилу, що містять солі металів, застосування реагентів, агресивних до будівельних конструкцій.

За ступенем впливу на конструкції середовища підрозділяють на неагресивні, середньо- і сильноагресивні. Ступені впливу середовищ на металеві і неметалеві конструкції наведено в СНіП II-28 – 73.

Ступінь впливу середовищ на конструкції визначається:

- для газових середовищ – видом і концентрацією газів, розчинністю газів у воді, вологістю і температурою;
- для рідких середовищ – наявністю і концентрацією агресивних агентів, температурою, напором і швидкістю руху рідини біля поверхні конструкції;
- для твердих середовищ (солі, аерозолі, пил, ґрунти) – дисперсністю, розчинністю у воді, гігроскопічністю, вологістю навколишнього середовища.

Лужні розчини з концентрацією більше 10 – 15 % агресивні стосовно звичайних бетонів, у яких інтенсивно руйнуються кислі складові (добавки трепелу, кварцового піску, граніту). Для бетонних і залізобетонних конструкцій, що піддаються впливу лужних розчинів, рекомендується застосовувати чисто клінкерний портландцемент, щільні бетони (марки не менш В-6) і вводити добавки 1 % хлорного заліза та 0,2 % сульфітно-спиртової барди. Як заповнювачі можуть бути використані щільний вапняк, серпентиніт, мармур, базальт.

Кислі середовища також становлять небезпеку для будівельних конструкцій. Для захисту будівельних конструкцій від впливу кислот будь-яких концентрацій (крім гарячої фосфорної, плавикової і крем'янофлуористої), а також розчинів кислот, солей і газів передбачаються кислототривкі бетони, будівельні розчини і замазки, приготовлені на натрієвому або калієвому рідкому склі з введенням як ініціатора твердіння крем'янофлуористого натрію з наповнювачем із подрібнених кислотостійких порід з добавками, що підвищують водостійкість і щільність (силікагель, парафінова емульсія).

При проектуванні будівель і споруд, що піддаються впливу агресивного пилу, газів і рідин, повинні виконуватися такі вимоги:

- застосування алюмінію, оцинкованої сталі або металевих захисних покриттів не допускається для виробництв, де використовується твердий луг, сода або інші солі з лужною реакцією, а також для виробництв, де є пил, що містить мідь, нікель, ртуть, олово, свинець або їхні сполуки;
- сталеві і алюмінієві конструкції з тавровими перетинами, з двох кутиків, з незамкненими прямокутними перетинами, двотавровими перетинами, з швелерів або з гнutoго профілю в будівлях і спорудах із середньо- і сильноагресивними середовищами не допускається;
- форма поверхні стін і стелі, а також перетину елементів конструкцій повинні виключити можливість скупчення або застою агресивних газів, рідин, пилу;
- у приміщеннях з пильним виробництвом повинен бути забезпечений змив стін і підлоги;
- елементи конструкцій повинні проектуватися з урахуванням можливості поновлення антикорозійного захисту;

- сталеві конструкції будинків для виробництв із сильноагресивними середовищами повинні проектуватися з безперервними стінками.

Одноповерхові опалювальні будинки з легкими металевими конструкціями повинні проектуватися для виробництв із неагресивними або слабоагресивними середовищами. Для виробництв зі середьоагресивними середовищами їхнє застосування допускається тільки за умови захисту несучих конструкцій від корозії у відповідності зі СНіП II-28–73. В умовах виробництв із сильноагресивними середовищами застосування таких конструкцій не допускається. При сильноагресивних середовищах проектування хімічного захисту повинно виконуватися спеціалізованою організацією.

12.3 Будівельні матеріали

Будівельні матеріали розділяються на природні і штучні.

Кам'яні матеріали, придатні для будівництва у своєму первісному вигляді, називаються *природними*. Матеріали, придатні лише після відповідної обробки, називаються *штучними*.

Сировиною для одержання природних і штучних кам'яних матеріалів, а також в'язких речовин служать гірські породи.

Природні матеріали. Залежно від умов утворення гірські породи поділяються на *вивержені, осадові і метаморфічні*.

До *вивержених гірських порід*, найчастіше застосовуваних у будівництві, належать граніт, діорит, габро, діабаз, базальт. Для них характерні висока міцність і щільність, густина, трудність обробки, здатність поліруватися, гарний зовнішній вигляд, розмаїтість розцвічення. Тому вони широко використовуються для облицювання, зведення монументальних споруд і архітектурних деталей.

До вивержених також належать різні вулканічні породи: попел, пемзи, туфи, лави. Для них характерні невелика міцність і щільність, густина, висока пористість. Вони застосовуються при зведенні стін, як заповнювачі легких і теплих бетонів та активних добавок при виробництві в'язких речовин.

До *осадових гірських порід*, застосовуваних у будівництві, належать піщаник, вапняк, гіпс, доломіт.

Піщаник застосовують для кладки стін неопалюваних будинків, фундаментів, підпірних стін, сходинок, тротуарів, облицювання будинків, у вигляді буту і щебеню при будівництві доріг, як баласт для залізничних колій.

Вапняк використовується для виробництва в'язких речовин, облицювального і будівельного матеріалу, як бутовий камінь.

Гіпс є сировиною для виробництва повітряного в'язучого, будівельного гіпсу, а також застосовується як облицювальний матеріал для обробки під мрамур.

Доломіт використовується для виробництва щебеню, облицювальних плит, вогнетривів і в'язких речовин.

З осадових порід у будівництві також використовуються трепели, діатоміти, крейда.

До *метаморфічних гірських порід*, застосовуваних у будівництві, відносять гнейси, глинисті сланці, мармур, кварцити.

Гнейси використовуються переважно як матеріал для облицювальних плит, у вигляді бутового каменю для кладки стін і фундаментів неопалюваних будинків.

Глинисті сланці легко розколюються на плитки. Добре протистоять атмосферним впливам, що дозволяє використовувати їх як місцевий покрівельний матеріал.

Мармур застосовується головним чином для облицювання внутрішніх поверхонь будинків, тому що він має слабку хімічну стійкість при впливі сірчистих газів і вологи повітря.

Кварцити використовуються головним чином у вигляді щебеню, буту, баласту, заповнювачів бетонів.

Штучні матеріали. Поширення в будівництві одержали штучні матеріали, які мають різноманітні властивості і задовольняють різні вимоги. До штучних будівельних матеріалів відносять: керамічні матеріали і стінові блоки, металеві і полімерні вироби, тепло- і гідроізоляційні матеріали, лісові матеріали, будівельне скло, матеріали для малярських і обклеювальних робіт.

Керамічні вироби, що використовуються в будівництві, - цегла, черепиця покрівельна, плитки для облицювання стін і підлоги, труби дренажні і каналізаційні. Універсальність властивостей, різноманітний асортимент, висока міцність і довговічність керамічних виробів дозволяють використовувати їх у найрізноманітніших конструкціях будинків і споруд (від фундаменту до покрівлі).

Стінові блоки з пористих бетонів призначені для кладки стін і перегородок будинків.

Лісові матеріали знаходять широке застосування в будівництві завдяки своїм якостям: високій міцності, низькій теплопровідності, легкості механічної обробки. Але в той же час лісовим матеріалам властиві легка займистість, здатність до гниття і руйнування. Застосовувані в будівництві лісові матеріали підрозділяють на круглі, пиломатеріали, напівфабрикати і вироби. Для різних будівельних виробів частіше застосовують хвойні породи (сосна, ялина, модрина, кедр). Листяні породи (дуб, бук, ясен, береза) використовують головним чином для столярних робіт і внутрішньої обробки приміщень. Відходи деревини (тирса, стружка) використовуються для виробництва пресованих дощок і плит.

Використанню *металевих виробів* сприяє їхня висока міцність, пластичність, підвищена тепло- і електропровідність, зварюваність і інші

позитивні якості. Основним недоліком більшості металів є їхня схильність до корозії. У будівництві застосовують головним чином чорні метали (каркаси будинків, елементи перекриттів, мостів і галерей, арматура залізобетонних виробів, цвяхи, болти і т.п.). Кольорові метали використовуються в невеликих кількостях для внутрішньої обробки приміщень і як вироби санітарно-технічного призначення.

Найширше використовуються в будівництві *полімерні матеріали*, виготовлені на основі полістиролу і сечовиноформальдегідної смоли. З них роблять рулонні матеріали (лінолеум) і плитки для покриття підлоги, тепло- і звукоізоляційні матеріали.

При будівництві застосовується *скло* багатьох видів: віконне звичайне, дзеркальне, візерункове, матове, армоване, хвилясте, загартоване, скляні блоки, облицювальні і мозаїчні плитки та ін.

Гідроізоляційні матеріали (руберойд, пергамін, толь) застосовують для нижніх шарів покрівлі, пароізоляції, а також для верхніх шарів покрівлі тимчасових будівель і будівель з малим терміном служби.

Теплоізоляційні матеріали розділяють на неорганічні (мінеральна вата, пористі бетони, піноскло, теплоізоляційна кераміка і т.п.) і органічні (деревноволокнисті плити, торф'яні плити, пористі пластмаси). Ці матеріали призначені для захисту будинків від проникнення в них тепла і холоду.

Матеріали для малярських і обклеювальних робіт (лаки, фарби, шпалери) застосовуються з метою збереження будівельних конструкцій від руйнівної дії атмосфери, шкідливих газів, пари, від загнивання.

12.4 Мінеральні в'язучі речовини. Будівельні розчини

Мінеральними в'язучими речовинами називаються неорганічні тонкоподрібнені матеріали, здатні при змішуванні з водою утворювати пластичне тісто з подальшим перетворенням його в каменеподібний стан, зв'язуючи при цьому змішані з ними окремі грудки і дрібні частинки матеріалів (пісок, гравій, щебінь) у моноліт. Ця властивість в'язких речовин використовується для виробництва невипалювальних штучних кам'яних матеріалів і виробів. Усі в'язкі речовини поділяються на повітряні і гідравлічні.

Повітряні в'язкі речовини здатні переходити в каменеподібний стан, зберігати і підвищувати свою міцність тільки на повітрі. Це повітряне вапно, гіпс, магнезійні в'язучі і рідке скло.

Гідравлічні в'язкі речовини мають вищу міцність, ніж повітряні, і здатні твердіти і тривалий час зберігати міцність не тільки на повітрі, але й у воді. До гідравлічних в'язких відносять гідравлічне вапно і цемент (портландцемент, шлакопортландцемент, глиноземистий цемент).

Затверділу суміш в'язучого, дрібного заповнювача, добавок і води називають *будівельним розчином*. Залежно від виду застосовуваних

в'яжучих розрізняють розчини: цементні, вапняні, гіпсові і змішані – цементно-вапняні, вапняно-гіпсові та ін. Вибір в'яжучого здійснюється залежно від призначення розчину, пропонуваного до нього вимог, умов експлуатації будівель та споруд, температурно-вологісного режиму твердіння. Довговічність будівельного розчину характеризується двома основними показниками – його міцністю і морозостійкістю.

За призначенням розчини розділяють на: *кладкові* (кам'яна кладка і кладка стін з великих елементів); *обробні* – для штукатурки, виготовлення архітектурних деталей, нанесення декоративних шарів на стінові блоки і панелі; *спеціальні*, що мають деякі яскраво виражені або спеціальні властивості (акустичні, рентгенозахисні і т.п.).

Найбільше поширення в будівельній практиці дістали бетон і залізобетон.

Бетони являють собою штучні камені, одержувані при затвердінні суміші, що складається з в'яжучої речовини, води, заповнювачів і добавок. За типом в'яжучих бетони поділяються на цементні, силікатні, гіпсові, шлакові і полімерцементні. Як заповнювачі використовують щебінь, пемзу, аглопорит, керамзит та ін. Основним недоліком бетону є його малий опір зусиллям на розтяг. При введенні в бетон сталевих арматур, що сприймає зусилля на розтяг, одержують новий матеріал – *залізобетон*, який має високу міцність як на стиск, так і на розтяг. Залізобетон має високу міцність, вогнестійкість, твердість і довговічність. Він використовується у вигляді плит і балок покриттів і перекриттів, ферм, колон, труб, фундаментів і резервуарів. Завдяки застосуванню у будівництві збірних бетонних і залізобетонних конструкцій стала можливою широка індустріалізація виконання робіт.

12.5 Властивості будівельних матеріалів

Якість будівельних матеріалів характеризується певними фізичними, механічними і спеціальними властивостями, відповідно до яких здійснюється вибір і розрахунок будівельних конструкцій.

Середня густина – маса одиниці об'єму матеріалу в природному стані разом з порами і порожнинами:

$$\delta = m / V, \text{ кг/м}^3, \quad (12.1)$$

де m – маса матеріалу, кг; V – об'єм матеріалу в природному стані, м³.

Насипна густина – маса одиниці об'єму зернистих і порошкоподібних матеріалів, включаючи проміжки між частинками. Визначається за формулою (12.1) при відповідних значеннях m і V .

Густина матеріалів має практичне значення при розрахунках міцності будівельних конструкцій і розрахунку транспортних перевезень.

Пористість – ступінь заповнення матеріалу порами:

$$n = (100 - \delta_H / \delta), \% \quad (12.2)$$

де δ_H і δ – насипна густина і густина матеріалу в абсолютно щільному стані (у моноліті), кг/м³.

Пористість впливає на основні властивості матеріалів: міцність і твердість, морозостійкість, газо- і водопроникність, водопоглинання, теплопровідність.

Водопоглинання – здатність матеріалу всмоктувати і утримувати воду:

- водопоглинання за масою:

$$V_m = 100 (m_2 - m_1) / m_1, \% ; \quad (12.3)$$

- водопоглинання за об'ємом:

$$V_o = 100 (m_2 - m_1) / V, \% , \quad (12.4)$$

де m_1 – маса матеріалу в сухому стані, кг; m_2 – маса матеріалу в насиченому водою стані, кг, V – об'єм сухого зразка, м³.

Водопоглинання матеріалу за об'ємом – менше 100 %, а водопоглинання за масою дуже пористих матеріалів – більше 10 %.

Коефіцієнт розм'якшення – відношення міцності матеріалу, насиченого водою, R_H до його міцності в сухому стані R_C :

$$K_p = R_H / R_C , \quad (12.5)$$

Значення коефіцієнта K_p коливається від 0 до 1. При значенні коефіцієнта розм'якшення більше 0,8 матеріал вважається водостійким, менше 0,7 – неводостійким і його не рекомендується застосовувати у конструкціях і спорудах, які працюють в умовах підвищеної вологості.

Вологовіддача – здатність матеріалу віддавати вологу при зміні умов навколишнього середовища. Вологовіддача характеризується швидкістю висихання матеріалу за добу при відносній вологості навколишнього повітря 60 % і температурі 20 °С:

$$V_B = \Delta W / \tau , \% \text{ на добу}, \quad (12.6)$$

де ΔW – зміна вологості матеріалу, %; τ – час, кількість діб.

Водопроникність – здатність матеріалу пропускати воду під тиском:

$$B_{\text{ПР}} = W / \tau F, \text{ кг/год}\cdot\text{см}^2, \quad (12.7)$$

де W – кількість води, кг; τ – проміжок часу, год; F – поверхня матеріалу, см^2 .

Ступінь водопроникності залежить від будівлі і щільності матеріалу. Водопроникність є показником якості гідроізоляційних і покрівельних матеріалів.

Морозостійкість – здатність матеріалу в насиченому водою стані витримувати багаторазове заморожування і відтавання без видимих ознак руйнування і зниження міцності. Морозостійкість характеризується числом витриманих циклів заморожування. При цьому допускається зниження міцності матеріалу не більше ніж на 25 % і втрата маси не більше ніж на 5 %.

Теплопровідність – здатність матеріалу передавати тепло через свою товщу від однієї поверхні до іншої внаслідок різниці температур:

$$\lambda = Q r / [\tau F (t_1 - t_2)], \text{ Вт/м}\cdot\text{град}, \quad (12.8)$$

де Q – кількість теплоти, Дж; r – товщина огороження, м; τ – період часу, год.; F – площа стіни, м^2 ; t_1 і t_2 – температури поверхонь стіни, $^{\circ}\text{C}$.

Теплопровідність матеріалу залежить від його пористості, характеру пор, виду матеріалу, вологості і середньої температури, при якій відбувається передача тепла. Коефіцієнт теплопровідності матеріалу тим нижчий, чим більша його пористість. Дрібнопористі матеріали менш теплопровідні, ніж крупнопористі.

Теплоємність – властивість матеріалу поглинати тепло при нагріванні і віддавати його при охолодженні:

$$c = Q / [q (t_1 - t_2)], \text{ Дж/кг}\cdot\text{град}, \quad (12.9)$$

де q – кількість матеріалу, кг.

Від теплоємності і теплопровідності матеріалу залежить теплотривкість огорожуючих конструкцій будинків, тобто їхня здатність зберігати на внутрішній поверхні більш постійну температуру.

Вогнестійкість – здатність матеріалу протистояти дії вогню без втрати необхідних міцнісних конструкційних і експлуатаційних якостей. Межа вогнестійкості визначається проміжком часу у годинах, протягом якого конструкція виконує свої функції в умовах пожежі. За ступенем

вогнестійкості матеріали поділяють на: неспалимі, трудноспалимі і спалимі.

Міцність – здатність твердого тіла сприймати у певних межах вплив зовнішніх сил без ознак руйнування. Міцність характеризується межею міцності на стиск, розтяг і вигин:

$$R_{СЖ} = P / F, \text{ кг/м}^2; \quad (12.10)$$

$$R_P = P / F_1, \text{ кг/м}^2; \quad (12.11)$$

$$R_{ИЗГ} = 3Pl / 2bh, \text{ кг/м}; \quad (12.12)$$

де $R_{СЖ}$, R_P , $R_{ИЗГ}$ – межа міцності на стиск, розтяг і вигин; P – руйнівне навантаження, кг; F – площа поперечного перерізу зразка, м²; F_1 – початкова площа поперечного перерізу зразка, м²; l – відстань між опорами, м; b і h – ширина і висота зразка, м.

Пружність – властивість матеріалу деформуватися під впливом фізичних впливів і цілком відновлювати первісний стан після усунення цих впливів.

Пластичність – здатність матеріалу під впливом зовнішніх сил змінювати свої розміри і форму без утворення тріщин і зберігати їх після зняття навантаження. Пластичність того самого матеріалу може бути різною залежно від температури. До пластичних матеріалів відносять бітум, глиняне і цементне тісто, полімерні пасти і мастики.

Крихкість – здатність матеріалу миттєво руйнуватися під дією зовнішніх сил без помітної пластичної деформації. Для нестійких матеріалів характерна значна різниця між межами міцності на стиск і розтяг, тому вони погано протистоять удару. Крихкість матеріалу змінюється залежно від вологості, температури і швидкості наростання діючого навантаження.

Твердість – здатність матеріалу чинити опір проникненню в нього іншого тіла. Твердість матеріалів визначають методом подряпин за мінералогічною шкалою Мооса.

Стиранність – здатність матеріалу зменшуватися по масі і в об'ємі під дією стираючих зусиль:

$$K_{И} = (m_1 - m_2) / F, \text{ кг/м}^2, \quad (12.13)$$

де m_1 і m_2 – маса зразка до і після випробування, кг; F – площа зразка, м².

Тривкість – загальноприйняте умовне поняття, яке символізує сукупність механічних властивостей гірських порід, матеріалів тощо, що

виявляється в різних процесах видобутку порід, експлуатації матеріалів. Тривкість – здатність чинити опір руйнуванню під дією зовнішніх сил. Залежить від твердості, в'язкості, крихкості, пружних властивостей, мінералогічного складу, густини, структури матеріалу.

Таблиця – Класифікація тривкості гірських порід (за М.М.Протодьяконовим)

Категорія	Ступінь тривкості породи	Породи	К _{тр}
I	Найвищий	Кварцити, базальти та ін. винятково міцні породи	20
II	Дуже тривкі породи	Граніт, кварцові порфіри, кременистий сланець, пісковики та вапняки підвищеної міцності, деякі кварцити	15
III	Тривкі породи	Граніти та гранітні породи, пісковики і вапняки, міцні мінерали залізних руд	10
III-a	Тривкі породи	Вапняки, деякі граніти (неміцні), пісковики, мармур, доломіт, колчедани	8
IV	Досить тривкі породи	Звичайний пісковик, залізисті руди	6
IV-a	Досить тривкі породи	Піскуваті сланці, сланцеві пісковики	5
V	Породи середньої тривкості	Міцний глинистий сланець, неміцні різновиди пісковика і вапняку, м'який конгломерат	4
V-a	Те саме	Різноманітні неміцні сланці, щільний мергель	3
VI	Досить м'які породи	М'який сланець, дуже м'який вапняк, крейда, кам'яна сіль, гіпс, мерзлий ґрунт, антрацит, звичайний мергель, зруйнований пісковик, кам'янистий ґрунт	2
VI-a	Досить м'які породи	Щебенистий ґрунт, зруйнований сланець, злежалі галька та щебінь, тверде кам'яне вугілля, затверділа глина	1,5
VII	М'які породи	Глина (щільна), м'яке кам'яне вугілля, міцні наноси	1,0
VII-a	М'які породи	Легка піскова глина, лес, гравій	0,8
VIII	Землянисті породи	Чорнозем, торф, легкий суглинок, сирій пісок	0,6

IX	Сипучі породи	Пісок, осипи, дрібний гравій, насипна земля, видобуте вугілля	0,5
X	Пливкі породи	Пливуни, болотистий ґрунт, розріджений лес, розріджено-зволожений ґрунт	0,3

12.6 Частини будівель і споруд

За призначенням будівлі підрозділяють на цивільні, промислові і сільськогосподарські.

Незалежно від призначення, об'ємно-планувальних і конструктивних рішень будівлі складаються з певного числа взаємозалежних частин і елементів. Елементи будівель за функціональним призначенням підрозділяють на: несучі, що сприймають основні навантаження, які виникають у будівлях і діють на них ззовні; огорожуючі, що захищають будівлі від атмосферних впливів, забезпечують у них задані температурно-вологісні режими, а також поділяючі – елементи, що поділяють будівлі на окремі приміщення; елементи, що поєднують несучі і огорожуючі функції.

До частин будинку належать фундаменти, стіни, перегородки, перекриття, підлога, дах, покриття, вікна, двері, сходи.

Природні і штучні основи

Ґрунти або скельні породи, що знаходяться під будівлею або спорудою і сприймають навантаження від них, називають *природною основою*. Ґрунти підрозділяють на:

- скельні, що залягають у вигляді суцільного масиву (граніти, піщаники, вапняки та ін.). Ці ґрунти водостійкі, практично нестисливі і при відсутності тріщин є найбільш міцними і надійними основами;

- напівскельні, що являють собою масиви з частинок, слабо зв'язаних між собою (мергелі, окременілі глини, піщаники з глинисто-кременевим цементом і т.п.). Ці ґрунти менш міцні і менш надійні, ніж скельні;

- великоуламкові, що складаються з великих незцементованих між собою уламків кристалічних або осадових порід крупністю понад 2 мм. Вони являють досить міцну основу, якщо розташовані над щільними ґрунтами, їхні фізичні властивості звичайно не міняються при зволоженні;

- піщані, що містять менше 50 % частинок крупністю понад 2 мм. Залежно від вмісту частинок різної крупності ці ґрунти підрозділяють на гравелісті, крупні, середньої крупності, дрібні і пилюваті. Чисті піски, особливо крупні, при відсутності ґрунтових вод також є надійною основою;

- глинисті, що складаються з дуже дрібних частинок лускатої форми. Будівельні властивості глинистих ґрунтів істотно залежать від їхньої

вологості. Суха глина має порівняно високий нормативний тиск, що різко знижується по мірі насичення її водою;

- суглинки і супіски являють собою суміш піску, глини і пилюватих частинок. Суглинки містять 10 – 30 % глинистих частинок, супіски 3 – 10 %. За своїми властивостями вони займають проміжне місце між глиною і піском. Різновиди супісків, розріджених водою, внаслідок чого вони мають велику рухливість, одержали назву пливунів.

Вибору основи майбутнього будівництва передують інженерно-геологічні дослідження. При наявності слабких ґрунтів і неможливості зведення будівлі або споруди на природній основі застосовують штучні основи, які одержують шляхом ущільнення або закріплення ґрунту, а також заміною слабого ґрунту основи більш міцним.

Ущільнення слабого ґрунту може бути поверхневим або глибинним. Поверхнєве ущільнення досягається трамбуванням ґрунту пневмотрамбовками або утрамбуванням у нього щебеню, гальки, гравію. Для ущільнення великих площ роблять укочення ґрунту котками. Цей спосіб застосовується при необхідності ущільнення ґрунту на глибину до 20 – 40 см і при наявності надійного підстильного шару. Глибинне ущільнення ґрунту здійснюється за допомогою піщаних або ґрунтових паль, для чого сталеві труби діаметром не менше 400 – 500 мм занурюють на необхідну глибину і заповнюють піском або ґрунтом. Завдяки вібруванню труби пісок (ґрунт) ущільнюється і добре заповнює шару.

Закріплення слабого ґрунту основи досягається введенням у нього спеціальних добавок, що заповнюють пори і надають основі будівлі монолітності. Основними способами закріплення ґрунтів є цементування, силікатизація і бітумізація. Сутність цих способів полягає в нагнітанні в ґрунт попередньо забитими в нього трубами або цементного молока (цементування), або рідкого скла і хлористого кальцію (силікатизація), або бітуму (бітумізація). По мірі нагнітання відповідного розчину труби витягають із ґрунту. Розчин затвердіває й утворює з ґрунтом міцну основу. Цементування застосовують для закріплення тріщинуватих і пористих ґрунтів, а також крупних і середніх пісків; силікатизацію – для закріплення піщаного ґрунту і пливунів; бітумізацію – для закріплення грубозернистих пісків, великоуламкових і тріщинуватих скельних порід, а також для припинення фільтрації через них ґрунтових вод.

Якщо ущільнення або закріплення слабого ґрунту утруднене, проводиться його заміна. У цьому випадку слабкий ґрунт замінюють більш міцним, влаштовуючи так звану подушку (піщану, гравійну, щебеневу).

Фундаменти і колони

Фундаменти є підземною конструкцією, що безпосередньо стикається з основою і передає на неї навантаження від будинку (споруди). Глибина закладення фундаменту повинна відповідати глибині залягання

того шару ґрунту, що приймається за природну основу. Як матеріал для фундаменту найчастіше застосовують бутовий камінь, бутобетон, бетон і залізобетон. За конструктивним рішенням фундаменти розділяють на стовпчасті, стрічкові, суцільні і пальові.

Стовпчасті фундаменти являють собою систему окремих стовпів. Вони як найбільш прості і дешеві зводяться, якщо навантаження на колони невеликі, а ґрунт має велику несучу здатність.

Стрічкові фундаменти являють собою безкінечну стрічку від колони до колони. При розташуванні колон за взаємно перпендикулярними напрямками утворюється стрічковий перехресний фундамент. Вони зводяться при значному навантаженні на колони і невеликій несучій здатності ґрунту.

Суцільні фундаменти зводять у вигляді залізобетонної плити, що влаштовується під усією площею будинку або споруди. Вони застосовуються, якщо маса споруди особливо велика.

Пальові фундаменти складаються з окремих паль-стояків, що занурюються в ґрунт. По верху їх кладеться плита – ростверк, на якій встановлюють вертикальні несучі елементи будинку. Пальові фундаменти застосовують при зведенні будинків на слабких мерзлих ґрунтах або при заляганні щільних ґрунтів на значній глибині.

Глибина закладення фундаментів під колони каркаса будинку приймається 1,1 – 1,5 м; розмір підошви фундаменту становить 1,3 – 2,1 м.

При зведенні каркаса будинку залізобетонні колони встановлюють в основі фундаменту, фрагменти колон мають довжину, відповідну висоті поверху, – 6 м. Відстань колон (відстань між осями колон у подовжньому напрямку) становить 6 м. На опори колон укладають ригелі, а на них – плити перекриття. У місцях прикріплення прогонів у колоні встановлюється закладна деталь (металева пластина). Така ж закладна деталь є на кінцях прогонів. Закладні деталі колони і прогону зварюють, а потім поверх шва бетонують. При нарощуванні колон спочатку зварюється арматура колон, а потім місце стику бетонується (рис. 12.1).

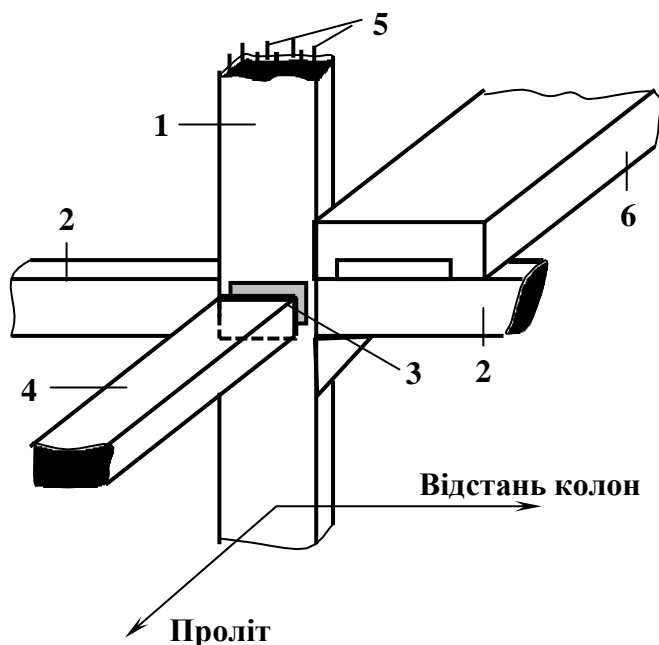


Рис. 12.1 – Фрагмент будівельної конструкції: 1 – колона; 2 – ригель; 3 – закладний елемент; 4 – прогін; 5 – арматура; 6 – плита перекриття.

Перетин залізобетонних колон, використовуваних у будівництві:

- прямокутних: 40х50; 40х60; 50х60; 60х80 см;
- квадратних: 40х40; 50х50; 60х60 см.

Розміри прольотів (відстань між осями колон у поперечному напрямку) приймають 6 або 9 м. Прольоти верхніх поверхів роблять по 6, 9, 12, 18, або 24 м і значно рідше 30, 36 або 42 м.

Стіни і перегородки

За конструктивними ознаками розрізняють масивні і каркасні стіни.

Масивні стіни служать для сприйняття навантаження від покриттів і перекриттів будинків і передачі його фундаменту. Функцією масивних стін є також захист приміщень від зовнішніх атмосферних впливів. Масивні стіни бувають зовнішні і внутрішні, останні, крім сприйняття навантажень, слугують для поділу будинків на приміщення. Товщина масивних зовнішніх стін залежить від навантажень, що припадають на них, і кліматичних умов місця розташування збагачувальної фабрики. Товщину внутрішніх масивних стін визначають тільки з розрахунку на міцність. Товщина цегляних масивних стін повинна бути кратною половині розміру цегли і може дорівнювати 25, 38, 51 і 64 см.

Каркасні стіни складаються з несучих елементів (колон, ригелів, обв'язок) і стінового заповнення. У цих стінах усе навантаження сприймає на себе каркас, а стінове заповнення служить тільки для підтримки певного температурно-вологісного режиму в приміщенні. Залізобетонні панелі для зовнішніх стін виготовляються товщиною 200 – 300 мм, для внутрішніх – 140 – 160 мм.

Перегородки всередині будинку служать тільки для поділу приміщень і звукоізоляції. Вони не несуть навантаження (крім власної маси) і зводяться на несучих елементах перекриттів. Товщина перегородок визначається з умов надійної звукоізоляції приміщень.

Перекриття і підлога

Перекриття розділяють внутрішній простір будинку на поверхи.

Мінімальна висота поверху повинна бути не менше 3 м, висота першого поверху головного корпусу приймається звичайно 6 м (допускається 7,2 м), висота другого і наступних поверхів – 4,8 і 6 м, висота верхніх поверхів – 8,4; 9,6; 10,8 м (допускається 13,2 м). В будинку допускається нерегулярне сполучення поверхів різних висот.

Залежно від призначення перекриття підрозділяють на міжповерхові, горищні і надпідвальні. Міжповерхові перекриття, що поділяють будинок на поверхи, призначені для сприйняття навантажень від обладнання, сировини і продуктів її переробки, персоналу і т.д. Основне призначення горищних перекриттів полягає в захисті будинків від високих (низьких) температур і створенні нормальних умов роботи в приміщеннях. Перекриття повинні також забезпечувати належну звуко- і теплоізоляцію. До перекриттів у приміщеннях з мокрим режимом виробництва висувають ще й гідроізоляційні вимоги.

Несучими конструкціями перекриттів служать балки двотаврового або швелерного перетину, на які кладуть настил із залізобетонних плит.

Підлогу влаштовують як на різного роду перекриттях, так і по ґрунту. Підлогу роблять суцільною, зі штучних і рулонних матеріалів, з дерева. Вибір матеріалу підлоги і його конструкція залежать в основному від характеру виробничого процесу в даному приміщенні. У виробничих будівлях фабрик підлога повинна бути міцною, стійкою до стирання, негорючою, водостійкою, водонепроникною, зручною для пересування людей і легко очищуватися при прибиранні приміщень. У ряді випадків до підлоги пред'являються вимоги хімічної стійкості і термостійкості. Найкраще ці вимоги задовольняють бетон, асфальтобетон, асфальт, керамічні плитки, ксилоліт і деякі інші матеріали. Для забезпечення стоку рідин підлозі надається похил 1 – 7 %.

Дахи і покриття

Дахи і покриття будівель призначені для надійного захисту приміщень від атмосферних впливів і забезпечення в них заданих мікрокліматичних параметрів. Відповідно до функціонального призначення дахи і покриття складаються з огорожуючої і несучої частин. Несучі частини дахів і покриттів повинні мати необхідну міцність і стійкість.

Дахи будинків поділяють на горищні і безгорищні. Горищні дахи захищають будинок тільки від атмосферних опадів, а теплоізоляція приміщення забезпечується горищним перекриттям. За формою розрізняють дахи односхилі, двосхилі, чотирихилі, шатрові, склепінчасті та ін. Односхилі дахи прості за будовою і спираються на стіни різної висоти. Двосхилі дахи найчастіше зустрічаються в будинках значної довжини і малої ширини. У промислових і допоміжних будинках збагачувальних фабрик звичайно влаштовують дахи одно- або двосхилі і, як правило, безгорищні, у яких поєднані елементи даху і горищного покриття.

У промислових будинках покриття виконують плоскими (з похилом не більше 3 %) і скатними, котрі поділяються на положисті (з нахилом до 15 %) і круті (з нахилом більше 15 %).

Вікна і двері

До вікон і світлових ліхтарів висувають вимоги забезпечення належної освітленості і вентиляції приміщень. Як огорожуючі конструкції вони повинні задовільняти теплотехнічні і звукоізоляційні вимоги. Розміри віконних прорізів і їхнє число визначаються необхідною освітленістю приміщень. У промислових будинках фабрик число віконних прорізів і їхні розміри залежать від ширини будинку і визначаються необхідною освітленістю в середніх прольотах. Розміри віконних прорізів за шириною бувають 200, 300, 400 і 600 см, за висотою – 240, 360, 480 і 600 см, а відстань від підлоги до низу віконного прорізу повинна бути 80 – 100 см. Віконні рами виготовляють з дерева, металу, залізобетону і пластмас.

Двері призначені для входу в будинок, сполучення між приміщеннями, а також для евакуації людей при виникненні якої-небудь небезпеки (аварії, пожежі і т.п.). Двері розділяють на зовнішні і внутрішні, подвійні й одинарні. За числом дверних стулок двері бувають однопільними, полуторними і двопільними. За способом відкривання можна виділити: двері, що відкриваються в один або обидва боки; двері, що обертаються (турнікети); двері складні, відкочувальні і піднімальні (шторні). Двері виготовляють з дерева, металу, скла. Число дверей і їхні розміри визначають для кожного приміщення залежно від необхідної пропускної здатності і розмірів обладнання. Розміри дверей за висотою повинні бути 240 см, за шириною – 100, 150 і 200 см.

У виробничих і складських будинках часто обладнують ворота для проїзду транспортних засобів, забезпечення механізації вантажно-розвантажувальних робіт і т.д.

Сходи і ліфти

Сходи в багатоповерхових будинках служать для сполучення між поверхами, із приміщеннями, дахами будівель і споруд, обслуговування обладнання. З протипожежних міркувань сходи влаштовують в окремих приміщеннях – сходових клітках. Сходи складаються з маршів і площадок. Залежно від числа маршів сходи бувають одно-, дво-, три-, і чотиримаршовими. Число маршів у сходах залежить від висоти поверху, кута нахилу і числа сходинок у марші. Найчастіше застосовують сходи дво- і тримаршові з кутом нахилу маршів $18 - 30^\circ$. Марші, що розташовані між поверхами, називаються міжповерховими; марші для виходу на горище – горищними, для спуску в підвал – підвальними. У кам'яних будинках сходи роблять залізобетонними або сталевими. Матеріал сходів і стін, що огорожують сходові клітки, повинен вибиратися відповідно зі ступенем вогнестійкості будинку. Залежно від вогнестійкості будинку і його поверховості визначається також гранична відстань між сходовими

клітками: для вогнестійких будинків вона не повинна бути більше 75 – 100 м, для напівгорючих – не більше 50 – 60 м.

Вантажні ліфти, що використовуються у виробничих процесах як транспортні засоби, розміщують у строго визначених місцях, обумовлених технологічною схемою. Якщо такого жорсткого зв'язку не потрібно, ліфти розташовують суміжно зі сходовими клітками.

12.7 Уніфікація будівельних параметрів промислових будівель

Проектують і будують будівлі згідно з Єдиною модульною системою (ЄМС), що являє собою збір правил координації розмірів об'ємно-планувальних і конструктивних елементів будинків і споруд на базі єдиного модуля. Основний модуль позначають буквою М, він дорівнює 100 мм. Відповідно до вимог ЄМС номінальні розміри і взаємне розташування об'ємно-планувальних і конструктивних елементів, будівельних елементів і обладнання приймають кратним основному модулю або його похідним: укрупненому модулю, що складається з декількох основних, або дробовому модулю, що складається з частини основного. Застосування ЄМС сприяє типізації і стандартизації в проектуванні і виробництві будівельних елементів.

План будинку розділяють осьовими лініями на ряд елементів, що визначають положення основних і огорожуючих конструкцій. Ці лінії називають координаційними осями. Відстань між сусідніми координаційними осями в подовжньому напрямку називається відстанню – V_0 , у поперечному напрямку – прольотом – L_0 . Частина будинку з розмірами, що дорівнюють висоті поверху H_0 , прольоту L_0 і відстані V_0 , називається об'ємно-планувальним елементом, а його горизонтальна проекція – планувальним елементом.

Промислові будівлі і споруди бувають одноповерхові, багатоповерхові і змішаної поверховості.

У сучасному промисловому будівництві широке застосування мають одноповерхові багатопрольотні будинки. Одноповерхові будинки характеризуються досить легкою організацією технологічних процесів з використанням для переміщення вантажів найбільш економічного горизонтального транспорту, простою системою контролю і управління виробничим процесом, добрим зв'язком між виробничими приміщеннями різного призначення, рівномірною освітленістю робочих місць ліхтарями, можливістю більш простого дотримання необхідних температурно-вологісних параметрів і повітрообміну в приміщеннях.

Багатоповерхові будинки мають в основному каркасну конструкцію. Вирішальним у визначенні доцільності застосування багатоповерхових виробничих будинків є транспортні схеми руху матеріалів і виробничого процесу, а також умови раціонального розміщення обладнання.

Технологічна схема визначає об'ємно-планувальні рішення багатоповерхового будинку. При цьому виробничі процеси необхідно прагнути організувати так, щоб приміщення однорідні за внутрішнім режимом і вимогами, компонувалися по горизонталі (на одному рівні) або по вертикалі (одне під іншим). Таке компонування дозволяє за допомогою систем інженерного забезпечення і необхідного підйомно-транспортного обладнання легше створити необхідні умови праці і виробництва.

Найбільш поширені багатоповерхові будинки з балковими конструкціями перекриттів, сіткою колон 6х6 і 6х9 м і поверхами висотою 4,8 і 6 м. При проектуванні будинків різних галузей промисловості враховується специфіка виробництва. Багатоповерхові будинки збагачувальних фабрик проектують з урахуванням таких особливостей: наявністю важкого великогабаритного провисаючого обладнання; великих навантажень на перекриття; забезпечення розвинутих систем внутрішньоцехових комунікацій і транспорту (трубопровідного, конвеєрного, кранового); наявності великого числа прорізів у перекриттях і стінах для провисаючого обладнання і його монтажу, комунікацій, вентиляційних систем; необхідності інтенсивного гідроприбирання просипів і пилу; забезпечення мінімального числа обслуговуючого персоналу.

Будівлі змішаної поверховості являють собою поєднання зв'язаних одна з одною одноповерхових будівель (прольотів) великої ширини і висоти (25 – 50 м) і приєднаних до них багатоповерхових.

У промисловому будівництві геометричні параметри будівель – модульна відстань колон по поперечних координатних осях (ширина прольоту), модульна відстань по подовжніх координатних осях (відстань колон) і модульна висота поверху приймаються відповідно до вимог нормативів (табл. 12.1).

Таблиця 12.1 – Основні координатні розміри будов

Тип будови	Основний координатний розмір, мм	Модуль
1	2	3
Будови виробничі одноповерхові		
Без мостових і опорних кранів, а також з мостовими підвісними кранами загального при-	L_0 – від 6000 до 12000; понад 12000	30М 60М

значення	V_0 – 6000 і більше H_0 – від 3000 до 8400; понад 8400 L_0 – 9000; 12000; понад 12000	60М 6М 12М -
З мостовими ручними опорними кранами	V_0 – 6000 і більше H_0 – від 6000 до 9600; понад 9600	60М 6М 12М
З мостовими електричними опорними кранами загального призначення	L_0 – 18000 і більше V_0 – 6000 і більше H_0 – 8400 і більше	60М 60М 12М
Будови виробничі, допоміжні і складські багатоповерхові		
З постійними координаційними розмірами (шириною прольоту і відстанню колон) на всіх поверхах, з розрахунковим навантаженням на балки (ригелі) перекриття до 365 кН/м	L_0 – 6000; 9000 і 12000; понад 12000 V_0 – 6000 H_0 – 3300 і 3600; понад 3600	- 60М - - 6М
Зі збільшеною шириною прольоту у верхньому поверху при обладнанні підвісними електричними однобалочними кранами загального призначення вантажопідйомністю 0,25 – 5 т з розрахунковим навантаженням на балки (ригелі) перекриття 110 – 265 кН/м	L_0 – першого і середніх поверхів - 6000; 9000; 12000 - верхнього поверху - 18000 и 24000 V_0 – 6000 H_0 – першого і середніх поверхів – 4800 і більше - верхнього поверху – 6000 і більш	- - - - 6М 12М
Зі збільшеною шириною прольоту на верхньому поверху при обладнанні підвісними електричними однобалочними кранами загального призначення вантажопідйомністю 5 – 10 т з розрахунковим навантаженням на балки (ригелі) перекриття 110 – 265 кН/м	L_0 – першого і середніх поверхів - 6000; - верхнього поверху - 18000 і 24000 V_0 – 6000 H_0 – першого і середніх поверхів – 4800 і більше - верхнього поверху – 8400 і більше	- - - 6М 12М

Умовні графічні позначення будівельних матеріалів і елементів будівельних конструкцій наведені в табл. 12.2.

Таблиця 12.2 – Умовні графічні позначення будівельних матеріалів і елементів будівельних конструкцій

Будівельні матеріали		Елементи будівельних конструкцій	
Найменування	Позначення	Найменування	Позначення
Ґрунт		Проріз у стіні	
Рідина		Проріз віконний	
Кладка з цегли		Двері однопільні	
Бетон		Двері двопільні	
Бетон армований		Двері однопільні коливальні	
Сталь листовая рифлена		Двері двопільні розсувні	
Деревина уздовж волокон		Сходи, нижній марш	
Деревина поперек волокон		Сходи, проміжний марш	
Матеріали термо- і звукоізоляційні		Сходи, верхній марш	
Балка двотаврова		Проріз у перекритті	

12.8 Типи будівель вуглезбагачувальних фабрик

У загальному комплексі будівель вуглезбагачувальних фабрик основним об'єктом є головний корпус, де здійснюються основні процеси, що забезпечують одержання з вугілля товарної продукції. Раніше при проектуванні вуглезбагачувальних фабрик перевага надавалася вертикальному компонуванню, що забезпечувало компактність будівлі в плані і малі витрати на транспортні засоби. Однак у зв'язку з недоліками вертикального компонування (підвищені витрати на будівельні конструкції і закладку фундаменту, значні витрати електроенергії, труднощі при обслуговуванні, ремонті і заміні обладнання) застосування його виявилось економічно недоцільним. Удосконалення об'ємно-планувальних рішень

привело до створення будівель нового типу: зального, павільйонного і антресольно-павільйонного (рис.12.2).

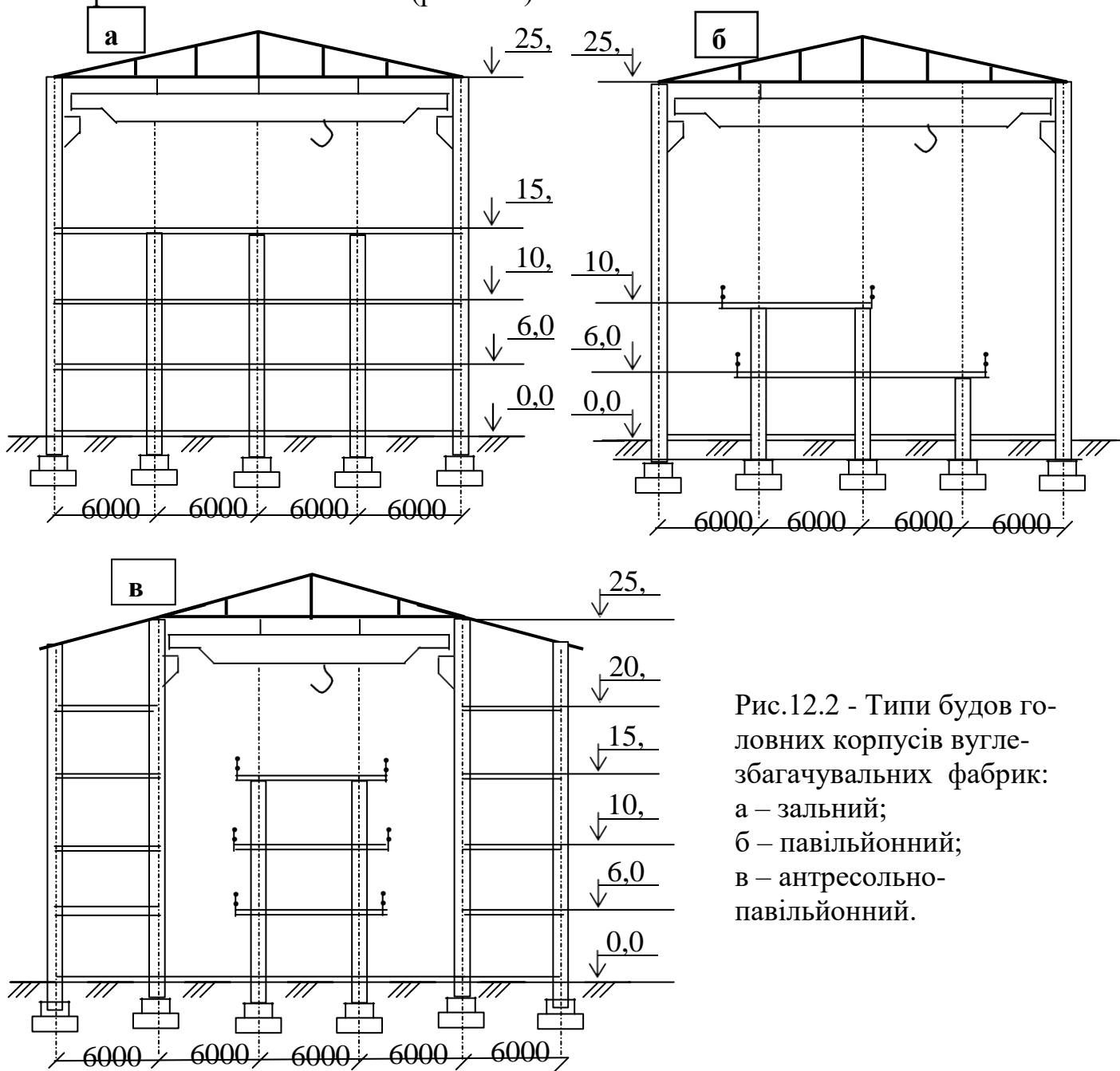


Рис.12.2 - Типи будов головних корпусів вуглебагачувальних фабрик:
а – зальний;
б – павільйонний;
в – антресольно-павільйонний.

У головному корпусі зального типу (рис.12.2 а) за рахунок укрупненої сітки колон верхніх поверхів (відсутні колони середніх рядів) розташовують машинний зал, оснащений мостовим краном. У машинному залі розміщене основне технологічне обладнання, забезпечене візуальне спостереження за ним і створені умови для зручної експлуатації й ремонту. Несучими конструкціями будинку є колони, на які спираються балки перекриттів. Стіни виконують роль огорожень. Каркас будинку сталевий або залізобетонний, фундамент – монолітний. Конструкції під обладнання для усунення вібрацій зв'язані з каркасом будинку.

Павільйонний тип головного корпусу (рис. 12.2 б) являє собою однопверховий великопрольотний будинок (проліт до 36 м), у якому технологічне обладнання розміщене на вбудованих етажерках з одним, двома або трьома поверхами, не зв'язаних з каркасом будинку. Несучі конструкції будинку – двогілкові залізобетонні колони, на які спираються ферми покриття і мостові крани. Такий тип будинку дає можливість у процесі будівництва вести монтаж будівельних конструкцій етажерок і обладнання мостовими кранами, забезпечує добру освітленість, зручне обслуговування і ремонт обладнання. У будинках павільйонного типу суттєво зростають витрати залізобетону і вартість основних будівельних конструкцій внаслідок застосування важких двогілкових колон масою до 40 т.

У головних корпусах антресолю-павільйонного типу (рис. 12.2 в) двогілкові колони по всьому периметру будинку замінені одно- і дво-пролітними рамами. Каркас антресолей не зв'язаний із внутрішніми конструкціями, що утворюють етажерки з одним, двома або трьома поверхами для розміщення обладнання. Проліт антресолей – 6 м, в антресолях розміщують диспетчерську, електропункти, сходи, трубопроводи та ін. У павільйонній частині будинку, що обслуговується мостовим краном, розміщують основне технологічне обладнання.

Будівлі антресолю-павільйонного типу мають усі переваги будівель зального і павільйонного типів: немає необхідності встановлювати дорогі і масивні двогілкові колони, обладнання з високим ступенем динамічності розміщується в зоні дії мостових кранів на етажерках, не зв'язаних з каркасом антресолюї частини будинку. Ферми машинного залу піднімаються над антресолями і несуть світловий ліхтар, що поліпшує освітленість усередині будинку.

При виборі типу будинку визначальним фактором є забезпечення умов нормальної експлуатації обладнання і приміщень, зручності обслуговування і ремонту. Максимальну ширину будинку головного корпусу варто приймати не більшою за 60 м.

12.9 Основні принципи монтажу обладнання

При спорудженні збагачувальних фабрик обладнання можна komponувати і монтувати після закінчення всіх будівельних робіт або одночасно з ними за так званим поєднаним графіком. У першому випадку обладнання встановлюють у відповідності зі схемою обладнання, у другому – у зворотному порядку, у міру готовності перекриттів і етажерок під нього. Останній метод більш ефективний, і сьогодні він в основному і використовується.

При монтажі технологічного обладнання враховуються його специфічні конструктивні рішення, вимоги технології і принцип дії агрегатів.

Для основних технологічних процесів компонування і монтаж обладнання роблять посекційно. При компонуванні обладнання в головному корпусі передбачають резервування місць для можливого розширення фронту флотації, фільтрації та ін. Для насосних установок, компресорів, повітродувок, центрифуг, вакуум-фільтрів і сушарок передбачають резервні агрегати. Монтаж основного технологічного обладнання, як правило, у міру будівельної готовності, здійснюють у строгій послідовності, починаючи з основної машини або апарата в даному технологічному ланцюжку.

Приміщення, у яких здійснюється переробка або транспортування сухих матеріалів (цех дроблення, вуглеприйм, сушіння, тракти транспортування матеріалу після сушіння і т.п.), повинні бути конструктивно відділені від інших.

Технологічне обладнання збагачувальних фабрик, що створює в процесі роботи вібрацію, яка перевищує гранично допустиму або є причиною виникнення шуму, розміщують в ізольованих приміщеннях або установлюють на спеціальних фундаментах та амортизаторах. На фабриках підвищений рівень вібрацій можуть створювати грохоти, дробарки, відсаджувальні машини, центрифуги, вентилятори, димососи, повітродувки, живильники та ін.

Для розміщення обладнання спеціального призначення (диспетчерські, електропідстанції, витяжні і припливні вентиляційні установки, проборозділення, склади для зберігання запасних частин і матеріалів і т.п.) повинні бути передбачені допоміжні приміщення. Найзручніше розміщення електророзподільних пунктів на перекриттях один над одним поблизу сходових кліток.

При проектуванні і монтажі варто враховувати, що при різній сітці колон 6х6, 9х6, 12х6 навантаження на несучі конструкції будинку становить від 1000 до 2500 кг/см².

Технологічне обладнання повинно бути забезпечене підйомно-транспортними засобами для його монтажу, механізації ремонтних робіт, транспортування від монтажних прорізів і до них. Підйомно-транспортні пристрої встановлюють над машинами масою більше 50 кг. У будинках головних корпусів основне технологічне обладнання розташовують на верхніх перекриттях або етажерках, що обслуговуються мостовими кранами. Тип підйомно-транспортного пристрою вибирають залежно від числа і розташування машин, що обслуговуються, прийнятого способу ремонту і необхідної вантажопідйомності. До прольотів, що обслуговуються підйомно-транспортними пристроями, повинні бути передбачені під'їзні шляхи.

Нормами технологічного проектування рекомендується компонувано-конструктивні рішення приймати виходячи з мінімального числа окремих машин, агрегатів і секцій великої продуктивності, дотримуючи

по можливості принцип однопотоковості технологічного процесу при мінімальному числі перевантажень збагачуваного матеріалу і безпосередній передачі продуктів з машини в машину. Відповідно до норм технологічного проектування при встановленні обладнання необхідно передбачати заходи щодо усунення пилоутворення, переливів і доведення шуму і вібрацій до допустимих санітарних норм. При компонованні основного і допоміжного обладнання повинні бути також враховані вимоги промислової естетики.

Список рекомендованої літератури

1. Абрамов А.А., Горловский С.И., Рыбаков В.В. Обогащение руд цветных и редких металлов в странах Азии. Африки и Латинской Америки: Учеб. для вузов. - Москва: Недра, 1991.- 312 с.: ил.
2. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения: Учеб. для вузов. - Москва: Недра, 1984.- 383 с.
3. Андреев С.Е., Перов В.А., Зверевич В.В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. 3-е изд., перераб. и доп. - Москва: Недра, 1980.- 415 с.
4. Бедрань Н.Г. Обогащение углей: Учеб. для вузов. - 2-е изд., перераб. и доп. - Москва: Недра, 1988.- 206 с.: ил.
5. Бедрань Н.Г. Машины для обогащения полезных ископаемых: Учеб. пособие для вузов. - Киев – Донецк: Вища школа, Головное изд-во, 1980.- 416 с.
6. Бережний М.М., Мовчан В.П. Збагачення та окускування сировини. - Кривий Ріг: Інститут сучасних професій. 2000. 365 с.
7. Берг Р.О. Технология гравитационного обогащения: Пер. с англ./ Пер. Е.Д. Бачевой. - Москва: Недра, 1990.- 574 с.: ил.
8. Бутовецкий В.С. Охрана природы при обогащении углей: Справочное пособ. - Москва: Недра, 1991. - 231 с.: ил.
9. Гірничий енциклопедичний словник. - Донецьк: Східний видавничий дім, 2001. – Т. 1.– 514 с.
10. Гірничий енциклопедичний словник. - Донецьк: Східний видавничий дім, 2002. – Т. 2.– 632 с.
11. Зозуля И.И., Назимко Е.И., Самойлик Г.В., Смирнов В.А. Проектирование углеобогащительных фабрик: Учеб. пособие. – К.: УМК ВО, 1992.- 284 с.

12. Кармазин В.И. Обогащение руд черных металлов: Учеб. для вузов. - Москва: Недра, 1982.- 216 с.
- 13.Классен В.И. Обогащение руд (химического сырья).- Москва: Недра, 1979.- 240 с.
- 14.Полькин С.И., Адамов Э.В. Обогащение руд цветных металлов: Учеб. для вузов. - Москва: Недра, 1983.- 400 с.
- 15.Разумов К.А., Перов В.В. Проектирование обогатительных фабрик: Учеб. для вузов. - 4-е изд., перераб. и доп. - Москва: Недра, 1982.- 518 с.
- 16.Серго Е.Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых: Учеб. для вузов. - Москва: Недра, 1985.- 285 с.
- 17.Серго Е.Е. Опробование и контроль технологических процессов обогащения. - 2-е изд. – К.: Вища школа, 272 с.
- 18.Справочник по обогащению руд: В 4 т./ Гл. ред. О.С. Богданов. - Москва: Недра, 1984.
- 19.Справочник по обогащению руд черных металлов. - 2-е изд., перераб. и доп. под ред. С.Ф. Шинкоренко. - Москва: Недра, 1980.- 527 с.
- 20.Справочник по обогащению углей./ Под ред. И.С. Благова, А.М. Коткина, Л.С. Зарубина. - 2-е изд., перераб. и доп. - Москва: Недра, 1984.- 614 с.
21. Справочник по проектированию рудных обогатительных фабрик: В 2 кн./ Редкол. О.Н. Тихонов и др. - Москва: Недра, 1988.
- 22.Технологическая оценка минерального сырья. методы исследования: Справочник / Под ред. П.Е. Остапенко. - Москва: Недра, 1990.- 264 с.: ил.
- 23.Фоменко Т.Г., Бутовецкий В.С., Погарцева Е.М. Водно-шламовое хозяйство углеобогатительных фабрик. - Москва: Недра, 1974.- 324 с.
- 24.Фоменко Т.Г., Бутовецкий В.С., Погарцева Е.М. Технология обогащения углей: Справ. пособие. - 2-е изд., перераб. и доп. - Москва: Недра, 1985.- 367 с.
- 25.Чуянов Г.Г. Обезвоживание, пылеулавливание и охрана окружающей среды: Учеб. для вузов. - Москва: Недра, 1987.- 260 с.
- 26.Шохин В.Н., Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения: Учеб. для вузов. - Москва: Недра, 1980.- 400 с.

Зміст

Передмова	3
1 Зміст і обсяг проекту збагачувальної фабрики	4
1.1 Загальні вимоги щодо проекту збагачувальної фабрики	4
1.2 Техніко-економічне обґрунтування	5
1.3 Технічний проект	5
1.4 Об'ємне проектування	8
1.5 Модульно-блоковий метод формування вуглезбагачувальних фабрик	8
1.6 Порядок проектування	10
1.7 Вихідні дані для проектування	11
1.8 Системи автоматизованого проектування	12
2 Збагачувальні фабрики	13
2.1 Класифікація процесів переробки корисних копалин	13
2.2 Класифікація і склад збагачувальних фабрик	14
2.3 Схеми переробки корисних копалин	16
3 Вибір показників роботи фабрики	18
3.1 Мінімально допустимий вміст корисного компонента у вихідній сировині	18
3.2 Продуктивність і режим роботи фабрики	19
3.3 Вибір якісних показників схеми збагачення	21
3.4 Основні розрахункові рівняння	22
4 Вибір і розрахунок схем дроблення	25
4.1 Схеми дроблення при підготовці руд до подрібнення	25
4.2 Схеми дроблення при підготовці руд до самоподрібнення	29
4.3 Вибір варіанта схеми дроблення	32
4.4 Схеми дроблення при підготовці руд до збагачення	33
4.5 Розрахунок схем дроблення	33
5 Вибір і розрахунок схем подрібнення	38
5.1 Операції класифікації в схемах подрібнення	38
5.2 Схеми подрібнення в стержневих і кульових млинах	39
5.3 Схеми рудного самоподрібнення	42
5.4 Вибір схеми подрібнення	43
5.5 Розрахунок схем подрібнення	45
6 Вибір і розрахунок схем збагачення	49
6.1 Класифікація схем збагачення	49
6.2 Принципові схеми флотації	51
6.3 Схеми збагачення руд чорних металів	63

6.4	Схеми збагачення руд розсипних родовищ.....	71
6.5	Розрахунок схем збагачення	76
6.6	Схеми збагачення вугілля	79
7	Вибір і розрахунок водно-шламової схеми	110
7.1	Порядок розрахунку водно-шламової схеми	110
7.2	Порядок розрахунку системи регенерації оборотної води	114
8	Породне господарство фабрики	118
8.1	Транспортування й укладання дрібних мокрих відходів.....	118
8.2	Транспортування й укладання крупних сухих відходів	120
8.3	Схеми складування відходів і оборотного водопостачання	124
8.4	Рекультивація земель, зайнятих відходами вуглезбагачення.....	127
9	Вибір обладнання	128
9.1	Загальні принципи вибору і технологічного розрахунку обладнання.....	128
9.2	Технологічне обладнання підготовчих операцій.....	129
9.3	Технологічне обладнання збагачувальних операцій.....	153
9.4	Технологічне обладнання заключних операцій	178
10	Проектно-компонувальні рішення цехів і відділень збагачувальних фабрик.....	192
10.1	Основні принципи компоновання	192
10.2	Схеми компоновання обладнання	193
10.3	Приймальні пристрої	194
10.4	Бункери і склади сировини та концентратів	196
10.5	Корпус крупного дроблення	204
10.6	Корпус середнього і дрібного дроблення.....	208
10.7	Головні корпуси збагачувальних фабрик	211
10.8	Особливі випадки компоновання	224
10.9	Нестационарні збагачувальні фабрики	226
10.10	Автоматичний контроль і регулювання технологічних процесів	228
10.11	Пошили жолобів для самопливного транспорту	230
10.12	Допоміжні служби збагачувальної фабрики	231
11	Генеральний план збагачувальної фабрики	235
11.1	Вибір майданчика для будівництва збагачувальної фабрики	235
11.2	Принципи проектування генерального плану.....	237
11.3	Норми й вимоги при проектуванні генерального плану.....	239
12	Основи будівельної справи	243
12.1	Вимоги до виробничих будівель збагачувальних фабрик.....	243
12.2	Умови експлуатації будівель і споруд збагачувальної фабрики	243
12.3	Будівельні матеріали	246
12.4	Мінеральні в'язучі речовини. Будівельні розчини	248
12.5	Властивості будівельних матеріалів	249

12.6 Частина будівель і споруд.....	253
12.7 Уніфікація будівельних параметрів промислових будівель.....	258
12.8 Типи будівель вуглезбагачувальних фабрик.....	261
12.9 Основні принципи монтажу обладнання.....	263
Список рекомендованої літератури	265

Смирнов Валерій Олександрович
Білецький Володимир Стефанович

**Проектування збагачувальних фабрик
і основи будівельної справи**