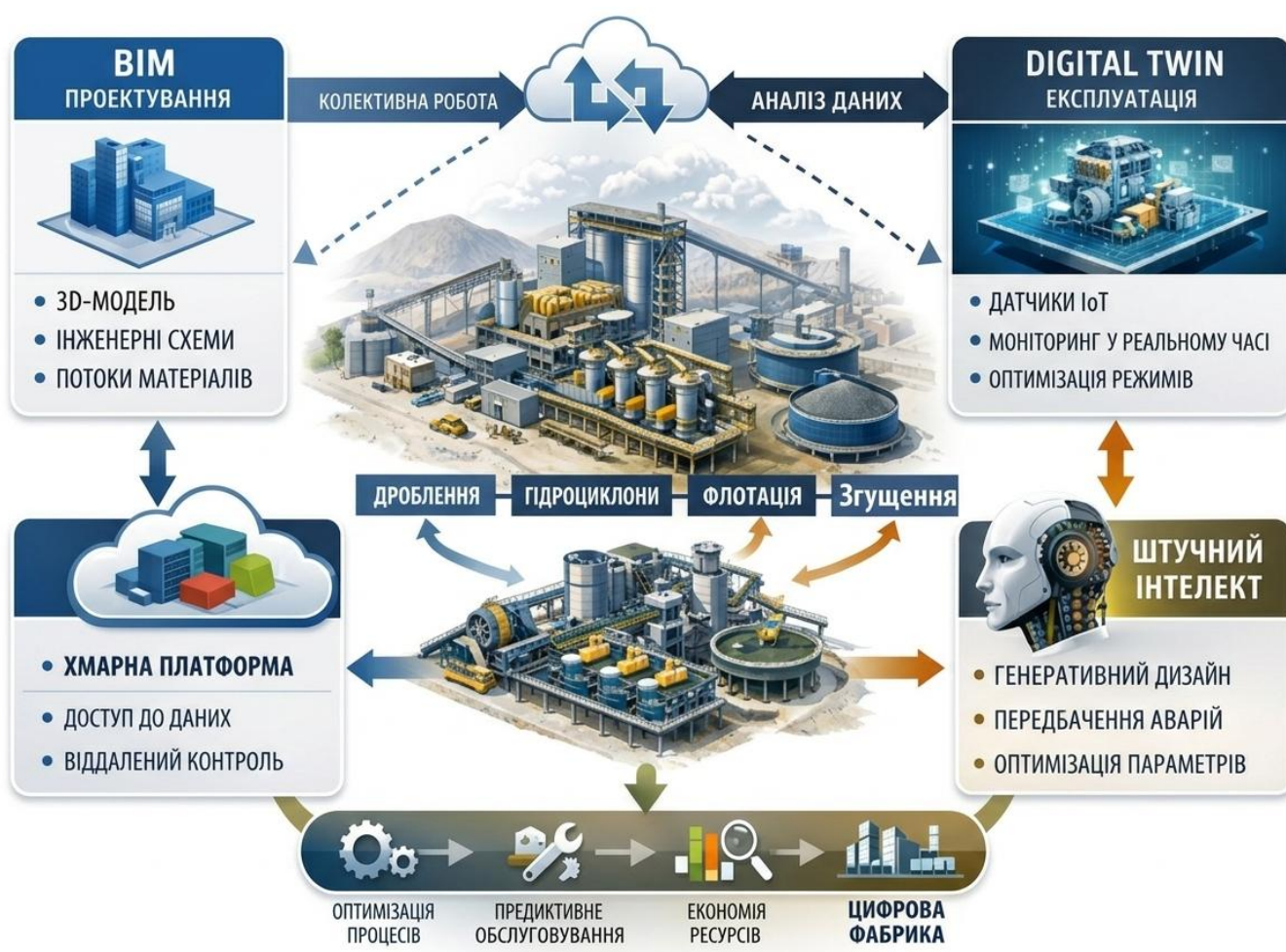


ПРОЄКТУВАННЯ ГІРНИЧО-ЗБАГАЧУВАЛЬНИХ ПІДПРИЄМСТВ

НАВЧАЛЬНИЙ ПОСІБНИК

для здобувачів вищої освіти магістерського та освітньо-наукового рівнів галузі знань G «Інженерія, виробництво та будівництво» спеціальності G16 «Гірництво та нафтогазові технології» освітньо-професійної програми «Збагачення корисних копалин»



УДК 622.75

Затверджено вченою радою Криворізького національного університету як навчальний посібник (протокол № 9 від 25.03.2026 р.)

Рецензенти:

Прядко Н.С. – д.т.н., професор, завідувач відділу термогазодинамвкки енергетичних установок Інституту технічної механіки Національної академії наук України і Державного космічного агентства України

Касим Д.О. – д.т.н., професор, зав. кафедри металургійних технологій Державного університету економіки і технологій, Україна

Курило М.М. – д.г.н., доцент кафедри геології родовищ корисних копалин навчально-наукового інституту «Інститут геології» Київського національного університету імені Тараса Шевченка, Україна

Проектування гірничо-збагачувальних підприємств. Навчальний посібник / Олійник Т.А., Скляр Л.В. – Кривий Ріг, Видавець Барихіна Н.Л., 2026. – 282 с.
ISBN 978-617-8766-13-9

У навчальному посібнику висвітлено теоретичні засади та практичні аспекти проектування гірничо-збагачувальних підприємств. Розглянуто питання розроблення техніко-економічного обґрунтування та робочого проекту, вимоги до проектно-кошторисної документації, принципи формування і розрахунку технологічних схем дроблення та збагачення корисних копалин. Подано методичні підходи до вибору й компонування основного технологічного обладнання, розроблення генерального плану підприємства, організації транспортного та ремонтного господарства, систем водооборотного постачання і хвостосховищ. Окреслено можливості застосування САПР у сучасному інженерному проектуванні.

Видання призначене як навчальний посібник для здобувачів вищої освіти всіх рівнів (бакалаврського, магістерського та освітньо-наукового), а також для науково-педагогічних працівників і фахівців галузі знань G «Інженерія, виробництво та будівництво» спеціальності G16 «Гірництво та нафтогазові технології» освітньо-професійної програми «Збагачення корисних копалин».

Редакційна обробка авторів

ISBN 978-617-8766-13-9

© Олійник Т.А., Скляр Л.В., 2026

© Видавець Барихіна Н.Л., 2026

ЗМІСТ

ВСТУП.....	8
1 ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ІЗ ПРОЄКТУВАННЯ ГІРНИЧО-ЗБАГАЧУВАЛЬНИХ ПІДПРИЄМСТВ.....	13
1.1 Організація наукових досліджень на стадії передпроектних робіт	13
1.1.1 Завдання на проєктування гірничо-збагачувального підприємства	13
1.1.2 Технологічний регламент.....	14
1.1.3 Техніко-економічне обґрунтування кондицій на мінеральну сировину. .	18
1.1.3.1. Облік запасів корисних копалин в Україні	19
1.1.3.2. Техніко-економічне обґрунтування кондицій на мінеральну сировину.	23
1.1.4. Техніко-економічний розрахунок (ТЕР) та техніко-економічне обґрунтування (ТЕО) доцільності проєктування будівництва, реконструкції чи розширення підприємств.	27
1.1.5. Вибір, погодження та затвердження майданчика для будівництва.	32
1.2. Організація та порядок проєктування гірничо-збагачувальних підприємств	33
1.2.1. Порядок та стадійність проєктування гірничо-збагачувальних підприємств.....	33
1.3. Робочий проєкт.....	36
1.4. Технологічні рішення	38
1.5 Будівельні рішення.....	39
1.6 Охорона навколишнього природного середовища.....	40
1.7. Кошторисна частина	42
1.8. Вихідні дані для проєктування гірничо-збагачувальних підприємств.....	49
2 ЗБАГАЧУВАЛЬНІ ФАБРИКИ. ЯКІСТЬ СИРОВИНИ ТА ТОВАРНОЇ ПРОДУКЦІЇ	52
2.1. Класифікація збагачувальних фабрик.....	52
2.2 Якість сировини та товарної продукції гірничо-збагачувального підприємства.	54
2.3 Продуктивність гірничо-збагачувального підприємства та його цехів.	56
2.4. Основні поняття, терміни та умовні позначення при проєктуванні гірничо-збагачувальних підприємств.	62
3. ДРОБАРНІ ФАБРИКИ. СХЕМИ ДРОБЛЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН, ВИБІР, ОБҐРУНТУВАННЯ ТА РОЗРАХУНОК ПОТОКІВ ТВЕРДОГО В ОПЕРАЦІЯХ СХЕМИ ДРОБЛЕННЯ	67

3.1 Крупність руди, що надходить на гірничо-збагачувальне підприємство при відкритому та підземному видобутку корисних копалин.	67
3.2 Усереднення руд і концентратів	67
3.3. Схеми дроблення корисних копалин. Вибір та обґрунтування технології дроблення.	68
3.4. Розрахунок схем дроблення корисних копалин.....	78
3.6 Приклад розрахунку схеми дроблення корисних копалин	83
4. СХЕМИ ПОДРІБНЕННЯ. ВИБІР, ОБҐРУНТУВАННЯ ТА РОЗРАХУНОК СХЕМ ПОДРІБНЕННЯ	86
4.1 Операції класифікації в схемах подрібнення	86
4.2 Схеми подрібнення в стержневих і кульових млинах	88
4.3 Схеми рудного самоподрібнення.....	91
4.4 Вибір схеми подрібнення	95
4.5 Розрахунок схем подрібнення.....	96
4.6 Приклади розрахунку деяких типових схем подрібнення	100
4.7. Розрахунок схем самоподрібнення.....	103
5. ВИБІР ТА ОБҐРУНТУВАННЯ СХЕМ ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН	105
5.1 Класифікація схем збагачення корисних копалин.....	105
5.2. Рекомендації щодо вибору схем збагачення корисних копалин.....	108
5.3 Технологічні схеми збагачення залізних руд	110
5.4. Принципові схеми флотації поліметалевих руд.....	117
5.5. Побудова схем флотації.....	119
5.6. Схеми збагачення руд розсипних родовищ	120
6. РОЗРАХУНОК ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ ЗБАГАЧЕННЯ.....	125
6.1 Розрахунок числа вихідних показників для визначення потоку твердого в операціях схеми	125
6.2 Розрахунок проектної технологічної схеми	126
6.3 Розрахунок технологічної схеми збагачувальної фабрики, що діє, за результатами її випробування.....	127
6.4 Розрахунок водно-шламової схеми	132
7 ВИБІР ТА РОЗРАХУНОК ТЕХНОЛОГІЧНОГО ОБЛАДНАННЯ	137
7.1. Загальні вимоги та методика вибору.....	137
7.2. Дробарки	139
7.3. Грохоти.....	144

7.4. Млини	145
7.5. Класифікатори	151
7.6. Гідроциклони	155
7.7 Суспензійні сепаратори та суспензійні циклони	162
7.8. Відсаджувальні машини	164
7.9. Концентраційні столи	165
7.10. Гвинтові сепаратори і гвинтові шлюзи	166
7.11 Шлюзи	168
7.12. Струминні і конусні сепаратори	171
7.13. Машини для промивання	172
7.14. Магнітні сепаратори	174
7.15. Електросепаратори	183
7.16. Флотаційні машини	184
7.17. Устаткування для знешламлення	186
7.18. Устаткування для зневоднення та сушіння	186
7.19. Перемішувачі	191
7.20. Фабричний конвеєрний транспорт	192
7.21. Насоси та трубопроводи	194
7.22 Бункери	196
8. ПРОЄКТНО-КОМПУНУВАЛЬНІ РІШЕННЯ. РОЗМІЩЕННЯ ОБЛАДНАННЯ У КОРПУСАХ ГІРНИЧО-ЗБАГАЧУВАЛЬНОГО ПІДПРИЄМСТВА	200
8.1. Загальні вимоги	200
8.2. Основні будівельні параметри корпусів збагачувальної фабрики	202
8.3. Конструктивні елементи будівель	204
8.4. Корпуси крупного дроблення	207
8.5. Корпуси середнього та дрібного дроблення	209
8.6. Проектно-компонувальні рішення щодо дробарних фабрик	211
8.7. Головний корпус збагачувальної фабрики	216
8.7.1. Відділення подрібнення у разі застосування стрижневих або кульових млинів	216
8.7.2. Основні проектно-компонувальні рішення відділень подрібнення з млинами самоподрібнення	221
8.7.3. Основні положення компонування обладнання у цеху магнітної сепарації	222

8.7.4. Особливості компонування обладнання у цеху флотації	222
8.7.5. Розміщення обладнання у гравітаційних цехах фабрики	225
8.8. Компонування обладнання у відділеннях згущення, фільтрації, сушки..	225
8.9. Зберігання і відвантаження концентрату	227
8.10. Проектування мобільних збагачувальних фабрик.....	229
9. ПІДЙОМНО-ТРАНСПОРТНЕ ТА РЕМОНТНЕ ГОСПОДАРСТВО ЗБАГАЧУВАЛЬНОЇ ФАБРИКИ. ВІДДІЛ ТЕХНІЧНОГО КОНТРОЛЮ (ВТК). ДОСЛІДНИЦЬКА ЛАБОРАТОРІЯ (НДЛ). РЕМОНТ ТА ОБСЛУГОВУВАННЯ ОБЛАДНАННЯ	233
9.1. Підйомно-транспортне господарство.....	233
9.2. Ремонтне господарство збагачувальних фабрик.....	235
9.3. Відділ технічного контролю (ВТК) на збагачувальній фабриці	237
9.4. Фабрична науково-дослідна лабораторія.....	238
9.5. АСУТП і АСУП на збагачувальній фабриці	239
9.6. Допоміжні будівлі й споруди	240
10. ГЕНПЛАН ЗБАГАЧУВАЛЬНОЇ ФАБРИКИ	242
10.1. Вибір майданчика для будівництва фабрики	242
10.2 Генеральний план	243
11. ХВОСТОВЕ ГОСПОДАРСТВО ТА ВИРОБНИЧЕ ВОДОПОСТАЧАННЯ І ВОДОВІДВЕДЕННЯ	249
11.1. Загальні вимоги	249
11.2. Водопостачання (зворотне, водопідготовка).....	249
11.3. Водовідведення.....	253
11.4. Підготовка хвостів до складування	253
11.5. Вимоги до охорони праці на дробильно-збагачувальних фабриках.....	256
11.6. Заходи з охорони водойм, ґрунтів, атмосферного повітря і рекультивуації земель.....	257
12 СИСТЕМИ АВТОМАТИЗОВАНОГО ПРОЄКТУВАННЯ (САПР)	261
12.1 Використання САПР у гірництві.	261
12.2 Історія розвитку САПР	262
12.3. Основні поняття в САПР	263
12.4. Структура САПР	263
12.5. Математичні моделі об'єктів САПР ЗФ	263
12. 6. Програмне забезпечення САПР	265
12.7. Сучасні тенденції розвитку САПР	266

12.7.1 ВІМ-ТЕХНОЛОГІЇ.....	266
12.7.2 Цифрові двійники.....	267
12.7.3 Хмарні платформи	270
12.7.4 Штучний інтелект у проєктуванні.....	270
КОНТРОЛЬНІ ЗАВДАННЯ	272
СПИСОК ДЖЕРЕЛ	277

ВСТУП

Проектування гірничо-збагачувальних підприємств (збагачувальних фабрик) – це комплекс заходів, що завершують перехід корисної копалини з категорії потенційної цінності в реальну – товарну продукцію. *Проект* (від лат. – «кинутий уперед задум») – це сукупність певних дій, документів, попередніх текстів, задумів або планів створення матеріального об'єкта, предмета, різного роду теоретичних продуктів. Проект гірничо-збагачувальних підприємств неможливо створити та реалізувати без творчої діяльності.

Мета проектування гірничо-збагачувальних підприємств полягає у створенні технічно досконалого, економічно доцільного та безпечного об'єкта (або процесу), який забезпечує виконання заданих функцій у встановлених умовах експлуатації з дотриманням нормативних вимог. Іншими словами, проектування спрямоване на: досягнення необхідних техніко-технологічних показників; мінімізацію витрат ресурсів; забезпечення надійності, безпеки та сталості роботи об'єкта.

До *основних завдань проектування* гірничо-збагачувальних підприємств відносяться такі:

1. Формування технічної концепції:
 - визначення функцій об'єкта;
 - вибір принципів технічних і технологічних рішень.
2. Розробка варіантів проектних рішень:
 - синтез альтернативних схем і конструкцій;
 - попередня оцінка їх ефективності.
3. Технічне обґрунтування:
 - виконання технологічних, конструктивних і енергетичних розрахунків;
 - перевірка працездатності та надійності рішень.
4. Оптимізація:
 - вибір найкращого варіанта за сукупністю критеріїв;
 - узгодження технічних, економічних та екологічних вимог.
5. Документальне оформлення:
 - підготовка проектної та робочої документації;
 - забезпечення можливості реалізації та експлуатації об'єкта.

Проектування гірничо-збагачувальних підприємств має комплексний характер і охоплює низку взаємопов'язаних аспектів а саме: технічний та технологічний, економічний та екологічний, соціальний та організаційні аспекти. *Технічний аспект* охоплює питання працездатності й надійності; відповідності проекту нормативам; можливості виготовлення обладнання та його монтажу. *Технологічний аспект* направлений на вирішення питань: ефективності технологічних процесів; стабільності параметрів і адаптивності до змін умов. Капітальні та експлуатаційні витрати, економічна ефективність та термін окупності розраховуються при вирішенні *економічного аспекту*. *Екологічний аспект* направлений на вирішення проблем впливу гірничо-

збагачувального підприємства на довкілля; питань ресурсозбереження; відповідності технології екологічним стандартам. Обов'язковими розділами у проекті є розробка заходів: з безпеки праці та цивільної оборони, впливу роботи підприємства на персонал і суспільство; ергономіки та зручності експлуатації, що відноситься до *соціального аспекту* проекту. Завершується проект гірничо-збагачувального підприємства організаційним аспектом, який включає заходи з можливості реалізації проекту; строки будівництва та монтажу; логістику і управління процесами - *соціальний аспект проекту*.

Отже, мета проектування гірничо-збагачувального підприємства визначає загальний напрям, завдання конкретизують шляхи її досягнення, а аспекти забезпечують комплексний і системний підхід до створення ефективного інженерного об'єкта.

Проектування гірничо-збагачувального підприємства повинно відповідати таким принципам, як: ітераційності, типізації, уніфікації, декомпозиції, ієрархічності, перспективності, довговічності. Ітераційність полягає в багаторазовому уточненні проектних рішень шляхом послідовних наближень. Суть принципу: повернення до попередніх етапів після отримання нових даних; коригування рішень за результатами розрахунків, моделювання, експериментів. При цьому проектування гірничо-збагачувальних підприємств розглядається як циклічний, а не лінійний процес. Типізація передбачає використання типових, перевірених у практиці проектних рішень та забезпечує: скорочення строків проектування; зниження ризиків; підвищення надійності об'єктів. Уніфікація полягає у зменшенні номенклатури елементів, вузлів та конструкцій шляхом приведення їх до єдиних стандартів і як результат: спрощення виготовлення, монтажу та експлуатації; зменшення вартості запасних частин. Декомпозиція - це поділ складного об'єкта або процесу на простіші складові частини. Дає змогу: спростити аналіз і синтез проектних рішень; виконувати проектування окремих підсистем незалежно. Ієрархічність передбачає багаторівневу структуру об'єкта проектування. Вона характеризується: підпорядкованістю рішень нижчого рівня рішенням вищого рівня; наявністю рівнів: система → підсистема → елемент. Перспективність означає орієнтацію проекту на майбутні умови експлуатації і враховує: можливість розширення або модернізації; зміну сировинної бази та технологій. Довговічність полягає у забезпеченні тривалого терміну служби об'єкта з мінімальними втратами функціональних властивостей. Досягається це за рахунок: правильного вибору матеріалів; закладення запасів міцності; передбачення умов зношування.

Традиційно проектування збагачувальних фабрик починалося з вибору окремих апаратів — дробарок, млинів, гідроциклонів, флотаційних машин. Проте практика показує, що навіть оптимально підібране обладнання не гарантує ефективної роботи, якщо загальна компоновка фабрики є нераціональною.

Проектування гірничо-збагачувального підприємства повинно завжди починатися з руди, а не з обладнання.

Сучасний проект повинен відповідати таким положенням:

- схема фабрики має адаптуватися до руди, а не навпаки;

- відсутність «зайвих» операцій і дублювання процесів;
- оптимум, а не максимум - оптимальність технологічної схеми збагачення корисних копалин;
- масштабування та модульність - фабрика повинна «рости» без повного перепроєктування;
- надійність і безперервність роботи - технологія має бути не лише ефективною, а й живучою;
- автоматизація та керованість процесів - оператор керує процесом, а не «гасить пожежі»;
- енерго- та ресурсоефективність - мінімальні витрати на одиницю товарної продукції;
- екологічна та промислова безпека - екологія - не додаток, а частина технології;
- економічна обґрунтованість - технологічно ідеальне рішення без економіки - нежиттєздатне
- узгодженість усіх підсистем тобто комплексність проєктування фабрики. При цьому фабрика розглядається як єдина система, що включає: технологію; будівельну частину; енергетику; транспорт; водо- та шламове господарство.

Таким чином, сучасна збагачувальна фабрика є кіберфізичною системою, а не просто сукупністю машин. При цьому сучасне проєктування збагачувальних фабрик виходить за межі вибору окремих апаратів. Воно потребує системного бачення підприємства як єдиного просторово-технологічного комплексу.

Проєктування технічного об'єкта пов'язане зі створенням, перетвореннями і поданням до прийнятної форми образу цього об'єкта. Образ об'єкта або його складових частин може створюватися в уяві людини в результаті творчого процесу, або генеруватися за деякими алгоритмами в процесі взаємодії людини і ПЕОМ.

В процесі проєктування виконуються елементарні дії - *проєктні операції*, а саме розрахунок параметрів; вибір обладнання; побудова схем; оформлення креслень. логічно завершені сукупності проєктних операцій, об'єднані спільною метою – це *проєктні процедури*. Як приклади це розробка технологічної схеми; виконання матеріального балансу; техніко-економічне порівняння варіантів.

Результатом проєктування є *проєктне рішення*. Це як правило, повний комплект документації, що містить достатні відомості для виготовлення об'єкта в заданих умовах. Проєктне рішення — це науково обґрунтований і технічно оформлений вибір варіанта дій, спрямований на досягнення заданої мети проєктування з урахуванням технологічних, економічних, екологічних і соціальних обмежень. Проєктне рішення приймається на основі аналізу альтернатив; фіксується у вигляді креслень, розрахунків, схем, пояснювальних записок; визначає параметри об'єкта або процесу на конкретному рівні проєктування. Ця документація являє собою остаточний опис об'єкта.

Слід зазначити, що для прийняття остаточного рішення в проєктування приймаються такі підходи.

Системний підхід розглядає об'єкт проектування як цілісну систему, елементи якої взаємопов'язані між собою та із зовнішнім середовищем. Основна ідея: оптимізація не окремих елементів, а системи в цілому. Ми розглядаємо проєкт з позиції «пташиного польоту». Проектування збагачувальної фабрики «з пташиного польоту» дозволяє перейти від локальної оптимізації обладнання до системної оптимізації виробництва. Підхід «з пташиного польоту» дозволяє одразу бачити фабрику як систему взаємопов'язаних потоків. Він дозволяє оцінити не лише технологічні параметри, але й логістику потоків, енергетичні зв'язки, водооборот та екологічні наслідки ще на ранніх стадіях проектування. Ключовий меседж: перехід від проектування окремих апаратів до системного бачення фабрики як єдиного технологічного, просторового та енергетичного організму. Йдеться не про масштаб чи розмір об'єкта, а про рівень системного мислення, коли фабрика розглядається як єдиний просторово-технологічний організм. На цьому етапі проектування важливо не деталізувати апарати, а визначити логіку взаємодії всіх підсистем. Сьогодні підхід «з пташиного польоту» неможливий без цифрових інструментів. BIM-моделі та цифрові двійники дозволяють віртуально перевіряти різні сценарії роботи фабрики. CFD-моделювання використовується для критичних зон - зумпфів, гідроциклонних батарей, розподільників потоків. Сучасні фабрики працюють в умовах жорстких екологічних обмежень. Тому водооборотні цикли, зв'язок з хвостосховищем та енергетична ефективність мають бути закладені на концептуальному рівні. Пізні коригування цих рішень, як правило, є найдорожчими.

Соціально-економічний підхід полягає в урахуванні економічної ефективності проєкту та його впливу на персонал і суспільство. Він включає: аналіз витрат і результатів; умови праці; екологічні та соціальні наслідки

Діалектичний підхід ґрунтується на розгляді об'єкта в розвитку, суперечностях і зміні. Передбачає: аналіз взаємодії протилежних факторів (ефективність ↔ вартість, продуктивність ↔ надійність); врахування динаміки технічного прогресу.

До проєктів гірничо-збагачувальних підприємств висувають такі вимоги:

- раціональне і комплексне використання мінеральних ресурсів із використанням безвідходної технології;
- висока продуктивність праці на базі нової технології, високопродуктивного обладнання, автоматизації і механізації;
- економне використання землі та ефективна охорона навколишнього середовища, для чого необхідно передбачити безстічну технологію, оборотне водопостачання, рекультивацію відвалів, очищення газів;
- використання типового устаткування, будівельних конструкцій і проєктів;
- дослідження можливості кооперування фабрики, яка проєктується, з іншими підприємствами району з питань електро- і водопостачання, транспорту, будівництва житла;
- розробка найбільш економічного рішення генерального плану за рахунок компактного розміщення цехів і устаткування;

- 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 гірничо-видобувним підприємством (шахтою, рудником, кар'єром, копальнею тощо) і переробним (хімічним, коксохімічним, металургійним заводом), то проєкт 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 видачою техноробочого проєкту і у дві стадії з видачою технічного проєкту і робочих креслень. Рішення про варіант проєктування приймається інстанцією, що затверджує техніко-економічне обґрунтування доцільності будівництва збагачувальної фабрики.

Уміння обробити дані поточного контролю технологічного процесу, скласти технологічний баланс, проаналізувати ефективність процесу на кожному рівні – основне математичне вміння інженера технолога, без якого важко уявити його кар'єру на сучасному підприємстві. Основною базовою процедурою тут є математична статистика, у т.ч. аналіз та компресія даних.

Нині у розвинених гірничодобувних країнах моделювання технологічних процесів стало індустріальним стандартом. Це означає, що будь-який проєкт нового обладнання або фабрики включає стадію комп'ютерного моделювання, а обробка даних про технологічний процес фабрики в обов'язковому порядку проводиться за допомогою відповідних моделей. На черзі наступний крок розвитку – високоточне моделювання, яке дозволяє радикально підвищити точність моделі, тобто ступінь її відповідності до реального процесу – від поточних 10-15% до 5%.

Отже, проєктування гірничо-збагачувальних підприємств є багаторівневим, ітераційним процесом, у якому поєднуються інженерні, економічні та соціальні аспекти, а проєктні рішення формуються на основі системного, соціально-економічного й діалектичного підходів.

Завдання для самоперевірки

1. Дати пояснення термінів: проєктне рішення; принципи ітераційності, типізації, уніфікації, декомпозиції, ієрархічності, перспективності, довговічності, системного, соціально-економічного та діалектичного підходу в проєктуванні; проєкті операції та процедури.
2. Назвати мету, завдання та аспекти проєктування.
3. Розглянути проєктування збагачувальних фабрик з позиції «пташиного польоту».

1 ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ІЗ ПРОЄКТУВАННЯ ГІРНИЧО-ЗБАГАЧУВАЛЬНИХ ПІДПРИЄМСТВ

1.1 Організація наукових досліджень на стадії передпроектних робіт

1.1.1 Завдання на проектування гірничо-збагачувального підприємства

Проектування гірничо-збагачувального підприємства починається із завдання на проектування, яке відображає потреби суспільства в отриманні деякого технічного виробу. Це завдання видається у вигляді тих чи інших документів і є вихідним (первинним) описом об'єкта.

Проектні завдання в інженерії збагачувальних фабрик є багатокомпонентними та охоплюють увесь життєвий цикл об'єкта - від ідеї до експлуатації. Залежно від мети, рівня деталізації та стадії реалізації їх доцільно класифікувати за такими ознаками. Проектні завдання не існують ізольовано - вони формують ієрархічну систему, в якій рішення на ранніх етапах визначають ефективність усієї фабрики. Класифікація проектних завдань у проектуванні гірничо-збагачувальних підприємств наведена в таблиці.

Таблиця 1.1 - Класифікація проектних завдань у проектуванні гірничо-збагачувальних підприємств

Ознака класифікації	Види проектних завдань	Приклади
За стадіями проектування	Передпроектні	Аналіз сировинної бази. аналіз мінералогічного та хімічного складів руди; вибір принципової технологічної схеми, ТЕО.
	Проектні	Розрахунок продуктивності фабрики; вибір типів млинів, гідроциклонів, флотаційних машин; матеріальні та водні баланси. Розробка технологічної, будівельної та інженерної частин
	Робочі	Компонування обладнання у корпусах; специфікація апаратів і трубопроводів; розробка монтажних креслень; деталізація креслень, монтажні схеми
За функціональним призначенням	Технологічні	Вибір методу збагачення. Вибір кількості стадій подрібнення; діаметра млинів; параметрів батарей гідроциклонів. Вибір методу (флотація, магнітна, гравітаційна); розрахунок режимів роботи апаратів. Вибір згущувачів, фільтрів; розрахунок вологості концентрату і хвостів
	Конструктивні	Компоновка обладнання, проектування будівель і споруд
	Інженерні	Електропостачання, водопостачання, автоматизація
За рівнем деталізації	Концептуальні	Формування загальної ідеї фабрики, вибір типових рішень. Формування загальної схеми фабрики (однолінійна, дволінійна, каскадна).
	Розрахункові	Матеріальні, водні, енергетичні та гідродинамічні розрахунки. Баланси за твердим, водою і металом; гідродинамічні та енергетичні розрахунки.
	Конструкторські	Розробка креслень вузлів і агрегатів

Продовження табл 1.1

Ознака класифікації	Види проєктних завдань	Приклади
За масштабом і складністю	Локальні	Модернізація окремого апарата або дільниці
	Комплексні	Реконструкція фабрики, впровадження нової технологічної лінії
	Системні	Проектування збагачувальної фабрики «з нуля»
За характером рішень	Типові	Застосування стандартних схем і серійного обладнання
	Оптимізаційні	Пошук оптимальних параметрів за кількома критеріями. Наприклад, підбір оптимального діаметра гідроциклонів або режимів флотації.
	Інноваційні	Впровадження нових апаратів, цифрове моделювання Використання CFD для аналізу потоків; цифрові двійники апаратів
За умовами реалізації	Нове будівництво	Проектування нової збагачувальної фабрики
	Реконструкція	Технічне переоснащення діючого підприємства
	Обмежені умови	Проектування при дефіциті площ, води або енергії
За критеріями оцінювання	Технологічні	Досягнення заданого вилучення та якості концентрату
	Економічні	Мінімізація CAPEX і OPEX, оцінка окупності
	Екологічні та соціальні	Зменшення викидів, поліпшення умов праці

На стадії передпроектних робіт виконуються наукові дослідження в обсязі рекомендацій за технологічним регламентом. Склад, зміст, порядок розроблення, погодження та затвердження технологічних регламентів, які виконуються науково-дослідними організаціями для розробки проєктів будівництва нових, розширення, реконструкції або технічного переозброєння діючих збагачувальних фабрик, визначаються відповідними інструкціями про порядок розробки, погодження та затвердження технологічних регламентів при використанні їх при проектуванні підприємств кольорової та чорної металургії.

1.1.2 Технологічний регламент

Технологічний регламент поряд із завданням на проектування є обов'язковим, основоположним документом для розробки проєкту (робочого проєкту).

Технологічний регламент може розроблятися на один технологічний процес або на кілька взаємопов'язаних технологічних процесів збагачувальної фабрики і об'єднуються в один загальний технологічний регламент.

При розробці технологічних регламентів повинні бути враховані і використані дані останніх досягнень науки і техніки в області технології виробництва і устаткування, які перевірені досвідом роботи діючих збагачувальних фабрик, а також результати закінчених науково-дослідних,

дослідно-конструкторських і дослідно-промислових робіт за технологічними процесами та устаткуванням, що закладаються в проєкт.

Технологічний регламент розробляється відповідним за профілем головним науково-дослідним інститутом з залученням, при необхідності, організацій-співвиконавців для проведення ними науково-дослідних робіт з окремих питань технології та апаратурного оформлення схем.

Для передпроектних проробок (техніко-економічні обґрунтування, техніко-економічні розрахунки, проєктні пропозиції) при відсутності закінчених досліджень головні науково-дослідні інститути розробляють за заявками проєктних інститутів рекомендації щодо технологічного регламенту.

Вимоги щодо складу та змісту технологічного регламенту.

Запропоновані в технологічному регламенті рішення повинні забезпечувати:

- впровадження новітніх досягнень науки і техніки в області технології виробництва і устаткування на рівні кращих світових досягнень або тих, що перевершують їх;
- механізацію та автоматизацію основних і допоміжних виробничих процесів, автоматизацію управління виробництвом;
- високу якість продукції;
- зниження вартості і скорочення термінів будівництва;
- комплексне і раціональне використання природних ресурсів;
- зниження трудомісткості, матеріало- та енергоємності, використання вторинних енергоресурсів і відходів виробництва;
- нормальні санітарно-гігієнічні і безпечні умови праці;
- охорону навколишнього середовища від забруднення та утилізацію відходів виробництва;
- високі техніко-економічні показники виробництва.

Для збагачувальних підприємств технологічний регламент повинен містити:

- мінеральний, гранулометричний, хімічний та раціональний склад, промислові технологічні типи і технологічні сорти руд;
- фізико-механічні властивості промислових технологічних типів і технологічних сортів руд;
- дані дробимості, подрібнюваності і промививості вихідної (початкової) руди, схильність мінералів до переподрібнення і шламування, насипну щільність продуктів дроблення за процесами переробки, їх рухливість, злежуваність, кут природного нахилу;
- фізико-хімічні константи і властивості пилу, рекомендації щодо переробки пилу;
- можливі коливання показників якості руди (вплив коливань якості руди на показники технологічного процесу, можливі коливання виходу і якості концентратів і проміжних продуктів – хвостів; необхідність усереднення руди або окремої переробки виділених технологічних сортів руд);

- характеристику вкрапленості мінералів, крупність подрібнення для розкриття мінералів, оптимальну крупність подрібнення;
- можливість і доцільність попереднього збагачення кускової руди (передконцентрація);
- можливість і доцільність використання самоподрібнювання і рудногалечного подрібнення;
- рекомендовану технологічну схему з урахуванням комплексного використання сировини і відходів (на схемі повинні бути вказані технологічні показники, режимні параметри);
- реагентний режим із наведеним переліком реагентів та їх витрат у зазначених точках подачі;
- рекомендації щодо вибору устаткування, коефіцієнти і питомі продуктивності устаткування за всіма операціями;
- абразивність сировини, що переробляється, лужність або кислотність пульпи, рекомендації щодо захисту устаткування і технологічних комунікацій;
- дані із знешламлення, згущення та фільтрування проміжних продуктів, концентратів, хвостів;
- дані щодо балансу водоспоживання, водо-шламової схеми;
- баланс металів (рекомендації за показниками вилучення металів, цінних мінералів і сірки в готову продукцію і їх розподіл за продуктами збагачення; рекомендовані показники комплексності використання сировини, що включають хвости збагачення; питомі норми витрат технологічних матеріалів, паливно-енергетичних ресурсів);
- хімічний і мінеральний склад готової продукції та відвальних хвостів;
- вимоги і умови використання зворотної води, її очищення (схема, ступінь та якість очищення), рекомендований рівень водооберту;
- інші рекомендації, необхідні для проектування;
- рекомендації для конструювання основного технологічного устаткування, а також для нестандартного устаткування, що експлуатується в специфічних умовах.

Регламент обов'язково повинен мати метрологічне забезпечення:

- перелік параметрів, що контролюються, із зазначенням точок контролю в технологічній схемі;
- діапазон і періодичність вимірювання;
- технологічні допустимі межі похибки вимірювання і межі запізнювання інформації за кожним параметром вихідних матеріалів власне процесу, кінцевої продукції, що включають підготовчі, основні і допоміжні операції;
- рекомендовані способи вимірювання.

В технологічному регламенті повинні бути такі рекомендації.

- Рекомендації щодо зниження витрат паливно-енергетичних ресурсів, використання вторинних енергоресурсів, в тому числі низькопотенційних.
- Рекомендації щодо механізації ручної праці, в тому числі на ремонтних роботах і допоміжних операціях.
- Рекомендації із автоматизації виробничих процесів, що включають пропозиції із використання промислових роботів.

В технологічному регламенті наводяться вимоги безпеки щодо запропонованих технологічних процесів, що включають:

- дані про відповідність запропонованого технологічного процесу вимогам безпеки праці;
- дані про наявність небезпечних і шкідливих виробничих факторів, їх рівні, якісні та кількісні характеристики і джерела виділення;
- рекомендації, що спрямовані на запобігання, або зниження впливу небезпечних і шкідливих виробничих факторів, які виникають в агрегатах до рівнів, що не перевищують встановлені норми.

До змісту технологічного регламенту можуть входити додаткові вихідні дані, які визначені проектною організацією в технічних вимогах, що зазначені в заявці на розробку технологічного регламенту (наприклад, додаткові вихідні дані, необхідні для проектування розробки розсипних родовищ, фабрик із збагачення золота, фабрик з гідрометалургійної технологією переробки руд благородних металів й ін.).

Техніко-економічні показники повинні бути порівнянні з показниками передових вітчизняних і зарубіжних підприємств аналогів.

Допускається при необхідності розширювати склад технологічних розділів регламентів. До технологічного регламенту мають бути додані:

- акт експертизи про можливість відкритої публікації матеріалів технологічного регламенту і патентний формуляр про перевірку на патентну чистоту;
- копія заявки проектною організацією на розробку технологічного регламенту;
- перелік використаних авторських свідоцтв, науково-дослідних розробок, лабораторних і промислових випробувань, поданих заявок на винаходи.

Можуть бути додані також і допоміжні матеріали для використання їх при проектуванні.

Рекомендації за технологічним регламентом для передпроектних розробок при відсутності закінчених досліджень можуть видаватися в скороченому в порівнянні з технологічним регламентом в повному обсязі, але достатньому для передпроектних розробок. Цей обсяг визначається проектною організацією в заявці на розробку рекомендацій.

Порядок розробки, розгляду і затвердження технологічного регламенту

Технологічний регламент розробляється сертифікованою науково-дослідною організацією за заявкою проектною підприємства. Заявки на розробку

технологічних регламентів складаються проектними організаціями для всіх намічених до розробки проектів (робочих проектів). Термін видачі закінченого і затвердженого технологічного регламенту вказується в заявці проектною організацією, із врахуванням терміну початку проектування, і остаточно визначається при затвердженні тематичних планів робіт науково-дослідних організацій. При необхідності проектні інститути можуть видавати заявки на розробку додаткових (термінових) технологічних регламентів на будь-який технологічний процес, який закладається в проект, але не відбитий в загальному технологічному регламенті.

Розроблений технологічний регламент повинен бути розглянутий і схвалений науково-технічною радою науково-дослідної організації-розробника. Порядок розгляду такий же, як і розгляд звітів про науково-дослідні роботи.

Технологічний регламент затверджується в установленому порядку.

Термін дії затвердженого технологічного регламенту, як правило, не повинен перевищувати 5 років. Для використання регламенту при розробці проектів понад зазначеного терміну він коригується науково-дослідною організацією-розробником, або термін його дії продовжується.

Проектні інститути, що використовують при проектуванні розроблені за їх заявками технологічні регламенти (або рекомендації), зобов'язані погоджувати прийняті ними проектні рішення в технологічній частині з науково-дослідними інститутами-розробниками технологічних регламентів (рекомендацій). Це узгодження оформлюється відповідними протоколами.

Розбіжності щодо використання технологічного регламенту при проектуванні, що виникають між проектною і науково-дослідною організаціями, розглядаються і вирішуються ними.

Науково-дослідна організація - розробник технологічного регламенту і проектна організація, яка використовувала у своєму проекті цей технологічний регламент, зобов'язані на договірних засадах з організацією замовником брати участь в пусконаладжувальних роботах, освоєнні устаткування і технології до досягнення на підприємстві проектних показників.

Відповідальність за правильність і повноту розробки технологічного регламенту, за точність визначених у ньому вихідних даних для проектування несе головна науково-дослідна організація -розробник регламенту.

За правильне використання технологічного регламенту і наведених в ньому вихідних даних при проектуванні відповідає проектна організація – розробник проекту.

1.1.3 Техніко-економічне обґрунтування кондицій на мінеральну сировину.

Проектування гірничо-збагачувального підприємства повинно здійснюватися на базі звіту про детальну розвідку родовища з підрахунком затверджених запасів.

Єдині, встановлені принципи підрахунку і державного обліку запасів твердих корисних копалин у надрах за ступенем їх вивченості і економічним значенням, умови, що визначають підготовленість розвіданих родовищ для промислового освоєння, викладені в Класифікації запасів родовищ і прогнозних ресурсів твердих корисних копалин.

Кондиції — це сукупність граничних вимог до якості, кількості та умов залягання мінеральної сировини, за яких її промислове освоєння є технічно можливим і економічно доцільним за заданих техніко-економічних умов.

Кондиції визначають межу між: балансовими запасами (економічно доцільні) та позабалансовими запасами (поки що недоцільні).

Кондиції встановлюють межу між промисловими та неперспективними запасами і є базою для: підрахунку та класифікації запасів, вибору способу розробки родовища, проектування гірничо-збагачувальних підприємств, оцінки інвестиційної привабливості об'єкта.

1.1.3.1. Облік запасів корисних копалин в Україні

Родовища корисних копалин – це нагромадження мінеральних речовин в надрах, на поверхні землі, в джерелах вод та газів, на дні водоймищ, які за кількістю, якістю та умовами залягання є придатними для промислового використання. Для визначення промислової цінності родовищ і оцінки запасів корисних копалин по кожному родовищу встановлюються кондиції на мінеральну сировину, що становлять сукупність вимог до якості і кількості корисних копалин, гірничо-геологічних та інших умов розробки родовища.

Система обліку об'єктів державного фонду включає інформацію державного кадастру родовищ і проявів корисних копалин та державного балансу запасів корисних копалин, а також державну звітність та звітність підприємств, установ, організацій та громадян, які використовують надра або здійснюють проектування, будівництво, реконструкцію, експлуатацію, ліквідацію чи консервацію гірничодобувних об'єктів, у т. ч. континентального шельфу і виключної (морської) економічної зони.

Державний облік родовищ корисних копалин, у т. ч. техногенних, запасів і проявів корисних копалин здійснює центральний орган виконавчої влади, що реалізує державну політику у сфері геологічного вивчення та раціонального використання надр, у порядку, що встановлюється Кабінетом Міністрів України. Це система збору, обробки та зберігання даних про результати геологорозвідувальних та гірничодобувних робіт, який ведеться на підставі звітів про результати геологозйомочних, пошукових, геологорозвідувальних, тематичних, проектно-пошукових та науково-дослідних робіт геологічного профілю, річних звітів гірничодобувних підприємств, звітів про результати технологічних випробувань мінеральної сировини, техніко- економічних обґрунтувань, рішень ДКЗ, інших документів, що стосуються оцінки та списання запасів.

Родовища, у т. ч. техногенні відкриті на території України незалежно від кількості запасів, стану їх розвідки, освоєння і відомчої належності, а також

прояви корисних копалин, запаси і прояви корисних копалин підлягають обліку у державному кадастрі родовищ і проявів корисних копалин. Підставою для внесення об'єкту до державного кадастру є паспорт родовища або прояву корисних копалин. Державний кадастр родовищ і проявів корисних копалин містить відомості щодо кількості та якості запасів корисних копалин і наявних у них компонентів, гірничо-технічних, гідрогеологічних та інших умов розробки родовища та його геолого-економічну оцінку.

Облік запасів корисних копалин у Державному балансі має здійснюватися згідно з Класифікацією України, що затверджена постановою Кабінету Міністрів України від 05.05.1997 № 432, яка гармонізована з Рамковою класифікацією Організації Об'єднаних Націй запасів і ресурсів викопних енергетичних і мінеральних корисних копалин (далі – РКООН). З того часу ця система добре працювала в Україні при виконанні функцій управління ресурсами.

РКООН є уніфікованою глобальною системою що має динамічний розвиток, в якій кількість мінеральної сировини класифікують на основі трьох фундаментальних критеріїв, що характеризують технічні, соціально-економічні та проєктні особливості. РКООН використовується у багатьох країнах для ефективного управління національними ресурсами і ефективного соціально-економічного розвитку енергетичних ресурсів, що сприяють сталому розвитку. Вона дозволяє безпосередньо порівнювати проєкти щодо видобування традиційних видів сировини, таких як нафта, газ, вугілля та уран, з проєктами з відновлюваної енергетики.

Основними зацікавленими сторонами щодо використання РКООН є:

розробники міжнародних енергетичних програм та програм розвитку Мінерально-сировинної бази, оскільки сприяє формуванню послідовної і далекоглядної політики;

Уряди, тому що дозволяє стабільно управляти національними ресурсами; промисловість, оскільки надає дані та інформацію, необхідні для розгортання технологій, управління та фінансів;

фінансове співтовариство тому що дозволяє проводити адекватну інвестиційну політику.

Перевагами використання РКООН є:

структуровані рамкові принципи, правила та керівництва;

співставність (гармонізація) з основними міжнародними і багатьма національними системами класифікацій;

забезпечення простоти використання без втрати повноти та гнучкості; використання глобальною спільнотою;

схема кодування запасів і ресурсів є цифровою, незалежною від лінгвістичних особливостей.

Нині понад 76 країн, у т. ч. і Україна, застосовують РКООН як основну класифікацію або мають сполучні документи зі своїми національними класифікаціями.

Класифікація України встановлює єдині для державного фонду надр України принципи підрахунку, геолого-економічної оцінки, державного обліку

та звітності про використання запасів і ресурсів корисних копалин згідно з рівнем їх економічного та промислового значення (вісь E), ступенем техніко-економічного вивчення і підготовленості покладів корисних копалин до подальшого використання (вісь F), а також ступенем геологічного вивчення і достовірності (вісь G) згідно з категоріями РКООН.

Класифікація України має рамковий характер і придатна для всіх видів корисних копалин. Застосування її до запасів і ресурсів конкретних видів корисних копалин, у т. ч. техногенних, визначається відповідними інструкціями ДКЗ, які розробляються і затверджуються в установленому порядку.

Запаси і ресурси корисних копалин, що характеризуються певними рівнями промислового значення (1xx) і ступенями техніко-економічного (x1x) й геологічного вивчення (xx1), розподіляють на класи, які ідентифікують за допомогою трипорядкового цифрового коду.

Метою державного обліку запасів корисних копалин та наявних у них супутніх корисних компонентів є отримання систематизованої інформації про їх кількість, якість, ступінь геологічної та техніко-економічної вивченості і рівень промислового освоєння, а також відомостей про видобуток і втрати для прийняття управлінських рішень щодо забезпеченості економіки країни достовірними та вірогідними запасами мінеральної сировини, розробки планів розвитку промисловості, забезпечення раціонального і комплексного освоєння родовищ в процесі їх промислового використання, а також розробки напрямів подальшого геологічного вивчення надр.

Основним завданням обліку запасів корисних копалин є отримання повних і достовірних даних про стан на 1 січня кожного року мінерально-сировинної бази підприємства, галузі і країни в цілому, ступеня розвіданості і підготовленості родовища для промислового освоєння, забезпеченості гірничодобувних підприємств розвіданими запасами.

Обліку підлягають як загальні запаси корисних копалин і наявні в них супутні корисні компоненти, так і видобувні запаси, що враховують втрати і розубоження під час видобутку і переробки мінеральної сировини.

Обліку у державному балансі підлягають запаси корисних копалин окремо по кожному об'єкту (родовище, ділянка родовища, шахтне поле та ін.) за основними промисловими типами, сортами, марками, технологічними групами корисних копалин відповідно до діючих державних стандартів, а також за способом відпрацювання, з виділенням запасів сировини, придатної для видобутку підземним, відкритим, гідравлічним та іншими способами.

У підсумках по кожному об'єкту обліку виділяються окремим рядком запаси, що знаходяться в охоронних зонах транспортних магістралей, під населеними пунктами, заповідниками тощо. За ступенем освоєння родовища корисних копалин поділяються на ті, що розробляються, ті, що готуються до розробки, і ті, що не розробляються. Облік запасів металічних і неметалічних корисних копалин ведеться по запасах руди, металу, гірської породи, мінералу, окису або іншої хімічної сполуки. Облік запасів підземних вод, лікувальних грязей та лікувальної ропи проводиться по кожному адміністративному району

та області, де наведена інформація щодо ділянок розвіданих родовищ підземних вод та лікувальної ропи, а саме: басейнів підземних вод, річкових басейнів, водоносних горизонтів та комплексів, хімічного складу води, видобутку та використання. Для лікувальних грязей наводяться: місцезнаходження та назва родовища, рік введення в експлуатацію, глибина залягання корисної копалини, потужність розкривних порід, тип лікувальної грязі, балансові та позабалансові запаси лікувальної грязі, зміни балансових запасів за звітний рік, потужність корисної копалини, характеристика якості лікувальних грязей та їх лікувальних властивостей, стану промислового освоєння та обсяги використання.

Державний облік запасів корисних копалин проводиться на основі щорічних звітних балансів, порядок і терміни подання яких користувачами надр визначаються відповідною інструкцією. Форми звітного балансу запасів корисних копалин (форма звітності № 5-гр (тверді горючі, металічні та неметалічні корисні копалини) (річна) "Звітний баланс запасів корисних копалин за 20__ рік" (далі – форма 5-гр) та форму № 7-гр (підземні води) (річна) "Звітний баланс використання підземних вод за 20__ рік" (далі – форма 7-гр) розроблені ДКЗ та Геоінформ відповідно до таксонів Класифікації запасів і ресурсів корисних копалин державного фонду надр і затверджені наказом Міністерства екології та природних ресурсів України від 14.03.2016 № 97 за погодженням з Держкомстату.

Звітні баланси запасів корисних копалин про стан і зміни запасів складають підприємства та організації, що здійснюють пошуки, розвідку і розробку родовищ в межах визначеної спеціальним дозволом ділянки надр (далі – користувачі надр).

На підставі звітних балансів запасів корисних копалин Геоінформ складає зведені звітні баланси запасів корисних копалин по Україні (за видами корисних копалин) – Державні баланси.

Стан запасів корисних копалин у звітному балансі запасів визначається окремо для родовищ Державного фонду та його Резерву. Звітний баланс запасів корисних копалин підписується виконавцем та керівником підприємства – користувача ділянки надр і при наявності завіряється печаткою. Посадові особи, які підписали звітні баланси запасів корисних копалин, несуть відповідальність за правильність і достовірність наведених у них відомостей.

Державний контроль і нагляд за правильністю ведення державного обліку запасів і звітності про стан та зміни запасів на підприємствах, що здійснюють геологічне вивчення чи промислову розробку родовищ, здійснюють органи державного геологічного контролю Міндовкілля та Держпраці в межах їхньої компетенції.

Державна служба геології та надр України здійснює контроль за своєчасним поданням користувачами надр усіх організаційно-правових форм господарювання річних звітних балансів запасів корисних копалин, перевіряє відповідність отриманих відомостей вимогам інструкції та інших законодавчих і нормативних актів, надає методичну допомогу і інструктаж з питань складання річних звітних балансів запасів корисних копалин.

Державний баланс запасів корисних копалин по Україні складається станом на 1 січня кожного року і видається Геоінформом щорічно.

Державна служба геології та надр України щорічно проводить узагальнення відомостей про хід промислового освоєння оцінених запасів по всіх розроблюваних родовищах, взятих на облік Державним фондом родовищ корисних копалин України.

ДКЗ проводить аналіз стану Державного фонду родовищ та його Резерву з метою визначення родовищ, стан запасів яких обумовлює нагальність проведення їхньої державної експертизи і оцінки.

1.1.3.2. Техніко-економічне обґрунтування кондицій на мінеральну сировину.

Техніко-економічне обґрунтування кондицій - це комплексний аналіз, спрямований на встановлення економічно виправданих граничних параметрів мінеральної сировини з урахуванням: гірничо-геологічних умов родовища, можливостей сучасних технологій видобутку та збагачення, рівня капітальних і експлуатаційних витрат, кон'юнктури ринку товарної продукції, екологічних та соціальних обмежень.

Метою ТЕО обґрунтування кондицій на мінеральну сировину є максимізація економічного ефекту від використання надр при забезпеченні раціонального й комплексного використання мінеральних ресурсів.

ТЕО кондицій виконується для:

- встановлення оптимальних показників якості руди;
- забезпечення максимального економічного ефекту від розробки родовища;
- мінімізації втрат і розубоження;
- раціонального використання надр відповідно до принципів сталого розвитку.

Фактично, це відповідь на питання: яку саме руду, в яких межах і за яких умов вигідно видобувати та переробляти.

У процесі ТЕО обґрунтовуються такі показники:

1. Геолого-якісні показники:

- мінімальний промисловий вміст корисного компонента;
- мінімальна потужність рудного тіла;
- допустимі концентрації шкідливих домішок;
- варіація вмісту (неоднорідність руди).

2. Гірничо-технічні показники:

- спосіб розробки (відкритий / підземний);
- коефіцієнт розкриву;
- гранична глибина відпрацювання;
- втрати та розубоження при видобутку.

3. Технологічні показники:

- збагачуваність руди;
- вилучення корисних компонентів;

- якість концентрату;
- вихід хвостів і промпродуктів.

4. Економічні показники:

- капітальні та експлуатаційні витрати;
- собівартість товарної продукції;
- ціни реалізації;
- рентабельність, NPV, IRR, термін окупності.

У процесі техніко-економічного обґрунтування кондицій на мінеральну сировину визначаються такі ключові кондиції:

1. Якісні кондиції

- мінімальний (бортовий) вміст корисного компонента;
- допустимий вміст шкідливих домішок;
- граничні показники гранулометричного складу, текстурно-структурних особливостей.

2. Кількісні кондиції

- мінімальна промислова потужність пласта (тіла);
- мінімальні промислові запаси ділянки;
- коефіцієнти розубоження та втрат.

3. Технологічні кондиції

- збагачуваність сировини;
- показники вилучення корисних компонентів;
- якість концентрату або іншої товарної продукції;
- можливість комплексного вилучення супутніх компонентів.

4. Гірничо-технічні кондиції

- глибина залягання;
- кут падіння та форма рудних тіл;
- стійкість порід і гідрогеологічні умови;
- співвідношення розкритих і рудних мас (для відкритих робіт).

ТЕО кондицій базується на таких принципах:

- системність - урахування всього ланцюга: геологія → видобуток → переробка → збут;
- оптимізація - вибір кондицій, що забезпечують максимум економічного ефекту;
- варіантність - порівняння кількох варіантів кондицій;
- динамічність - можливість перегляду кондицій при зміні цін, технологій чи витрат;
- комплексність - урахування супутніх компонентів і вторинних ресурсів.

Економічне обґрунтування кондицій на мінеральну сировину є визначальним етапом і включає: оцінку капітальних витрат (CAPEX) на будівництво гірничого та збагачувального комплексу; розрахунок експлуатаційних витрат (OPEX) на видобуток, переробку, транспортування; аналіз ринкових цін на товарну продукцію; визначення собівартості одиниці

продукції; розрахунок показників ефективності: чистого дисконтованого доходу (NPV); внутрішньої норми дохідності (IRR); строку окупності інвестицій.

На основі цих розрахунків визначається економічно обґрунтований бортовий вміст, який є головним параметром кондицій.

Типова послідовність обґрунтування кондицій на мінеральну сировину:

- 1 Геолого-статистичний аналіз розподілу вмістів;
- 2 Встановлення граничного (бортового) вмісту;
- 3 Моделювання видобутку та збагачення;
- 4 Розрахунок техніко-економічних показників;
- 5 Порівняння варіантів кондицій;
- 6 Вибір оптимального варіанта та його затвердження.

Типова структура ТЕО для державної експертизи України (у логіці ДКЗ / Держекспертиза)

Розділ 1. Загальні положення:

- підстава для розробки ТЕО;
- характеристика замовника;
- правовий статус надр;
- мета і стадія проєкту.

Розділ 2. Геолого-економічна характеристика родовища:

- геологічна будова;
- категорії запасів;
- кондиції;
- супутні компоненти.

Розділ 3. Гірничо-технічні рішення:

- спосіб розробки;
- параметри кар'єру / шахти;
- система розкриття;
- втрати та розубоження;
- графік відпрацювання.

Розділ 4. Технологія збагачення корисної копалини:

- мінералогія;
- схема збагачення;
- показники вилучення;
- матеріальні баланси;
- якість концентратів.

Розділ 5. Інфраструктура:

- енергозабезпечення;
- водопостачання;
- транспорт;
- хвостосховище.

Розділ 6. Екологічні та соціальні аспекти:

- ОВД;
- управління відходами;
- рекультивация;

- охорона праці.

Розділ 7. Організація виробництва:

- структура управління;
- чисельність персоналу;
- режим роботи.

Розділ 8. Економічна частина:

- CAPEX;
- OPEX;
- собівартість;
- ціни реалізації;
- податки.

Розділ 9. Оцінка економічної ефективності:

- NPV;
- IRR;
- PI;
- термін окупності;
- аналіз чутливості.

Саме цей розділ визначає позитивний або негативний висновок експертизи.

Фактори, що впливають на рівень кондицій на мінеральну сировину.

Рівень кондицій не є сталим і залежить від: розвитку технологій видобутку та збагачення; зміни ринкових цін на корисні копалини; енергетичних і логістичних витрат; екологічних вимог та платежів; можливості комплексного використання родовища. Тому кондиції підлягають періодичному перегляду протягом життєвого циклу родовища.

Роль ТЕО кондицій у проектуванні гірничо-збагачувального підприємства.

ТЕО кондицій на мінеральну сировину є вихідною базою для: підрахунку запасів; проектування кар'єрів і шахт; вибору технологічних схем збагачення; оцінки інвестиційної привабливості родовища; державної експертизи запасів.

Без коректно обґрунтованих кондицій будь-які проєктні рішення є ризикованими.

Значення ТЕО кондицій на мінеральну сировину для раціонального використання надр.

Техніко-економічне обґрунтування кондицій забезпечує:

- об'єктивну оцінку промислової цінності родовища;
- оптимізацію параметрів видобутку й переробки;
- зниження інвестиційних ризиків;
- підвищення повноти та комплексності використання мінеральної сировини.

У підсумку ТЕО кондицій на мінеральну сировину є ключовим інструментом управління мінерально-сировинною базою та стратегічного планування розвитку гірничо-збагачувальних підприємств.

1.1.4. Техніко-економічний розрахунок (ТЕР) та техніко-економічне обґрунтування (ТЕО) доцільності проєктування будівництва, реконструкції чи розширення підприємств.

Техніко-економічний розрахунок (ТЕР) та техніко-економічне обґрунтування (ТЕО) доцільності проєктування будівництва, реконструкції чи розширення підприємств є обов'язковими стадіями перед проєктними роботами. Розглянемо більш детально ці питання.

ТЕР є: передпроєктною стадією проєктування, підставою для ухвалення інвестиційного рішення, основою для розробки ТЕО або робочого проєкту, аргументом для залучення фінансування, інструментом погодження з державними та наглядовими органами. ТЕР фактично «переводить» ресурси та ідею в інвестиційне рішення.

Техніко-економічний розрахунок (ТЕР) - це комплекс аналітичних, інженерних та економічних розрахунків, спрямованих на оцінку доцільності проєктування та реалізації: нового будівництва; реконструкції; технічного переоснащення; розширення діючих підприємств.

ТЕР дає відповідь на ключове питання інвестора та проєктувальника: чи є технічно можливим і економічно виправданим вкладення ресурсів у даний проєкт за заданих умов.

Основна мета ТЕР обґрунтувати інвестиційну доцільність реалізації проєкту та вибір оптимального варіанта технічних і технологічних рішень. Для вирішення цієї мети в ТЕР вирішуються такі завдання:

- визначення раціональної виробничої потужності;
- вибір технологічної схеми та обладнання;
- оцінка капітальних і експлуатаційних витрат;
- прогноз економічних результатів;
- аналіз ризиків та чутливості;
- порівняння альтернативних варіантів розвитку.

В залежності від характеру проєкту розрізняють такі види ТЕР:

ТЕР нового будівництва, де обґрунтовуються такі питання: вибір майданчика, потужність підприємства, технологічна схема, обсяги інвестицій і строки реалізації;

ТЕР реконструкції, який спрямований на: модернізацію обладнання, підвищення продуктивності, зниження енерго- та матеріаломісткості, продовження терміну служби підприємства;

ТЕР розширення підприємств, де обґрунтовуються доцільність збільшення потужності, інтеграція нових виробничих ліній, вплив різних факторів на існуючу інфраструктуру.

Типова структура ТЕР включає такі розділи:

1. Вихідні дані та передумови:

- характеристика сировинної бази;
- аналіз ринку продукції;
- нормативні та екологічні обмеження.

2. Технічна частина:

- опис технологічного процесу;
 - вибір обладнання;
 - варіанти компоновки;
 - потреби в ресурсах (енергія, вода, реагенти).
3. Організаційно-виробнича частина:
- режим роботи;
 - чисельність персоналу;
 - логістика та інфраструктура.
4. Економічна частина:
- капітальні витрати (CAPEX);
 - експлуатаційні витрати (OPEX);
 - собівартість продукції;
 - дохід і прибуток.
5. Оцінка ефективності інвестицій:
- чиста приведена вартість (NPV);
 - внутрішня норма рентабельності (IRR);
 - індекс прибутковості (PI);
 - термін окупності.
6. Аналіз ризиків і чутливості:
- коливання цін;
 - зміна витрат;
 - технологічні ризики;
 - екологічні та регуляторні чинники.

Методологічними принципами виконання ТЕР є *варіантність* (розгляд кількох техніко-економічних сценаріїв); *порівняльність* (однакова база розрахунків); *оптимальність* (вибір рішення з найкращими показниками); *реалістичність* (урахування реальних обмежень); *адаптивність* (можливість коригування параметрів проєкту).

Отже, техніко-економічний розрахунок доцільності проєктування будівництва, реконструкції чи розширення підприємств є ключовим інструментом передпроектної оцінки, який забезпечує вибір оптимальних технічних рішень та економічну обґрунтованість інвестицій з урахуванням виробничих, ресурсних, ринкових і регуляторних факторів.

ТЕО гірничо-збагачувального підприємства - це вже «вища ліга» після ТЕР: тут рішення не просто оцінюється, а доводиться до рівня готовності до реалізації.

Техніко-економічне обґрунтування (ТЕО) гірничо-збагачувального підприємства - це комплексний проєктно-аналітичний документ, що підтверджує технічну можливість, економічну ефективність та інвестиційну доцільність створення, реконструкції або розширення гірничо-збагачувального підприємства на основі детального опрацювання гірничих, технологічних, економічних, екологічних і соціальних рішень.

Мета ТЕО - обґрунтувати оптимальну конфігурацію гірничо-збагачувального комплексу, яка забезпечує: раціональне використання

мінерально-сировинної бази, стабільний випуск товарної продукції, максимальний економічний ефект за допустимого рівня ризиків.

Для вирішення цієї мети в ТЕР вирішуються такі завдання:

- підтвердження промислової цінності запасів;
- вибір способу розробки родовища;
- обґрунтування технології збагачення;
- визначення виробничої потужності ГЗК;
- розрахунок CAPEX, OPEX та економічних показників;
- оцінка екологічних і техногенних ризиків.

ТЕО займає наступне місце в ієрархії проектних документів:

Геологічна розвідка → ТЕР → ТЕО → робочий проєкт → будівництво → експлуатація.

ТЕО є: підставою для затвердження запасів і кондицій, базою для інвестиційного рішення, вихідним документом для державної експертизи.

ТЕО гірничо-збагачувального підприємства має таку структуру

1. Геолого-гірничий розділ:

- характеристика родовища;
- категорії та обсяги запасів;
- кондиції на мінеральну сировину;
- вибір способу розробки;
- календарний план відпрацювання.

2. Гірничо-технічні рішення:

- параметри кар'єру / шахти;
- система розробки;
- транспорт руди та породи;
- втрати і розубоження.

3. Технологія збагачення:

- мінералогічна характеристика руди;
- обґрунтування схеми збагачення;
- вибір обладнання;
- матеріальний і водно-шламовий баланси;
- якість концентратів і хвостів.

4. Інфраструктура та енергозабезпечення:

- енергопостачання;
- водопостачання і водовідведення;
- хвостосховища;
- допоміжні об'єкти.

5. Екологічна та промислова безпека:

- оцінка впливу на довкілля (ОВД);
- управління відходами;
- заходи з рекультивації;
- охорона праці та безпека виробництва.

6. Організаційно-економічний розділ:

- структура управління;

- чисельність персоналу;
- експлуатаційні витрати;
- собівартість продукції.

7. Оцінка економічної ефективності:

- NPV, IRR, PI;
- точка беззбитковості;
- аналіз чутливості;
- сценарний аналіз.

Ключовими особливостями ТЕО саме для ГЗК є: тісна інтеграція гірничих і збагачувальних процесів; обов'язкове урахування збагачуваності руд; значна частка CAPEX (обладнання, хвостосховища); підвищені екологічні вимоги; висока чутливість до якості руди та вилучення.

ТЕО вважається обґрунтованим, якщо: підтверджено промислову придатність запасів, обрані технічні рішення є реалізованими, показники ефективності перевищують нормативні, екологічні ризики є контрольованими, проект має інвестиційну привабливість.

Отже, техніко-економічне обґрунтування гірничо-збагачувального підприємства є комплексним проектним документом, що забезпечує системне поєднання гірничих, технологічних, економічних та екологічних рішень з метою обґрунтування інвестиційної доцільності та ефективності освоєння мінерально-сировинної бази.

Відмінність між ТЕР і ТЕО надана в таблиці 1.2.

Таблиця 1.2 - Відмінність між ТЕР і ТЕО

Ознака	ТЕР	ТЕО
Стадія	Передпроектна	Проектна
Деталізація	Попередня	Поглиблена
Кількість варіантів	2–5	1–2
Мета	Доцільність	Реалізація

Слід відзначити, що ТЕО гірничо-збагачувального підприємства (ГЗК) і ТЕО промислового підприємства загального типу суттєво відрізняються. Порівняння ТЕО ГЗК і ТЕО промислового підприємства загального типу надано в табл. 1.3, 1.4.

Таблиця 1.3 - Концептуальна різниця ТЕО ГЗК і ТЕО промислового підприємства

Критерій	ТЕО ГЗК	ТЕО промислового підприємства
Сировинна база	Власна, невідновлювана, обмежена	Зовнішня, контрактна
Життєвий цикл	Прив'язаний до запасів родовища	Не обмежений ресурсами
Основний ризик	Якість руди, вилучення	Ринок, логістика
Структура витрат	Високий CAPEX (гірничі роботи, хвости)	Вищий OPEX

Гнучкість виробництва	Обмежена геологією	Висока
Екологічний фактор	Критичний (ОВД, хвостосховища)	Значний, але локальний

Таблиця 1.4 - Структурна різниця ТЕО ГЗК і ТЕО промислового підприємства

Розділ	ГЗК	Загальне підприємство
Геологія	Обов'язковий, базовий	Відсутній
Гірничі роботи	Ключовий	Відсутній
Збагачення	Центральний	Аналог – переробка
Хвостосховище	Обов'язкове	Відходи мінімальні
Економіка	Довгострокова (20–40 років)	Середньострокова
Рекультивация	Обов'язкова	Не завжди

Отже, ТЕО ГЗК є значно складнішим, міждисциплінарним і ризик-орієнтованим документом порівняно з ТЕО промислового підприємства загального типу. Техніко-економічне обґрунтування гірничо-збагачувального підприємства істотно відрізняється від ТЕО промислових об'єктів загального типу рівнем складності, залежністю від геолого-технологічних факторів та підвищеними вимогами до екологічної безпеки. Практика свідчить, що багатокомпонентні родовища забезпечують вищу економічну стійкість проєктів у довгостроковій перспективі.

Для наочності наведемо декілька прикладів спрощених ТЕО з умовними цифрами:

Варіант 1 - залізородний ГЗК (Fe)

Вихідні дані: запаси: 200 млн т; масова частка Fe: 32 %; потужність: 10 млн т/рік; вилучення Fe у концентрат 85 %, масова частка Fe у концентраті 65 %.

Економіка: CAPEX: 1,2 млрд \$; OPEX: 22 \$/т руди; ціна концентрату 95 \$/т.

Результат: NPV (10 %): +620 млн \$; IRR: 17 %. Окупність: 7 років

Висновок: Проєкт доцільний

2. Варіант 2 - мідний ГЗК (Cu)

Вихідні дані: запаси: 60 млн т; масова частка Cu 0,6 %; потужність: 5 млн т/рік; вилучення Cu у концентрат 88 %; масова частка Cu у концентраті 22 %.

Економіка: CAPEX 0,9 млрд \$; OPEX 28 \$/т; ціна концентрату Cu - 8 500 \$/т.

Результат: NPV (10 %): +410 млн \$; IRR: 15 %. Окупність: 8 років

Висновок: Проєкт доцільний, чутливий до ціни.

Варіант 3 - поліметалічний ГЗК (Cu–Zn–Pb)

Вихідні дані: Cu – 0,45 %, Zn – 1,2 %, Pb – 0,8 %. Потужність: 3 млн т/рік

Вилучення загальне Cu–Zn–Pb у концентрат 80–88 %.

Економіка: CAPEX 1,1 млрд \$; OPEX 35 \$/т. Сумарний дохід: диверсифікований.

Результат: NPV (10 %): +530 млн \$; IRR: 16 %. Окупність: 7,5 років

Висновок: Проєкт найбільш стійкий до ринкових коливань.

1.1.5. Вибір, погодження та затвердження майданчика для будівництва.

Для вибору майданчика будівництва міністерством, відомством-замовником створюється комісія з представників: замовника проекту, проектних організацій – генерального проєктувальника, субпідрядних проектних та пошукових організацій, а також інших представництв і зацікавлених організацій.

Комісія складає акт про вибір майданчика для будівництва, що затверджується в установленому законодавством порядку, який є документом про погодження прийнятих рішень і умов на приєднання підприємств, будівель, споруд до джерел енергопостачання, інженерних мереж і комунікацій, а також розробляються заходи із охорони навколишнього природного середовища.

Вибір майданчика будівництва проводиться відповідно до основ земельного, водного законодавства, а також з урахуванням проєктів районного планування і в необхідних випадках проєкту планування міст (селищ) та інших регіональних схем розвитку.

При виборі майданчика для будівництва і складання завдання на проєктування необхідно мати і враховувати економічні дані про район будівництва. Дані повинні містити відомості:

- про найближчі населені пункти;
- про наявність близько розташованих об'єктів промислового і сільськогосподарського призначення;
- про перспективи їх розвитку;
- про наявність вільних трудових ресурсів;
- про транспортні умови;
- про відстані до найближчих залізничних станцій;
- про наявність великих автомобільних магістралей і т.п.;
- відомості про джерела тепла (його види, характеристики, джерела постачання); джерела електропостачання, його характеристики;
- технічні умови на приєднання об'єктів до енергосистеми (вид і напруга струму, вартість 1 кВт · год);
- ступінь забезпечення джерелами водопостачання з повною характеристикою за якісними і кількісними показниками.

Необхідні також: дані про узгодження з місцевою і центральною інспекціями пожежної охорони системи пожежогасіння та вимоги спеціальних постанов, що діють у районі будівництва з боку прикордонної охорони, державної санітарної інспекції, Збройних сил та інших цивільних і державних органів.

Повинні бути короткі відомості про наявність в районі будівництва запасів будівельних матеріалів (у вигляді родовищ), ступінь їх вивченості, відомості про їх затвердження, розміри видобування і напрями їх промислового використання.

Для майданчика і передбачуваного будівництва (земельного відводу) повинна бути дана виробнича характеристика земель (середні дані щодо врожайності, бонітування ґрунтів, таксаційна характеристика лісонасадження і ін.).

Будівництво фабрики, як правило, слід розташовувати на землях, непридатних для сільськогосподарського використання, а також з дотриманням вимог із охорони природи і обов'язковим висновком про відсутність руд на ділянках, що забудовуються.

Вирішальними факторами при виборі конкретного майданчика для будівництва фабрики є: транспорт руди, концентратів і хвостів збагачення; джерела водопостачання; інженерно-геологічні умови; розміщення хвостосховища; розміщення житлового селища; охорона навколишнього середовища.

Рекомендується запропонувати декілька майданчиків розміщення будівництва фабрики (варіантність майданчиків); остаточний вибір повинен бути обґрунтований із зіставленням всіх техніко-економічних показників розміщення. Площа під забудову об'єктів збагачувальної фабрики повинна враховувати структуру і планові рішення щодо ситуаційного і генерального плану фабрики.

1.2. Організація та порядок проєктування гірничо-збагачувальних підприємств

1.2.1. Порядок та стадійність проєктування гірничо-збагачувальних підприємств.

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 проєкту, залучається багато організацій – відділи і служби міністерства, проєктні і науково-дослідні інститути.

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

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

Порядок розробки проєктно-кошторисної документації в одну стадію – робочий проєкт або в дві стадії – проєкт і робоча документація визначається в ТЕО (ТЕР). Це залежить від того, що проєктування технічно нескладних і інших об'єктів, що визначаються міністерствами і відомствами, а також підприємств, будівель і споруд, будівництво яких повинно здійснюватися переважно за

типовими та тими проектами, що використовуються повторно, і об'єктів технічного переозброєння виконується в одну стадію.

Стадійність розробки проектно-кошторисної документації визначається інстанцією, яка стверджує ТЕО (ТЕР), з урахуванням необхідності подальшої деталізації та уточнення основних технічних рішень.

При розробці проектів на складні об'єкти окремі технологічні, конструктивні, архітектурні та інші рішення можуть розроблятися в декількох варіантах і на конкурсних засадах.

Для великих будівель з тривалим терміном проектування за наявності затверджених ТЕО, технологій виробництва та обладнання, генерального плану будівництва та проекту організації будівництва, у виняткових випадках розробка робочої документації може здійснюватися на обсяг робіт першого року будівництва підприємства (споруди) до затвердження проекту.

У разі, коли в ТЕО (ТЕР) передбачається будівництво підприємств і споруд за чергами, склад і тривалість їх здійснення остаточно уточнюються при розробці робочого проекту.

В робочому проекті повинні відповідно до вимог завдання на проектування виділятися пускові комплекси. У їх склад входять об'єкти основного виробничого, допоміжного та обслуговуючого призначення, енергетичного, транспортного та складського господарств, зв'язку, інженерні комунікації та очисні споруди, що забезпечують випуск продукції (надання послуг) у встановленому обсязі і повну переробку відходів виробництва, нормативні санітарно-побутові умови для працюючих, а також включаються об'єкти, пов'язані з охороною навколишнього природного середовища.

У виняткових випадках зміни до складу пускових комплексів можуть вноситися органом, який затвердив робочий проект або проект – після попереднього розгляду змін. При цьому із складу пускових комплексів не повинні виключатися будівлі та споруди, призначені для санітарно-побутового обслуговування працівників, забезпечення здорових та безпечних умов праці, ефективного очищення, знешкодження і уловлення шкідливих викидів в атмосферу, воду і ґрунт, а також під'їзні колії, що призначені для навантаження і розвантаження продукції (сировини), лінії зв'язку і меліоративні заходи.

Зміни складу пускових комплексів, що пов'язані з уточненням, введенням в дію виробничих потужностей, які передбачені планом економічного і соціального розвитку, можуть проводитися за відповідним дозволом.

У робочих проектах (проектах) підприємств і споруд необхідно передбачити випереджаюче будівництво і введення в дію житлових будинків, будівель і приміщень соціально-побутового призначення, громадського харчування, охорони здоров'я, автомобільних і залізних колій, засобів зв'язку, споруд, пов'язаних із захистом територій від небезпечних геологічних процесів, а також інших допоміжних будівель і споруд, які можуть бути використані в період будівництва.

При проектуванні підприємств та споруд, для яких в затверджених ТЗО (ПЕР) передбачено нарощування або створення потужностей бази будівельної

індустрії за рахунок коштів цього будівництва, складається окремий робочий проєкт (проєкт) зі зведеним кошторисним розрахунком вартості на будівництво цієї бази, дані якого включаються в зведення витрат до робочого проєкту (проєкту) підприємства, споруди.

Проектування загальних вузлових об'єктів слід виконувати, як правило, з урахуванням випереджаючого (в порівнянні з об'єктами основного виробничого призначення) будівництва їх в складі і обсягах, необхідних для забезпечення введення в дію підприємств і споруд або їх черг, що включені до складу промислового вузла, в установлений термін.

Для підприємств і споруд зі складною та неосвоєною технологією виробництва в проєктах необхідно в обґрунтованих випадках передбачити випереджаюче будівництво і введення в дію експериментальних лабораторій, дослідних цехів та стендів для виконання досліджень, відпрацювання та випробування нової техніки, обладнання матеріалів і виробів.

При проектуванні підприємств, будівель і споруд (крім технічно нескладних об'єктів) генеральний проєктувальник (або, за його дорученням, проєктна організація будівельного профілю) розробляє основні положення на будівельне проектування і представляє їх замовнику для отримання висновку генерального підрядника. Основні положення повинні забезпечувати єдність будівельних рішень та широке застосування найбільш економічних проєктних рішень, зниження кошторисної вартості і трудомісткості будівництва, скорочення витрат матеріальних ресурсів.

При цьому використання в проєктах будівель і споруд конструкцій і виробів, включених в територіальні каталоги, а також відомчі каталоги для спеціалізованих видів будівництва, не вимагає узгодження з підрядною організацією, що здійснює будівництво в районі дії даного каталогу.

При проектуванні особливо складних і унікальних будівель і споруд замовником проєкту спільно із генеральним проєктувальником, відповідними головними науково-дослідними і спеціалізованими проєктними організаціями повинні розроблятися спеціальні технічні умови, що відображають специфіку їх проектування, будівництва і експлуатації.

Розрахунки таких будівель, споруд та їх конструкцій також слід виконувати із залученням зазначених науково-дослідних і проєктних організацій.

У випадках, коли з наміченим будівництвом підприємства (споруди) необхідно створення міста (селища) або розвиток існуючого міста (селища) і на ці цілі передбачаються капітальні вкладення, в складі проєкту підприємства (споруди) розробляється проєктно-кошторисна документація.

При відносно невеликих обсягах житлово-цивільного будівництва (коли необхідно будівництво одного або декількох будинків) в складі робочого проєкту (проєкту) підприємства, споруди зазначена документація не розробляється

1.3. Робочий проєкт

Робочий (технічний) проєкт розробляється на підставі затвердження завдання на проєктування і ТЕО. Проєкт має забезпечити найбільш економічний спосіб збагачення корисних копалин, досягнення високих технологічних показників при мінімальних капітальних вкладеннях; визначення кошторисної вартості будівництва; встановлення основних техніко-економічних показників та можливості здійснення будівництва фабрики в намічений термін. Робочий (технічний) проєкт звичайно складається з одинадцяти розділів, але при проєктуванні великих збагачувальних фабрик їхнє число може бути збільшено, при проєктуванні малих – скорочено. У розділах робочого (технічного) проєкту збагачувальної фабрики, що наведені нижче, повинні бути вирішені наступні питання, або змінені за бажанням замовника:

1. *Загальна пояснювальна записка.* У цьому розділі наводяться: підстава для розробки проєкту, продуктивність фабрики за сировиною і концентратами, техніко-економічні показники, основні проєктні рішення, капітальні вкладення, порядок 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, розрахунок 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 збагачувальної фабрики, що проєктується, із показниками підприємствами-аналогами, 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 рекультивация 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 та захист навколишнього середовища.* Наведено характеристику сировини у відношенні її речовинного, мінералогічного і гранулометричного складів, вкраплення корисних мінералів, наявності зруйнованої пустої 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 устаткування і варіантів його розміщення в цехах, варіантів внутрішньо цехового транспорту, схеми електропостачання, компресорної, повітряної і вакуумної станцій. Визначено місткість бункерів та складів, потребу в паливі, реагентах і матеріалах, встановлену і споживану потужність, витрати електроенергії на переробку 1 т сировини. Розроблені: методи організації ремонту обладнання; випробування та 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 робітників, заходи щодо техніки безпеки, організації управління виробництвом.

6. *Будівельна частина.* У даному розділі наведено плани і розрізи будинків та споруд збагачувальної фабрики із зазначенням їх розмірів, площі, об'єму, 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 щодо побутового обслуговування робітників.

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, води, пару, визначення потреби в будівельних кадрах і заходи щодо забезпечення їх житлом.

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

9. *Житлове будівництво.* Розділ містить графік і обсяг будівництва житлового фонду для забезпечення робітників збагачувальної фабрики.

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

11. *Графічна частина проєкту.* Складається в мінімально необхідному обсязі і включає: технологічну схему, схему устаткування, конструктивні плани і розрізи виробничих цехів з нанесенням основного устаткування 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, що зайняті під хвостове і відвальне господарство. Якщо проєкт виконано у суворій відповідності з чинними нормативами, то він не підлягає погодженню в Держгіртехнагляді.

Після затвердження проєкту замовником дозволяється його фінансування, замовлення устаткування і розробка робочих креслень. Якщо в проєкт з метою його поліпшення були внесені зміни, то він повинен бути перезатверджений. Робочі креслення розробляються проєктною організацією на основі затвердженого технічного проєкту і технічних даних, що отримані від замовника щодо встановленого устаткування.

Робочі креслення підрозділяються на загальні і детальні. На загальних остаточно пов'язується генеральний план фабрики з усіма комунікаціями, вказується розташування устаткування та інше. Детальні креслення розробляються в обсязі, мінімально необхідному для здійснення будівельних і монтажних робіт.

Основні креслення:

- ситуаційний план розміщення будівель та споруди із зазначенням на ньому існуючих та запроєктованих зовнішніх комунікацій, інженерних мереж і селищної території. Для лінійних споруд наводиться план траси (за необхідності – поздовжній профіль траси);
- генеральний план, на якому наносяться будівлі і споруди, об'єкти охорони навколишнього природного середовища та благоустрою, озеленення, ті які існують, запроєктовані, реконструюються та підлягають знесенню, та принципові рішення щодо розташування внутрішнього майданчика інженерних мереж і транспортних комунікацій, планувальні відмітки території, при цьому на плані виділяються об'єкти, комунікації та мережі, що входять до пускових комплексів, картограма земляних мас (для великих підприємств і споруд).

До складу детальних креслень входять: креслення розташування устаткування, 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 проєктів варто передбачати застосування високопродуктивного устаткування 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 проєкту до будівельного майданчика і необхідні додаткові креслення до типового проєкту, наприклад, при знятті з виробництва окремих машин, що використовуються у проєкті, і заміни їх іншими. В іншому переробка типових проєктів при їхньому використанні забороняється

1.4. Технологічні рішення

Технологічні рішення повинні включати:

- дані про виробничу і розрахункову програму;
- коротку характеристику і обґрунтування рішень за прийнятою технологією виробництва і виділення технологічних вузлів;
- рішення щодо застосування маловідходних і безвідходних технологічних процесів і виробництв;
- дані про трудомісткість виготовлення продукції, що визначаються з урахуванням кооперації праці робітників, суміщення професій, багатостатного (багатоагрегатного) обслуговування, форми організації праці, механізації та автоматизації технологічних процесів;
- атестація технологічних процесів;
- склад та обґрунтування обладнання (в тому числі придбаного за імпортом), гнучких автоматизованих систем, промислових роботів, показників їх

завантаження та відповідність прийнятих технологічних рішень новітнім досягненням науки і техніки та техніко-економічними показниками, які встановлені в завданні на проектування;

число робочих місць і їх оснащеність;

загальна чисельність робітників, в тому числі за категоріями і кваліфікацією;

пропозиції щодо організації контролю якості продукції;

рішення щодо організації ремонтного господарства;

дані про обсяг і склад шкідливих викидів в атмосферу та водні джерела (даються за окремими цехами, виробництвами, спорудами);

характеристика цехових і міжцехових комунікацій;

рішення з теплопостачання, електропостачання та електрообладнання;

пропозиції щодо експлуатації електроустановок;

паливно-енергетичний та матеріальний баланс технологічних процесів; рекомендації щодо освоєння проектних потужностей в нормативні терміни.

Основні креслення:

принципові схеми технологічних процесів (при вузловому методі будівництва проводиться виділення технологічних вузлів);

технологічні компонування або планування за корпусами (цехами) із зазначенням розміщення великого, унікального устаткування та транспортних засобів;

схеми вантажопотоків (для великих підприємств);

принципові схеми електропостачання підприємств, споруд;

схеми трас магістральних і розподільних теплових мереж.

1.5 Будівельні рішення

Будівельні рішення повинні включати:

короткий опис і обґрунтування архітектурно-будівельних рішень за основними будинками та спорудами з оцінкою прогресивності цих рішень;

обґрунтування принципів рішень щодо освітленості робочих місць, зниження виробничих шумів і вібрацій, побутового, санітарного обслуговування працюючих;

заходи щодо електро-, вибухо- і пожежобезпеки, захисту будівельних конструкцій, мереж та споруд від корозії;

основні рішення з водопостачання, каналізації, опалення, вентиляції та кондиціонування повітря; перелік типових і економічних проектів, що використовуються повторно, з їх короткою характеристикою;

рішення щодо захисних споруд (оформляються у встановленому порядку).

Основні креслення:

плани, розрізи і фасади основних будинків і споруд, що будуються за індивідуальними проектами, зі схематичним зображенням основних несучих та конструкцій, огороджують;

за типовими проектами – каталожні листи типових проектів, а за об'єктами, для яких розроблені робочі креслення або економічними індивідуальними проектами, які використовуються повторно – основні робочі креслення;

плани і профілі зовнішніх інженерних і транспортних комунікацій та основних внутрішньо-майданчикових мереж (для великих підприємств і споруд).

Організація будівництва. Розробка проектної документації здійснюється відповідно будівельних норм і правил, що діють на території України.

1.6 Охорона навколишнього природного середовища.

Вихідні дані для розробки рішень щодо запобігання забрудненню атмосферного повітря :

коротка характеристика фізико-географічних та кліматичних умов району будівництва з урахуванням місцевих особливостей;

відомості про існуючі фонові концентрації шкідливих речовин в атмосферному повітрі;

перелік джерел викидів;

найменування викидів речовин, що забруднюють навколишнє середовище, з підсумком шкідливого впливу; кількісні характеристики викидів шкідливих речовин, у тому числі можливих аварійних викидів;

результати розрахунків приземних концентрацій, аналіз і пропозиції щодо гранично допустимих і тимчасово узгоджених викидів;

обґрунтування рішень щодо запобігання (зменшення) утворенню та виділенню шкідливих речовин в атмосферу та вибору устаткування, апаратури для очищення викидів в атмосферу;

порівняння прийнятих в проекті рішень з наявним передовим досвідом з очищення шкідливих викидів; відомості про кошторисну вартість об'єктів і робіт, які пов'язані із здійсненням заходів охорони повітря;

рішення щодо зниження виробничих шумів і вібрацій;

оцінка ефективності намічених заходів та запроєктованих споруд та пристроїв.

Основні креслення:

ситуаційна схема-карта району розміщення підприємства, будівель і споруд із зазначенням на ній меж санітарно-захисної зони, селищної території, зон відпочинку, санаторіїв та місця розташування розрахункових точок;

генеральний план, на якому показано розташування джерел викидів в атмосферу шкідливих речовин і пристроїв із очищення цих викидів;

карти-схеми (зведені таблиці) з результатами розрахунків забруднення атмосфери при несприятливих погодних умовах і викидів за речовинами і комбінаціями речовин з підсумком шкідливого впливу.

Обсяг і зміст проектних матеріалів даного підрозділу встановлюються з урахуванням вимог стандартів, методичних і нормативних документів, погоджених і затверджених в установленому порядку.

Охорона водойм від забруднення стічними водами.

Для розробки цього розділу необхідно мати:

вихідні або подібні дані і відомості, що видаються зацікавленими організаціями, органами місцевого самоврядування, санітарно-епідеміологічною службою, органами водного нагляду і ін. і характеризують природний стан водойм, що використовуються підприємством, спорудою; рішення із очищення природних вод;

обґрунтування рішень зі зворотного водопостачання; відомості про обсяги стічних вод (наводяться за окремими цехами, виробництвами, спорудами);

баланс водоспоживання та водовідведення за підприємством в цілому і за основними виробничими процесами; характеристика стічних вод;

обґрунтування прийнятих проєктних рішень з очищення стічних вод і утилізації знешкоджених елементів;

пропозиції щодо запобігання аварійних скидів стічних вод, за гранично допустимими і тимчасово узгодженими скидами стічних вод;

рішення із попередження забрудненню рибогосподарських водойм при проведенні лісосплавних, гідро-механізованих та інших робіт, збереження природного стану водойм;

оцінка ефективності намічених заходів та проєктованих споруд щодо раціонального використання та охорони вод і рибних запасів; дані про витрати на здійснення цих заходів.

Зазначені матеріали розробляються з урахуванням вимог Правил охорони поверхневих вод від забруднення стічними водами, які затверджені державними органами та іншими нормативними документами, що регламентують порядок розгляду і узгодження зазначеної документації.

Відновлення (рекультивация) земельної ділянки, використання родючого шару ґрунту, охорона надр і тваринного світу:

обґрунтування способів зняття та зберігання родючого шару ґрунту, транспортування його до місця укладання (або тимчасового зберігання) та нанесення родючого шару ґрунту на відновлену земельну ділянку або мало придатне угіддя;

проєктні рішення з відновлення земельної ділянки та приведення його у стан, придатний для використання за призначенням, влаштуванню інженерних мереж і комунікацій, дренажу, планування ділянки;

дані про обсяги твердих відходів виробництва, перелік заходів щодо їх переробки та утилізації для отримання корисної продукції, транспортування цих відходів за межі підприємства (на переробку, складування і ін.);

відомості про заходи з охорони надр і збереження середовища перебування тварин і шляхів їх міграції;

дані про капітальні витрати, пов'язані з відновленням земельної ділянки, охороною надр та тваринного світу;

оцінка ефективності заходів, що передбачаються, та відомості про кошторисну вартість цих робіт.

План рекультивується земельної ділянки з планувальними даними і нанесеними на ньому спорудами, комунікаціями та інші креслення, що

дозволяють визначити обсяги будівельних та монтажних робіт і кошторисну вартість.

Склад проектної документації з відновлення (рекультивації) земельної ділянки, охорони надр і тваринного світу визначається з урахуванням вимог нормативних актів, затверджених відповідно до Основ законодавства про надра, про охорону і використання тваринного світу і Основних положень із відновлення земель, що порушені при розробці родовищ корисних копалин, проведенні геологорозвідувальних, будівельних та інших робіт.

Розділ повинен містити:

комплексну оцінку оптимальності технічних рішень, які передбачаються щодо раціонального використання природних ресурсів і заходів щодо запобігання негативного впливу будівництва і експлуатації підприємства, споруди на навколишнє природне середовище та включає флору і фауну;

результати розрахунків відповідно до типової методики визначення економічної ефективності здійснення природоохоронних заходів і оцінки економічного збитку, що завдається народному господарству забрудненням навколишнього середовища.

Склад і зміст матеріалів цього розділу уточнюються відповідно до специфіки запроєктованих підприємств, будівель і споруд відповідних галузей національної економіки і галузей промисловості.

1.7. Кошторисна частина

Кошторисна частина проекту гірничо-збагачувального підприємства - це один із ключових розділів, який обґрунтовує економічну доцільність будівництва або реконструкції та є обов'язковим для експертизи. Розрахунок виконується з метою: визначення повної вартості будівництва підприємства; обґрунтування інвестицій; формування бюджету; формування основи для фінансування і тендерів. При цьому вирішуються такі завдання:

- розрахувати CAPEX;
- оцінити структуру витрат;
- визначити потребу в матеріальних ресурсах;
- забезпечити проходження державної експертизи.

Типова структура кошторисної документації (Україна).

1. Зведений кошторисний розрахунок вартості будівництва (ЗКР).
2. Об'єктні кошториси.
3. Локальні кошториси.
4. Відомості ресурсів.
5. Кошторисні розрахунки окремих витрат.

Структура зведеного кошторисного розрахунку (ЗКР) за ДСТУ наведена у табл. 1.5. Особливості кошторису саме для збагачувальної фабрики визначаються найбільш «важкими» за вартістю статтями:

- технологічне обладнання:
- дробарки
- млини

- класифікатори
- гідроциклони
- флотаційні машини
- згущувачі
- металоконструкції
- фундаменти під обладнання
- електропостачання великої потужності
- хвостове господарство

Таблиця 1.5 - Структура зведеного кошторисного розрахунку

№ глави	Найменування витрат
1	Підготовка території
2	Основні виробничі об'єкти
3	Допоміжні виробничі об'єкти
4	Об'єкти енергетичного господарства
5	Транспортне господарство
6	Зовнішні мережі
7	Благоустрій
8	Тимчасові будівлі
9	Інші витрати
10	Утримання служби замовника
11	Проектні роботи
12	Резерв на непередбачені витрати

В табл. 1.6, 1.7 наведено приклади структури CAPEX (умовний) та локального кошторису.

Таблиця 1.6 - Приклад структури CAPEX (умовний)

Стаття	Частка, %
Обладнання	40–55
Будівельно-монтажні роботи	25–35
Електрика і КВП	8–12
Проектні роботи	3–5
Інші витрати	5–10

Таблиця 1.7. - Локальний кошторис (приклад)

Об'єкт: Відділення подрібнення

Робота	Одиниця	Кількість	Вартість
Монтаж кульового млина	шт	1	XXX
Фундамент	м ³	450	XXX
Металоконструкції	т	120	XXX
Кабельні роботи	м	3500	XXX

Вартість може бути визначена трьома методами:

- ресурсний метод (основний);
- базисно-індексний;
- аналоговий (на стадії ТЕО).

Вихідними даними для складання кошторису є: технологічна схема, відомість обладнання, обсяги будівельних робіт, ціни на ресурси, нормативна база (ДСТУ, СОУ).

На гірничо-збагачувальних підприємствах кошторис часто розглядають у зв'язці: CAPEX + OPEX + NPV + термін окупності. Тобто кошторис — це не просто вартість, а база для: техніко-економічного обґрунтування та інвестиційного рішення. Реальний приклад зведеного кошторису, наближений до того, як це виглядає у проектній документації для державної експертизи (ДБН) наведено у табл. 1.8-1.13. Цифри умовні, але побудовані за реальною логікою кошторисної частини.

Таблиця 1.8 - Зведений кошторисний розрахунок (ЗКР)

Об'єкт: Збагачувальна фабрика потужністю 12 млн т/рік

Місце: Україна

Стадія: Проект

Вартість: у тис. грн (без ПДВ)

Розділ кошторису	Сума, тис. грн
I. Підготовчі роботи	12 500
II. Будівельні роботи	153 450
III. Монтаж обладнання	248 900
IV. Технологічне обладнання	1 150 000
V. Електропостачання та автоматика (КВПіА)	145 300
VI. Інженерні мережі та комунікації	78 600
VII. Допоміжні об'єкти	64 800
VIII. Хвостосховище / дамба	320 750
IX. Транспортне господарство та благоустрій	48 120
X. Тимчасові будівлі та майданчики	14 850
XI. Проектні роботи та експертиза	52 900
XII. Непередбачені витрати (резерв)	85 200
Загальна вартість будівництва (CAPEX)	2 375 370

Деталізація основних розділів

I. Підготовчі роботи — 12 500 тис. грн:

- Вивчення геології ґрунтів
- Розмітка майданчика
- Тимчасова дорога
- Вивезення родючого шару

Таблиця 1.9 – II Будівельні роботи — 153 450 тис. грн

Найменування робіт	Обсяг	Од.	Сума, тис. грн
Земляні роботи	27 500	м ³	11 250
Фундаменти під обладнання	8 200	м ³	36 360
Стіни та покриття	2 400	м ²	27 840
Підлога промислова	3 600	м ²	18 000
Покрівля з металочерепиці	2 400	м ²	10 800
Інші будівельні роботи	-	-	49 200
Всього	-	-	153 450

Таблиця 1.10 - III Монтаж обладнання — 248 900 тис. грн

Обладнання / послуги	Сума, тис. грн
Монтаж дробарок	18 000
Монтаж млинів	24 500
Монтаж флотаційних машин	32 000
Пусконалагоджувальні роботи	45 000
Монтаж конвеєрів	18 700
Монтаж елеваторів	19 500
Монтаж допоміжних вузлів	90 000
Всього	248 900

Таблиця 1.11 - IV. Технологічне обладнання — 1 150 000 тис. грн

Найменування обладнання	Кількість	Сума, тис. грн
Дробарки шокові	2 шт	85 000
Вібромлини	4 шт	120 000
Флотаційні машини	10 шт	300 000
Гідроциклони	28 шт	84 000
Згущувачі	3 шт	150 000
Грохоти	8 шт	65 000
Промислові конвеєри		200 000
Нагнітальні насоси		65 000
Інше обладнання		81 000
Всього		1 150 000

Примітка: у вигляді комплектно-монтажні одиниці + гарантійні зобов'язання постачальника.

Таблиця 1.12 - V. Електрика та автоматика — 145 300 тис. грн

Витрати	Сума, тис. грн
Трансформатори	25 000
Розподільні щити	14 500
Кабельні мережі	42 000
Автоматизація (ПЛК/SCADA)	48 000
Сервіс і пусконалагодження	15 800
Всього	145 300

Таблиця 1.13 - Структура витрат у відсотках від CAPEX

Стаття	Частка, %
Обладнання (IV)	~48,4%
Монтаж	~10,5%
Будівництво	~6,5%
Електрика/КВПіА	~6,1%
Хвостосховище	~13,5%
Інші	~15,0%
Разом	100%

Нюанси, які враховуються в реальних проєктах:

- Інфляція і фактор часу.
- Курсові коливання імпортного обладнання.
- Транспорт від заводу-виробника до майданчика.
- Страхування вантажу.
- Гарантійні обов'язки постачальника.
- Пусконаладження та навчання персоналу.

На підставі наведеного прикладу можна скласти повноцінну фінансову модель, як у ТЕО ГЗК (табл. 1.14-1.17)

OPEX → грошові потоки → NPV / IRR / Payback.

Цифри умовні, але реалістичні для української збагачувальної фабрики і прийнятні для експертизи.

Вихідні припущення (база моделі):

Об'єкт: збагачувальна фабрика по переробці залізних руд. Потужність: 12 млн т руди / рік. Термін окупності: 15 років. CAPEX: 2 375 млн грн (як у попередньому ЗКР). Ставка дисконту (WACC): 12 %. Податок на прибуток: 18 %. Продукт: концентрат Fe (або умовний метал), вихід концентрату: 30 %; реалізація: 3,6 млн т концентрату / рік; ціна реалізації: 1 200 грн/т. Річна виручка: $3,6 \times 1\,200 = 4\,320$ млн грн

Таблиця 1.14 - OPEX - операційні витрати (структура OPEX)

Стаття витрат	грн/т руди	млн грн/рік
Електроенергія	110	1 320
Реагенти	45	540
Вода та водовідведення	12	144
Заробітна плата + ЄСВ	38	456
Ремонт і ЗІП	52	624
Амортизація	60	720
Інші (екологія, охорона)	23	276
Разом OPEX	340	4 080

OPEX = 4 080 млн грн / рік

Коментар. Електроенергія — головна стаття (~32 %). Амортизація - включена для коректного податку OPEX ≈ 340 грн/т руди.

Таблиця 1.15 - ЕВІТДА та чистий прибуток

Показник	Значення, млн грн
Виручка	4 320
ОРЕХ	- 4 080
ЕВІТДА	240
Амортизація	- 720
ЕВІТ	- 480
Податок на прибуток	0
Чистий прибуток	- 480

Висновок: Класична ситуація для ГЗК: на старті ЕВІТДА позитивна, але чистий прибуток негативний через амортизацію. Підтримуючий CAPEX: 3 % від початкового CAPEX ≈ 71 млн грн / рік. Для інвестора важливий вільний грошовий потік (FCF): $FCF = EBITDA - \text{Податок} - CAPEX_{\text{support}}$ (Підтримуючий CAPEX).

Таблиця 1.16 - Грошовий потік (Cash Flow)

Показник	млн грн
ЕВІТДА	240
Податок	0
Support CAPEX	-71
FCF / рік	169

Дуже важлива інтерпретація результатів розрахунку:
 NPV > 0 → проєкт економічно доцільний
 IRR > WACC (12 %) → інвестиція ефективна
 Типова окупність для фабрик -10–14 років → у нормі
 У реальних ТЕО ГЗК такі значення вважаються прийнятними, особливо для родовищ з великим строком експлуатації.

Таблиця 1.17 - Модель окупності (15 років)

1 Дисконтовані грошові потоки Рік 0: -2 375 млн грн

Роки 1–15: +169 млн грн / рік

Результати розрахунку

Показник	Значення
NPV (12 %)	+420 млн грн
IRR	14,8 %
Простий Payback	~11,5 років
Дисконтований Payback	~13 років

Надалі виконується аналіз чутливості моделі.

Зміна параметра	Вплив на IRR
+10 % ціни концентрату	IRR → ~18 %
-10 % ціни	IRR → ~11 %
+15 % CAPEX	IRR → ~12,5 %
-10 % OPEX	IRR → ~17 %

На наступному етапі розраховується собівартість концентрату у двох коректних варіантах:

- грн/т концентрату
- грн/т Fe (чистого заліза) — більш «професійний» показник

Вихідні дані (з попередньої моделі)

- Переробка руди: 12 млн т/рік
- Вихід концентрату: 38 %
- Виробництво концентрату: 4,56 млн т/рік
- Вміст Fe у концентраті: 65 %
- Вилучення заліза у концентрат 77,2 %
- OPEX: 4 800 млн грн/рік

Собівартість концентрату розраховуємо за формулою:

$$C_{\text{конц}} = \frac{\text{OPEX}}{Q_{\text{конц}}} \quad (1.1)$$

$$C_{\text{конц}} = \frac{4800}{4,56} = 1053 \text{ грн/т}$$

Собівартість концентрату ≈ 1050 грн/т руди

Це повна собівартість концентрату. Якщо необхідно, то розраховується виробнича собівартість – без урахування амортизації.

Тоді:

$$\text{OPEX без амортизації} = 4\,800 - 720 = 4\,080 \text{ млн грн}$$

Собівартість концентрату:

$$C_{\text{конц}} = \frac{4080}{4,56} = 895 \text{ грн/т.}$$

На підставі отриманих розрахунків будується залежність собівартості концентрату від масової частки заліза в ньому при сталому вилученні. В даному випадку 77,2 % (рис. 1.1). Згідно отриманої залежності - зміна якості концентрату в межах 62–68 % Fe супроводжується відповідною зміною масового виходу концентрату (зменшенням) при незмінному обсязі вилученого металу, що призводить до росту собівартості продукції. В результаті розрахунку виробнича собівартість залізрудного концентрату становить 895 грн/т, повна - 1053 грн/т. Собівартість одиниці товарного заліза дорівнює 1,38–1,62 тис. грн/т Fe залежно від врахування амортизаційних відрахувань: виробництво чистого Fe $4,56 \times 0,65 = 2,964$ млн т Fe / рік. Собівартість 1 т Fe:

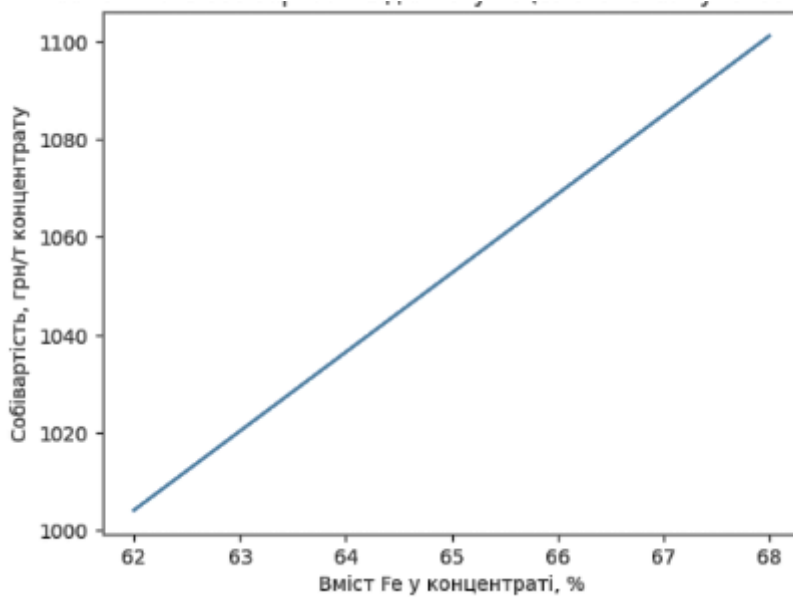


Рис. 1.1 Залежність собівартості концентрату від масової частки заліза в ньому при сталому вилученні.

$$C_{\text{конц}} = \frac{4800}{2,964} = 1620 \text{ грн т}$$

Отже, отримані результати фінансово-економічного моделювання свідчать про інвестиційну привабливість проєкту. Значення чистої приведеної вартості є додатним, а внутрішня норма дохідності перевищує ставку дисконту, що підтверджує економічну доцільність реалізації збагачувальної фабрики.

1.8. Вихідні дані для проєктування гірничо-збагачувальних підприємств.

Вихідні дані для проєктування гірничо-збагачувальних фабрик включають такі основні документи:

Завдання на проєктування збагачувальної фабрики, що складається міністерством або дирекцією підприємства з участю проєктної організації відповідно до затвердженого ТЕО і плану розвитку даної галузі промисловості. У завданні на проєктування повинні бути зазначені: підстава для проєктування 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); характеристику 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; прейскурантами 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 шлаків, 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.

Запитання та завдання для самоперевірки

1. Які принципи мають виконуватися при виборі майданчика будівництва?
2. Перерахуйте розділи у ТЕО будівництва фабрики та параметри постійних кондицій на руду.
3. Організація наукових досліджень на стадії передпроектних робіт.
4. Вимоги щодо складу та змісту технологічного регламенту.
5. Порядок розробки, розгляду і затвердження технологічного регламенту.

6. Використання технологічного регламенту при проєктуванні
7. Які роботи виконують проєктні організації?
8. Перерахуйте показники та документи, які технологи видають у завданні економічному, будівельному, сантехнічному, теплотехнічному, електротехнічному, кошторисному відділам та відділу генплану та транспорту.
9. Вихідні дані для проєктування
10. Інженерно-геологічні вихідні дані.
11. Вихідні геологічні, загальнобудівельні матеріали, дані з електропостачання, зовнішнього транспорту, водопостачання, каналізації, теплопостачання, опалення та вентиляції.
12. Вихідні дані розробки технологічної частини проєкту збагачувальної фабрики.

2 ЗБАГАЧУВАЛЬНІ ФАБРИКИ. ЯКІСТЬ СИРОВИНИ ТА ТОВАРНОЇ ПРОДУКЦІЇ

2.1. Класифікація збагачувальних фабрик.

Збагачувальна фабрика – це промислове підприємство, призначене для первинної обробки корисної копалини з метою вилучення 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: застосованого збагачувального процесу, типу корисної копалини, що переробляється, і продуктивності фабрики.

Залежно від застосованого 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, які використовуються 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, застосовуються, головним чином, при переробці магнетитових руд;

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

За типом корисної копалини, що переробляється, розрізняють фабрики для збагачення азбестових, баритових, вольфрамів, графітових, залізних, марганцевих, мідних, молібденових, нікелевих, сірчанних, 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 – 9000-27 000 т/доб,

- фабрики дуже великої продуктивності - понад 27 000 т/доб.

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

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

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

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

3 - дозувально-акумулюючі бункери - на рудних збагачувальних фабриках входять до складу цеху середнього дроблення, на вуглезбагачувальних - самостійний цех;

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

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

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

7 - відділення збагачення - представлене різними апаратами для концентрації (наприклад, магнітними сепараторами, дешламаторами), а також необхідними для нормальної роботи завантажувальними і транспортними засобами;

8 - 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;

9 - цех сушки, обладнаний сушарками різних конструкцій, апаратами пиловловлювання і газоочищення;

10 - склади готової продукції — залежно від крупності, можуть бути відкриті і закриті;

11 - цех відвантаження готової продукції, представлений різними навантажувальними і вантажопідйомними механізмами.

12 - цех складування відходів — включає до свого складу басейни-сховища, терикони, акумулюючі ємності, конвеєри, насоси, автосамоскиди, залізничні вагони.

До *допоміжних* виробничих цехів і відділень збагачувальної фабрики входять:

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

2 - цех електропостачання, що обслуговує електростанції, розподільні пункти, мережі;

3 - ремонтний цех — включає ремонтно-механічні майстерні загального і спеціалізованого призначення;

4 - реагентне відділення, призначене для прийому, зберігання, підготовки і доставки реагентів;

5 - котельня - забезпечує нормальні умови життєдіяльності цехів і служб фабрики

6 - відділ технічного контролю (ВТК) - здійснює оперативний контроль технологічних показників роботи фабрики. Аналіз проб виконується в хімічній лабораторії фабрики;

7 - науково-дослідна лабораторія, призначена для: попередніх випробовувань 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;

8 - склади запчастин, матеріалів і палива, призначені для забезпечення безперебійної роботи фабрики;

9 - керівництво фабрики - здійснює технічне керування фабрикою і контроль за дотриманням виробничих нормативів (спільно з адміністративно-господарською службою).

2.2 Якість сировини та товарної продукції гірничо-збагачувального підприємства.

Якість сировини визначається мінімально допустимою масовою часткою корисного компонента у вихідній сировині.

Сутність методу визначення мінімально допустимої масової частки корисного компонента у вихідній сировині полягає в знаходженні такої масової частки корисного компоненту, при якому собівартість готової продукції, яку отримуємо, 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 дешевих ділянок родовища корисної копалини, введення яких в експлуатацію визнано необхідним.

Гранично допустима собівартість 1т готової продукції:

$$C_{гр} = \frac{\beta_3 \times (a+b)}{\alpha_{min} \times \varepsilon_\phi \times \varepsilon_3} + \frac{\beta_3 \times (C_T + C_3)}{\beta_\phi \times \varepsilon_3}, \quad (2.1)$$

де $C_{гр}$ – 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; $\alpha_{min}, \beta_\phi, \beta_3$ – мінімальні масові частки корисного компонента в сировині, концентраті і готовій заводській продукції; $\varepsilon_\phi, \varepsilon_3$ – вилучення корисного компонента у фабричний концентрат і готову заводську продукцію.

Якщо на гірничо-збагачувальному підприємстві, незалежно від масової частки корисного компонента в сировині, одержують концентрат однакової якості, то другий член рівняння (2.1) буде постійним, і тоді:

$$C_{гр} = \frac{\beta_3 \times (a+b)}{\alpha_{min} \times \varepsilon_\phi \times \varepsilon_3} + q, \quad (2.2)$$

$$\alpha_{min} = \frac{\beta_3 \times (a+b)}{(C_{гр} - q) \times \varepsilon_\phi \times \varepsilon_3}, \quad (2.3)$$

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 масової частки у ньому корисного компонента від масової частки корисного компонента у вихідній сировині визначається, в основному, характером вкраплення та типом зрощення корисних та породних мінералів.

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 згідно (пропорційно) їхній вартості за встановленими цінами. При такому підході до розподілу витрат співвідношення між собівартістю і вартістю за товарними цінами для всіх цінних компонентів, що вилучаються з корисної копалини, буде однаковим.

Слід відзначити, що 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:

$$M_i = (B_1 - B_i) + (P_i - P_1), \quad (2.4)$$

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 $M_i > 0$, тому що для інших ($M_i \leq 0$) 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:

$$t_i = \frac{(A_i - A_1)}{M_i}. \quad (2.5)$$

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

$$t_{\text{ГР}} > \frac{(A_i - A_1)}{[(B_1 - B_i) + (P_i - P_1)]}. \quad (2.6)$$

З нерівності виходить, що для найбільш економічного варіанта:

$$A_i + t_{\text{ГР}} \times (B_i - P_i) \rightarrow \min \quad (2.7)$$

Якщо кількість і якість готової продукції для всіх порівнюваних варіантів однакові ($P_i = P_1$), то вираз (2.4) набуває вигляду:

$$A_i + t_{\text{ГР}} \times (B_i) \rightarrow \min \quad (2.8)$$

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

2.3 Продуктивність гірничо-збагачувального підприємства та його цехів.

Продуктивність гірничо-збагачувального підприємства (ГЗК), яке проектується, залежить запасів руди у родовищі, потреби в товарній продукції (концентраті) і продуктивності гірничодобувного підприємства.

$$T = \frac{Q_z}{Q_n}, \text{ роки} \quad (2.9)$$

де Q_z , - запаси корисної копалини у родовищі, Q_n - продуктивність ГЗК за рудою, тис. тон/рік

Термін опрацювання запасів родовища планується біля 30-50 років. Але в той же час при проектуванні ГЗК 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. Надалі оцінюється ринок товарної продукції і можливості у її потребі (об'ємі) як на світовому так і на вітчизняному рівні. Виконується коректування продуктивності гірничо-видобувного підприємства. Необхідно виконувати розрахунок як мінімум трьох варіантів. Кінцевий вибір продуктивності ГЗК здійснюється економічним порівнянням декількох варіантів проекту з різною продуктивністю.

Отже, вибір продуктивності гірничо-збагачувального підприємства тісно пов'язаний з запасами родовища, ринком товарної продукції, планами розвитку даної галузі промисловості і потребою в концентраті, як на вітчизняному так і на світовому ринку.

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 продуктивність 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:

$$Q_{зф} = \frac{Q_3 \times \beta_{ф}}{\alpha \times \varepsilon_{ф} \times \varepsilon_3}, \text{ т/рік} \quad (2.10)$$

де $Q_{зф}$ – річна продуктивність збагачувальної фабрики з вихідної сировини, т/рік; Q_3 – річна потреба заводу в концентраті, т/рік; α , $\beta_{ф}$ – вміст корисного компонента в сировині і фабричному концентраті, частки од.; $\varepsilon_{ф}$, ε_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 ($Q_{доб}$) збагачувальної фабрики або будь-якого її цеху визначається з урахуванням числа робочих днів у році:

$$Q_{доб} = \frac{Q_p}{T}, \text{ т/доб} \quad (2.11)$$

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 ($Q_{год}$) фабрики або цеху:

$$Q_{год} = \frac{K \times Q_{доб}}{m \times t}, \text{ т/ГОД} \quad (2.12)$$

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

Режим роботи устаткування корпусу крупного дроблення (ККД, перша стадія дроблення на фабриці) приймається відповідно до коефіцієнта використання устаткування за часом, $K_B = 0,83$, для руд середньої міцності, що відповідає 346 дням у році, 2 зміни на добу. Для руд іншої міцності застосовуються поправочні коефіцієнти відповідно до табл. 2.1- тривалість зміни 6 год. Якщо час подачі руди на фабрику менше розрахункового машинного часу,

то необхідно приймати час роботи відповідно режиму подачі руди на дробильну фабрику, який заданий генеральним проєктувальником. При підземному способі видобутку (незалежно від продуктивності та району розташування фабрики) необхідно приймати:

- число робочих днів у році – 305;
- число змін у добу щодо видачі руди – 3;
- тривалість зміни 6 годин.

При установці дробарки першої стадії дроблення в кар'єрі або в шахті питання режиму роботи вирішуються в гірничій частині проєкту.

Таблиця 2.1 – Дані до розрахунку продуктивності збагачувальної фабрики та її цехів

Найменування корпусів і відділень	Устаткування (робочий час)				Штати (робочий час)			
	днів за рік	годин на добу	годин за рік	КВ (КВУ)	днів за рік	змін на добу	годин на добу	годин за рік
1. Корпуси крупного дроблення (ККД):								
а) на фабриках малої продуктивності при наявності резервної головної дробарки	За режимом подачі руди на фабрику							
б) на фабриках малої продуктивності без резервної дробарки та на всіх інших фабриках при дробленні руди середньої твердості	346	21	7266	0,83	358	3	24	8592
2. Корпуси середнього та дрібного дроблення (КСДД):								
а) при відсутності складу крупне дробленої руди й при дробленні руди середньої твердості, кар'єрного видобутку	346	21	7266	0,83	358	3	24	8592
б) те ж, при дробленні руди шахтного видобутку	305	18*	5490	0,62 5	305	3	24	7320
в) при наявності складу крупне-дробленої руди	За режимом роботи корпуси збагачення				358	3	24	8592
3. Склади або бункери крупнодробленої руди								
Пристрої з завантаження складу	За режимом роботи ККД							
Пристрої з розвантаження складу	За режимом роботи корпуси середнього дроблення або корпуси збагачення при самоподрібненні							
4. Корпуси й відділення сухої магнітної сепарації:								
а) корпуси, що стоять окремо, або відділення сухої магнітної сепарації при КСДД	За режимом роботи КСДД							
б) відділення сухої магнітної сепарації, розташовані в корпусі збагачення	За режимом корпусу збагачення							

Продовження табл. 2.1

Найменування корпусів і відділень	Устаткування (робочий час)				Штати (робочий час)			
	днів за рік	годин на добу	годин за рік	КВ (КВУ)	днів за рік	змін на добу	годин на добу	годин за рік
Завантаження бункерів	За режимом роботи КСДД або ККД при самоподрібненні руди							
5 Головні корпуси або корпуси збагачення								
Розвантаження бункерів	За режимом роботи відділення подрібнення							
Подрібнення в кульових млинах (за першою стадією)								
а) МШР, МШЦ Ø 3,6 м залежно від міцності руди й терміну служби футеровки**	341	24	8191	0,935	358	3	24	8592
б) МШР, МШЦ Ø 4 м залежно від міцності руди й терміну служби футеровки**	341	24	8191	0,935	358	3	24	8592
в) МШР, МШЦ Ø 4,5 м залежно від міцності руди й терміну служби футеровки**	325 ... 341	24	7800 ... 8191	0,89 ... 0,935	358	3	24	8592
Самоподрібнення в млинах ММС 70-23 залежно від міцності руди й терміну служби футеровки**	325 ... 341	24	7800 ... 8191	0,89 ... 0,935	358	3	24	8592
6 Корпуси або відділення фільтрування й сушіння концентрату	За режимом роботи корпусу збагачення або фабрики огрудкування							
7 Склад концентратів і навантажувальні пристрої								
Пристрої з завантаження складу	За режимом роботи корпусу збагачення або фабрики огрудкування							
Пристрої для відвантаження зі складу	За режимом роботи фабрики огрудкування або режимом відвантаження іншому споживачеві							
Примітки * За узгодженням із замовником число годин може бути змінено; ** При додаванні руд іншої міцності застосовуються поправочні коефіцієнти: для м'яких руд – 1,2; для міцних – 0,93; для досить міцних – 0,9. *** Машинний час і необхідність резервування устаткування встановлюються в проекті залежно від виду й числа навантажувальних механізмів (крани, контейнери й ін.), місткості бункерів і складів, а також ваги маршрутних составів і графіка їхньої подачі.								

На фабриці малої продуктивності (див. р 2.1) при безперервному семи денному тижні та розрахунковій кількості не більше однієї дробарки крупного дроблення, питання про установку резервної головної дробарки вирішується в проекті збагачувальної фабрики разом з організацією, що розробляє гірничу

частину. При цьому варто враховувати роботу кар'єру, наявність складу крупнодробленої руди; час, необхідний для проведення ремонту устаткування в корпусі (дробарки, живильники, магістральний стрічковий конвеєр). Із прийняттям резервної дробарки режим роботи корпусу крупного дроблення приймається за режимом подачі руди на фабрику.

У цехах крупного дроблення збагачувальних фабрик великої продуктивності (див. р. 2.1) 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.

За наявністю двох і більше головних дробарок, що прийняті із розрахунку за продуктивністю додатково резервних дробарок не передбачено встановлювати.

Режим роботи корпусу збагачення, що включає звичайно відділення подрібнення, магнітної сепарації та/або флотації, а також зневоднювання, визначається режимом роботи та коефіцієнтом використання подрібнювального устаткування (стрижневих, кульових, рудногалькових млинів і млинів самоподрібнення). При цьому:

а) якщо ремонт млинів здійснюється на ремонтній площадці, то режим роботи приймається згідно табл. 2.1 і примітки до неї;

б) якщо ремонт млинів змінно-вузловий (ремонт на місці), то на всіх стадіях проектування режим роботи необхідно обґрунтувати розрахунками відповідно до «Правил охорони праці під час ремонту устаткування на підприємствах чорної металургії» і враховувати фактичні показники коефіцієнтів технічного використання устаткування (КТВ) на аналогічній руді.

Режими роботи складу крупнодробленої руди (необхідність будівництва складу на площадці фабрики обґрунтовується в проекті окремо) приймається із завантаження – відповідно до режиму ККД; з розвантаження – відповідно до режиму КСДД.

У цьому випадку режим роботи КСДД повинен відповідати режиму роботи корпусу збагачення.

При відправленні готової продукції фабрики залізницею режим роботи складських пристроїв і завантаження готової продукції приймається 365 днів у році, 24 години на добу. При використанні автотранспорту режим роботи встановлюється проектом залежно від конкретних умов.

Розрахунковий фонд робочого часу (для визначення штатів робітників) за всіма корпусами збагачувальної фабрики приймається відповідно до табл. 2.1.

Річний розрахунковий фонд машинного часу $\Phi_{м.в}$ для розрахунку продуктивності цеху, відділення, секції фабрики визначається добутком календарного часу на коефіцієнт використання устаткування за часом K_B :

$$\Phi_{м.в.} = 365 \times 24 \times K_B, \text{ годин / рік.} \quad (2.13)$$

Чисельність робітників збагачувальної фабрики визначається на підставі діючих нормативів і типових галузевих структур штатів, а також нормативів чисельності інженерно-технічних працівників і службовців.

Продуктивність праці, що визначається шляхом ділення річної кількості переробленої руди та товарної продукції за сухою масою або грошовому вираженні на чисельність робітників, повинна бути не нижче середньогалузевих показників для підприємств із подібною технологією збагачення залізних руд.

При проектуванні нових підприємств варто зробити аналіз роботи та організації праці на одній-двох передових фабриках за окремими переділами-аналогами (потужності, типу устаткування та компонованню цехів, зниженню механічних втрат (просип, переливи)) із конкретними рішеннями зі скорочення ручних операцій і підвищенню продуктивності праці відповідно до директивних документів.

2.4. Основні поняття, терміни та умовні позначення при проектуванні гірничо-збагачувальних підприємств.

Корисні копалини - природні мінеральні утворення органічного і неорганічного походження в надрах, на поверхні землі, в джерелах води і газів, на дні водойм, а також техногенні мінеральні утворення в місцях захоронення відходів виробництва і втрат продуктів переробки мінеральної сировини.

Корисний компонент - компонент корисної копалини, видобуток якого з метою промислового використання технологічно можливий і економічно доцільний. Коли присутні два і більше корисних компонента, мінерал є комплексним. Родовище комплексної корисної копалини або двох і більше однокомпонентних корисних копалин визначається як комплексне.

Руди - це корисні копалини, які містять метал в кількості, необхідній для його промислового виробництва.

Збагачення руди – сукупність механічних процесів, за допомогою яких відокремлюють від руди порожню породу на підставі їх різниці у фізико-механічних або хімічних властивостях з метою отриманні товарної продукції.

Концентрат – продукт збагачення, що відповідає стандартам або технічним умовам, вміст цінного компоненту в якому вищий, ніж в початковій руді.

Відходи (хвосту) – продукт, в якому після збагачення руди вміст корисного компоненту нижчий, ніж у початковій руді та в даному виробництві більш не використовується.

Проміжний продукт (промпродукт) – продукт збагачення, що вимагає подальшої переробки, масова частка корисного компоненту в якому нижче, ніж в концентраті, і вище ніж в вихідній сировині.

Вміст компоненту – масова або вагова частка компоненту в сухій речовині.

Вихід продукту збагачення – його масова або вагова частка, що дорівнює відношенню маси продукту до маси початкового продукту, з якого він отриманий, виражена у відсотках.

Вилучення компоненту до продукту збагачення – масова або вагова частка компоненту, що дорівнює відношенню маси компоненту в продукті до його маси в початковому продукті (руді); вилучення корисного компоненту в концентрат характеризує повноту його переходу в цей продукт.

Вологість – масова або вагова частка вологи в продукті, що дорівнює відношенню маси вологи до маси продукту, та виражається у відсотках.

Гранулометричний склад – склад вихідної сировини та продуктів збагачення, що характеризує розподіл зерен за класами крупності. Водно-шламова схема збагачення – схема, що містить дані про кількість води, яка додається в окремі операції і продукти або видаляється з них, та про кількість води в окремих операціях і продуктах.

Розкриття рудних зерен – процес відособлення рудних зерен від породи, що їх вміщує, наприклад, зерен магнетиту від кварцу. Здійснюється при подрібненні.

Розрахунковий (контрольний) клас крупності – характерний для даного гранулометричного складу клас крупності, за вмістом якого проводять технологічні розрахунки та контролюють крупність подрібнення продуктів. Найчастіше в практиці збагачення руд використовують вміст класів крупності менше 0,074; 0,063; 0,056; 0,05; 0,044; 0,04 мм. Умовою для переходу від одного класу крупності до іншого є граничний його вміст, який не повинний перевищувати 95% (наприклад, якщо вміст класу менше 0,074 мм буде більше 95%, то слід перейти на менший розмір класу крупності, наприклад, 0,05 мм).

Схема збагачення – графічне зображення сукупності та послідовності технологічних операцій, які направлені на отримання концентратів (концентрату) заданої якості

Розрізняють такі схеми.

Принципова схема – логістична схема потоків руди від однієї технологічної операції до іншої, яка показує лише прогнозовані операції дроблення, грохочення, подрібнення, класифікації і збагачення сировини

Якщо біля кожного продукту переробки вказаний його якісний показник (вміст корисної копалини, цінного компоненту) то схему називають – *якісною* схемою; якщо біля кожного продукту переробки вказаний кількісний показник – *кількісна* схема; коли ці схеми об'єднуються в одну, то таку схему називають *якісно-кількісною* схемою збагачення корисної копалини.

Водно-шламова схема збагачення – схема, що містить дані про кількість води, яка додається в окремі операції і продукти або видаляється з них, та про кількість води в окремих операціях і продуктах.

При об'єднанні цих схем в одну - *технологічна схема збагачення корисної копалини*.

Схема ланцюга апаратів – графічне зображення послідовності збагачувальних апаратів, за допомогою яких реалізується технологічна схема, та супроводжується специфікацією устаткування, що використовується, із вказівкою його типорозміру та кількості.

Технологічні операції – це операції оброблення корисних копалин, що виконуються для змінення їх якості або для розділення на продукти різного складу. Розрізняють операції розділення (збагачення, класифікації) та змішування. Технологічні операції при збагаченні корисних копалин розділяють на підготовчі, основні та допоміжні.

Підготовчі операції – дроблення, подрібнення, грохочення, класифікація, знешламлення, дезінтеграція, промивка та інші процеси, за допомогою яких досягається розкриття мінералів з утворенням механічної суміші частинок різного мінерального складу, яка придатна для подальшого розділення в процесі збагачення, а також операції усереднювання корисних копалин, які можуть проводитися на копальнях, кар'єрах, шахтах і на збагачувальних фабриках.

Основні збагачувальні процеси – це фізичні та фізико-хімічні процеси розділення мінералів, при яких корисні компоненти виділяються в концентрати, а порожня порода – у відходи (хвости);

Допоміжні та заключні процеси – процеси видалення вологи з продуктів збагачення (процеси розділення фаз). Такі процеси називаються зневодненням, та вони проводяться з метою доведення вологості продуктів до встановлених норм. До допоміжних процесів відносять очищення стічних виробничих вод (для повторного їх використання або скидання у водоймища загального користування) і процеси пиловловлювання, тобто процеси очищення повітря перед викидом його в атмосферу.

Стадія збагачення - це сукупність операцій збагачення, які здійснені з вихідною рудою, дробленою або подрібненою до певної крупності. Число стадій схеми збагачення залежить від числа операцій зміни крупності матеріалу, що переробляється.

Цикл збагачення - це 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.

Основні технологічні показники збагачення – це показники збагачення, що характеризують процес збагачення. Розрізняють *абсолютні та відносні показники*.

До абсолютних відносяться: маса продукту (Q_n) – у тоннах (кг) на одиницю часу; маса корисного компонента у продукті – P_n – у тоннах (кг) на одиницю часу; кількість води у продуктах – W - м³/год, кількість свіжої води - L - м³/год, об'єм пульпи – V - м³/год.

До відносних показників відносяться:

Вихід продукту:

$$\gamma_n = \frac{Q_n}{Q_{\text{вих}}} \times 100 \% \quad (2.14)$$

Масова частка корисного компонента у вихідній руді - α :

$$\alpha = \frac{P_{\text{вих}}}{Q_{\text{вих}}} \times 100 \% \quad (2.15)$$

у продуктах збагачення - β_n :

$$\beta_n = \frac{P_n}{Q_n} \times 100 \% \quad (2.16)$$

Вилучення корисного компонента у продукт збагачення - ε_n :

$$\varepsilon_n = \frac{P_n}{P_{\text{вих}}} = \frac{Q_n \times \beta_n}{Q_{\text{вих}} \times \alpha} = \frac{\gamma_n \times \beta_n}{\alpha} \quad (2.17)$$

Ступінь концентрації η , частки одиниць:

$$\eta = \frac{\beta_{\text{к-т}}}{\beta_{\text{хв}}} \quad (2.18)$$

Ефективність грохочення – вилучення нижнього класу в підрешітний продукт (відношення маси підрешітного продукту до маси нижнього класу в початковому матеріалі):

$$E = \frac{Q_n^{-a}}{Q_{\text{вих}}^{-a}} \times 100 \% \quad (2.19)$$

Ефективність збагачення (технологічна) E_1 – показник, наприклад, за Ханкоком, рівний різниці вилучення в продукт збагачення цільового і нецільового компонентів (наприклад, різниця вилучень в концентрат корисного і некорисного компонентів) та застосовується для порівняльної оцінки технологій, операцій або технологічних режимів збагачення:

$$E_1 = \frac{\varepsilon_{\text{к-т}} - \gamma_{\text{к-т}}}{1 - \frac{\alpha}{\beta_{\text{теор}}}} \quad (2.20)$$

Згідно з критерієм ХЕНКОКА процес збагачення оцінюється збільшенням частки корисного компонента в концентраті при реальному збагаченні в порівнянні з ідеальним. Ідеальним вважають таке збагачення, при якому корисний компонент повністю переведено у концентрат, а концентрат складається повністю з корисного компонента.

Критерій селективності за Годеном E_2 :

$$E_2 = \frac{\beta \times (100 - \theta)}{\theta(100 - \beta)} \quad (2.21)$$

де β – масова частка корисного компонента у концентраті, %; θ – масова частка корисного компонента в хвостах, %.

Завдання для самоперевірки

1. Надайте класифікацію збагачувальних фабрик. Назвіть що входить до складу збагачувальних фабрик

2. Поясніть сутність методу визначення мінімально допустимої масової частки корисного компонента у вихідній сировині. Назвіть фактори що впливають на якість руди та концентрату.

4. Поясніть терміни гранично допустима собівартість, показник економічної ефективності підприємства, гранично допустимий строк окупності для різних галузей промисловості.

5. Поясніть терміни продуктивність фабрики та її цехів; коефіцієнт використання устаткування за часом. Оцініть порядок роботи цехів збагачувальних фабрик різних корисних копалин.

6. Назвіть основні фактори, що обумовлюють вибір річної продуктивності фабрики. режими роботи, фонди часу фабрик подрібнення і збагачення різних видів корисних копалин

7. Визначить добову та годинну продуктивність фабрик дроблення, подрібнення та збагачення корисних копалин.

3. ДРОБАРНІ ФАБРИКИ. СХЕМИ ДРОБЛЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН, ВИБІР, ОБГРУНТУВАННЯ ТА РОЗРАХУНОК ПОТОКІВ ТВЕРДОГО В ОПЕРАЦІЯХ СХЕМИ ДРОБЛЕННЯ

3.1 Крупність руди, що надходить на гірничо-збагачувальне підприємство при відкритому та підземному видобутку корисних копалин.

Максимальний розмір куска у вихідній руді, що надходить на гірничо-збагачувальне підприємство, устанавлюється організацією, що проектує рудник, і узгоджується з організацією, яка проектує цю фабрику.

При відкритому видобутку максимально допустимий лінійний розмір куска, залежно від типів екскаваторів, що використовуються, становить 800...1200 мм.

Кількість кусків максимального розміру у вихідній руді не повинна перевищувати 5% від загальної кількості руди.

Максимально допустимий лінійний розмір куска визначається типорозміром первинних дробарок, що використовуються, і перевіряється за технічними характеристиками дробарного устаткування.

Якщо руда надходить із шахти (при наявності, як правило, підземного первинного дроблення) максимальна крупність руди, що надходить на фабрику, повинна бути 300 (400) мм.

При установці дробарок крупного дроблення в кар'єрі максимальна крупність руди, що надходить на фабрику, повинна становити 200 (400) мм.

3.2 Усереднення руд і концентратів

Організація, що проектує гірничу частину гірничо-збагачувального підприємства, видає характеристику сировини, що надходить на збагачувальну фабрику, та коливання її речовинного складу.

Для фабрик зі збагачення залізних руд спеціальні склади для усереднення на промисловій площадці, як правило, не передбачається, але є обов'язковим використання буферних ємностей (бункерів).

В окремих випадках, коли є більші розходження технологічних різновидів руди, при відповідному техніко-економічному обґрунтуванні допускається проектування складу для усереднення вихідної руди на промислової площадці.

Сумарні витрати на усереднення сировини в кар'єрі, а також сировини і концентрату на збагачувальній фабриці повинні бути мінімальними при досягненні необхідного ступеня усереднення сировини і концентрату, або окупатися економічним ефектом при металургійній переробці. Технічні рішення при цій умові повинні прийматися на основі спільних опрацювань організацій, що проектують фабрику і кар'єр.

Необхідність усереднення концентрату в кожному конкретному випадку визначається та обґрунтовується залежно від ступеня однорідності рудника, прийнятої схеми збагачення і наступного використання концентрату. Концентрат повинен усереднюватися, як правило, у вигляді пульпи перед

фільтруванням, у деяких випадках, при наявності спеціального устаткування – на складах для усереднення.

Середнє квадратичне відхилення для концентрату перед огрудкування і агломерацією не повинно перевищувати 0,2 за вмістом заліза загального, кремнезему і вологи. Відхилення за вологою перед агломерацією не регламентується

3.3. Схеми дроблення корисних копалин. Вибір та обґрунтування технології дроблення.

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*. Стадія дроблення визначається крупністю дроблення сировини. Розрізняють крупне дроблення (дроблений продукт має крупність 250-300 мм), середнє дроблення (дроблений продукт має крупність 50-100 мм), дрібне дроблення (дроблений продукт має крупність 20-5 мм), тонке дроблення (дроблений продукт має крупність менше 5 мм).

Залежно від наявності і призначення операцій грохочення в схемах дроблення розрізняють п'ять різновидів стадій (одностадійних схем) дроблення (рис. 3.1).

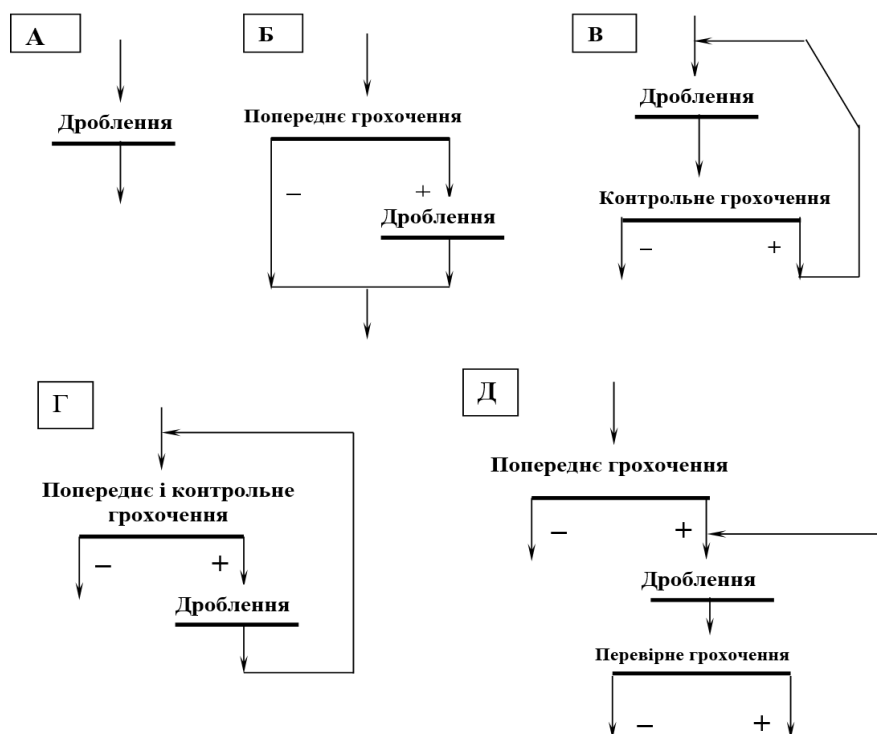


Рис. 3.1 – Різновиди стадій дроблення корисних копалин

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

При підготовці руд до подрібнення та збагачення 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. Наприклад, 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 (див. рис.3.1): 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. 3.2).

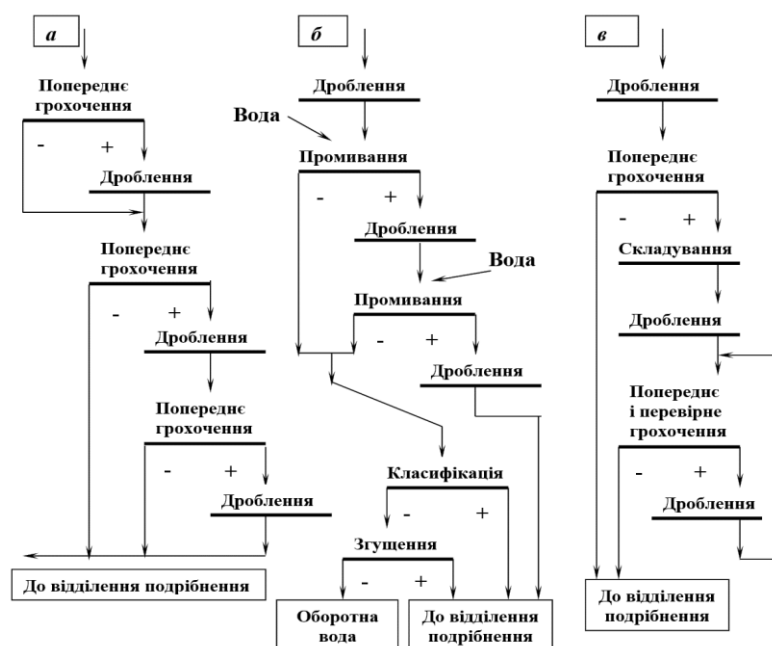


Рис. 3.2 – Схеми дроблення різних типів корисних копалин.

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

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

Схема підготовчих операцій визначається виходячи з речовинного складу і фізичних властивостей корисної копалини, 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:

- кількість стадій дроблення,
- 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 - $i_{\text{заг}}$.

$$i_{\text{заг}} = \frac{D_{\text{вих}}}{d_{\text{др}}} \quad (3.1)$$

де $D_{\text{вих}}$ – розмір максимального куска матеріалу, що подається на дроблення, мм; $d_{\text{др}}$ – 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.

$$i_{\text{заг}} = i_1 \times i_2 \times i_3 \times \dots \times i_n, \quad (3.2)$$

де i_1, i_2, i_3, i_n – ступені дроблення в окремих стадіях.

Таким чином, *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 чотиристадійна 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 впливає *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 перевірного 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 перевірного 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 перевірного грохочення приводить до ускладнення конструктивного оформлення цеху, збільшення капітальних затрат, погіршення санітарних умов праці.

З викладеного впливає *третє правило вибору схеми дроблення: в останній стадії дроблення повинна бути операція перевірного 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 (див. рис. 3.1).

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 чотиристадійну схему дроблення ААББ.

Якщо підрешітний 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. 3.2, 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. 3.2, 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. 3.2, 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. 3.3). Усі дробарки встановлюють поруч на одному рівні і здійснюють спільне транспортування продуктів. Недоліком цієї схеми є повторне повернення дробленого продукту другої стадії на перевірне грохочення.

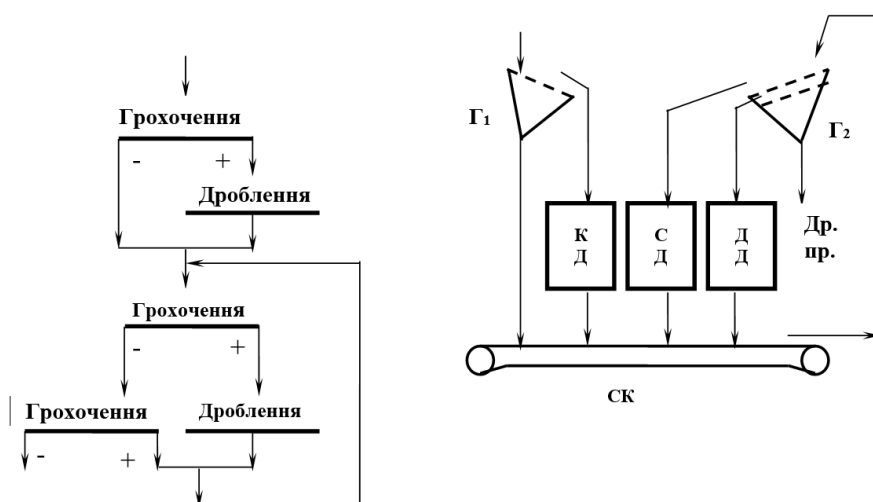


Рис. 3.3. Тристадіальна схема дроблення зі спільним транспортуванням продуктів дроблення і грохочення.

КД – дробарка крупного дроблення; СД – дробарка середнього дроблення; ДД – дробарка дрібного дроблення; Г₁ і Г₂ – грохоти; СК – стрічковий конвеєр.

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 дрібноокраплених руд рідкісних металів здійснюється дробленням до 6 – 20 мм із наступним подрібненням у стержневих млинах до 0,3 – 2 мм.

Кількість стадій дроблення і кінцева крупність дробленої руди для дробильно-збагачувальних фабрик визначається крупністю руди, що надходить на фабрику, і прийнятою схемою подрібнення.

Наведемо приклад з технології дроблення залізистих кварцитів.

Залізисті кварцити залежно від методу подрібнення, що використовується, дроблять до крупності 25 або 300 мм, що дозволяє вести подальше тонке подрібнення в барабанних млинах із застосуванням сталевих тіл для подрібнення, або самоподрібнення. Дроблення здійснюється за чотирма принципово різними схемами: одно стадіальній, трьох стадіальній з відкритим і замкнутим циклом і чотирьох стадіальній з відкритим циклом при застосуванні дробарок спеціальної конструкції. При подрібненні руди сталевими тілами і крупності руди, що надходить на фабрику, 800...1200 мм або 100...300 мм, кількість стадій дроблення приймають, відповідно, три або дві. Максимальна крупність куска дробленої руди, що надходить на подрібнення, не повинна перевищувати для млинів самоподрібнення 300...400 мм, для кульових 12...20 мм.

Щоб забезпечити максимальну крупність кінцевого продукту дроблення 12...20 мм, що подається на подрібнення в кульові млини, для кристалічних залізних руд з низьким вмістом вологи і без глинистих домішок варто застосовувати схему із замкнутим циклом дроблення, або дробарки спеціальної конструкції.

Розрахункове циркулююче навантаження за надлишковим продуктом при використанні дробарок типу КМД визначається в кожному конкретному випадку на підставі фізичних властивостей і гранулометричного складу дробленого матеріалу, а також за співвідношенню ширини розвантажувальної щілини дробарки та розміром отворів поверхні для просіювання грохоту.

Замкнутий цикл дроблення в останній стадії не застосовується при переробці руд, що легко руйнуються в початковій стадії подрібнення, руд з більшим вмістом кусків плоскої форми, а також для фабрик малої продуктивності. Для руд з підвищеним вмістом дріб'язку, вологи і глинистих різниць необхідно передбачати операцію попереднього грохочення перед середнім дробленням з одержанням готового продукту.

Приклади схеми дробильно-сортувальних і дробильно-збагачувальних фабрик з одержанням кускової готової продукції в частині відвальних хвостів наведені на рис. 3.4. Приклади тристадійних схем дроблення із замкнутим і відкритим циклом в останній стадії, що використовуються на нових збагачувальних фабриках, без збагачення перед подрібненням, наведені на рис. 3.5. При кульовому подрібненні магнетитових руд типу залізистих кварцитів відкритого видобутку повинна застосовуватися, як правило, схема з

роздільним попереднім і перевірочним грохоченням вузла дрібного дроблення, наведена на рис. 3.6, схема «а». При вмісті у початковій дробленій руді кар'єрного видобутку або руди, що надходить із шахти, значної кількості дріб'язку (більше 30% готового класу 20(16)...0 мм) повинна застосовуватися схема «б», рис. 3.6. При обґрунтуванні схем з відкритим циклом застосовуються схеми з попереднім грохоченням перед середнім дробленням (схема «а», рис. 3.7) або без грохочення схема «б», рис. 3.7.

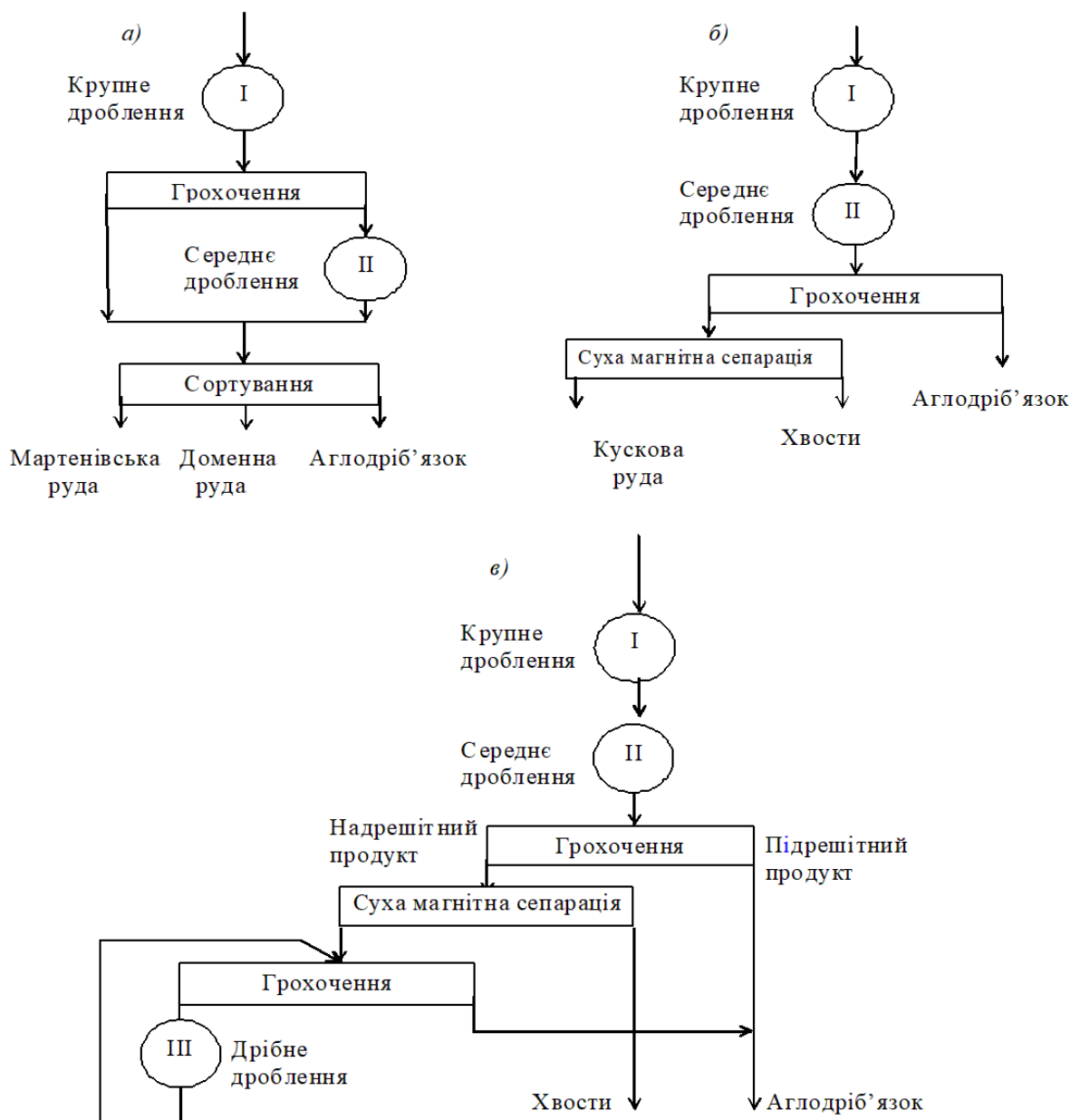


Рис. 3.4. Схеми дво- і тристадіального дроблення залізистих кварцитів із сухою магнітною сепарацією

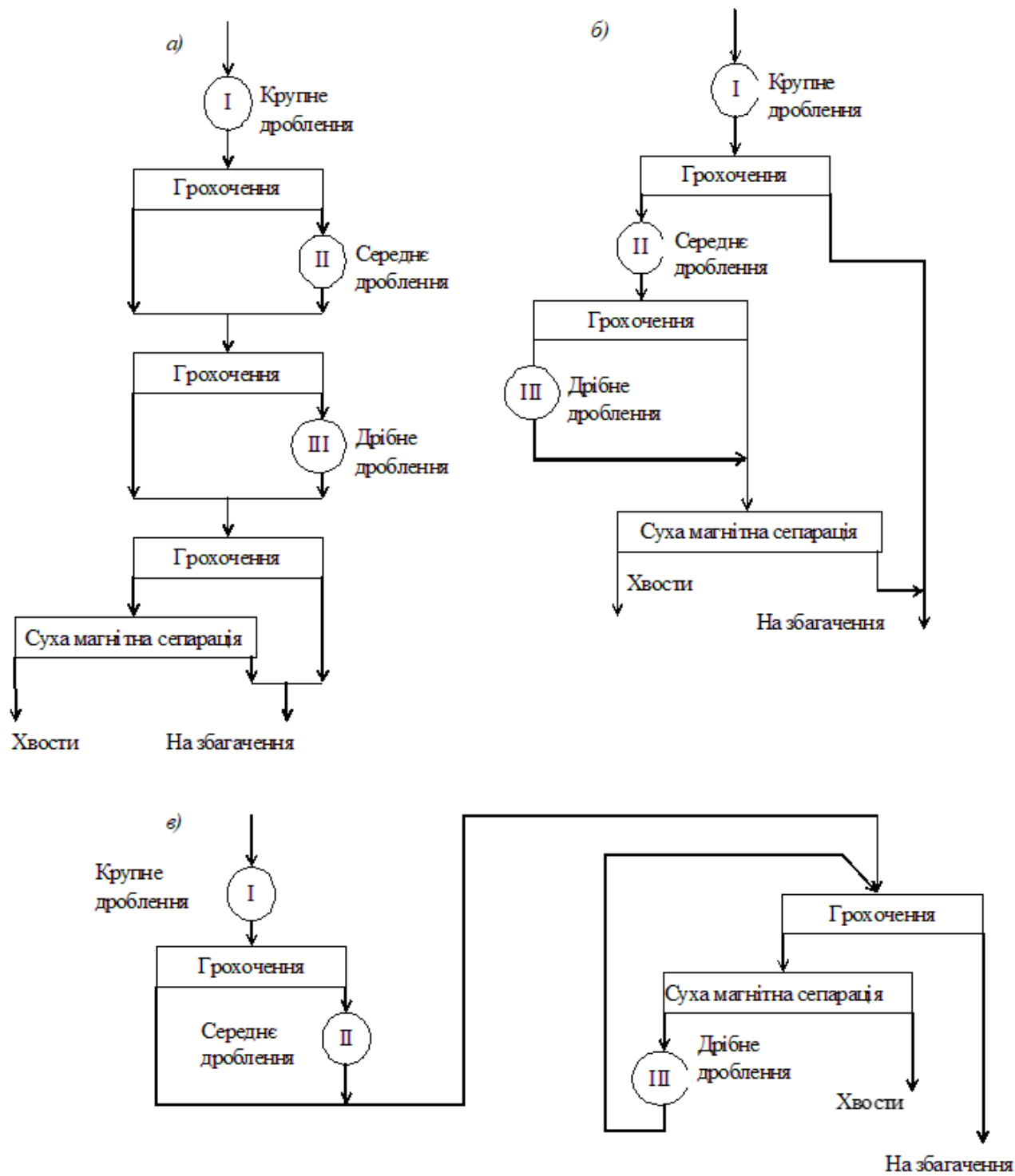


Рис. 3.5. Схеми тристадіального дроблення залізистих кварцитів у відкритому та замкнутому циклах із сухою магнітною сепарацією

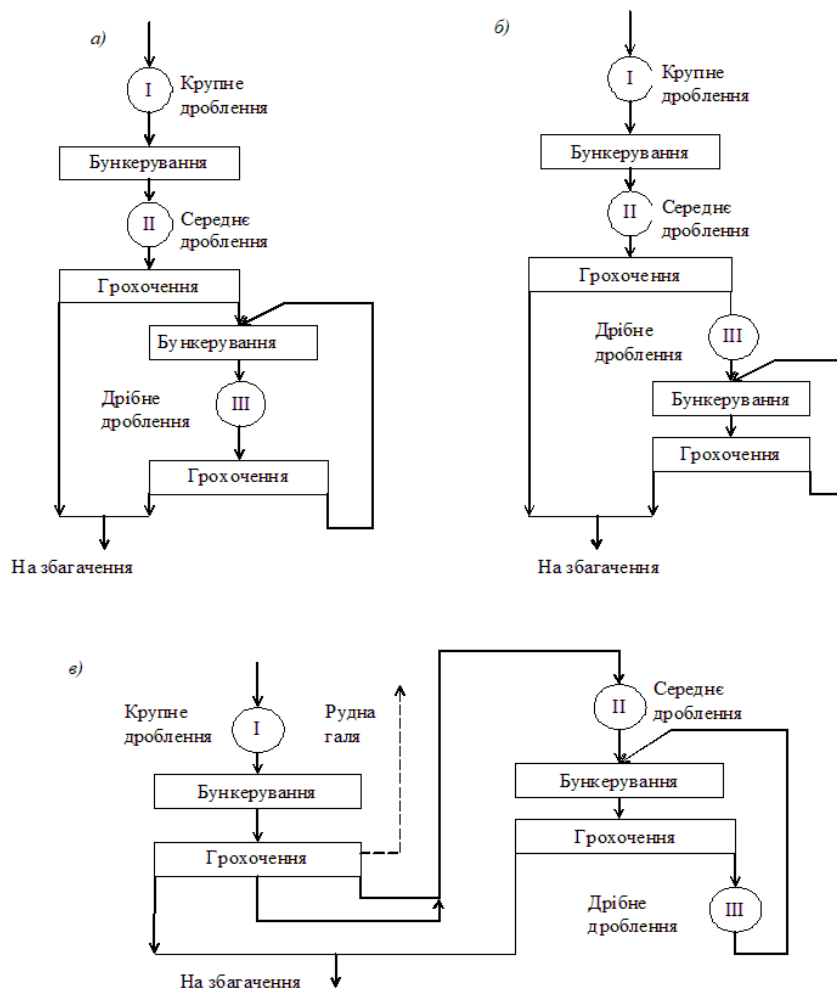


Рис.3.6. Схеми тристадіального дроблення залізистих кварцитів із замкнутим циклом без магнітної сепарації перед збагаченням

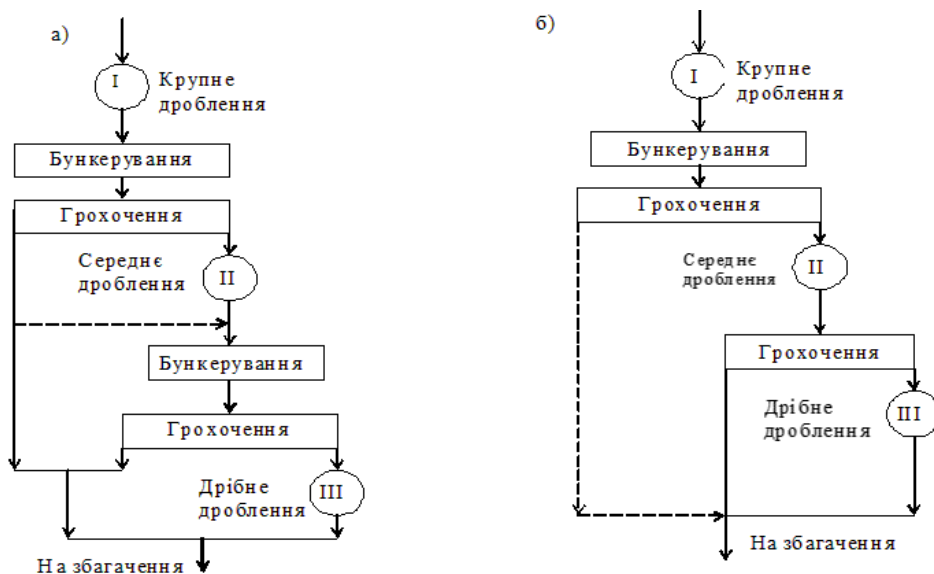


Рис. 3.7. Схеми тристадіального дроблення залізистих кварцитів у відкритому циклі без магнітної сепарації

3.4. Розрахунок схем дроблення корисних копалин

Для розрахунку схеми дроблення необхідно мати наступні *вихідні дані*: продуктивність збагачувальної фабрики по вихідній сировині, характеристики 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.3.8) або аналітичних залежностей:

$$\beta^{+z} = 100 \times \exp\left(\frac{1}{x \times zy}\right), \% \quad (3.3)$$

$$\beta^{-z} = 100 - \beta^{+z} \quad (3.4)$$

де z – *закрупнення* - безрозмірна крупність дробленого продукту, яка дорівнює відношенню розміру зерен номінальної крупності d до ширини розвантажувальної щілини дробарки b :

$$z = \frac{d}{b}, \quad (3.5)$$

β^{+z} – вміст класів крупніше z у дробленому продукті, % ,

x, y – коефіцієнти, що залежать від стадії дроблення і твердості матеріалу, що дробиться.

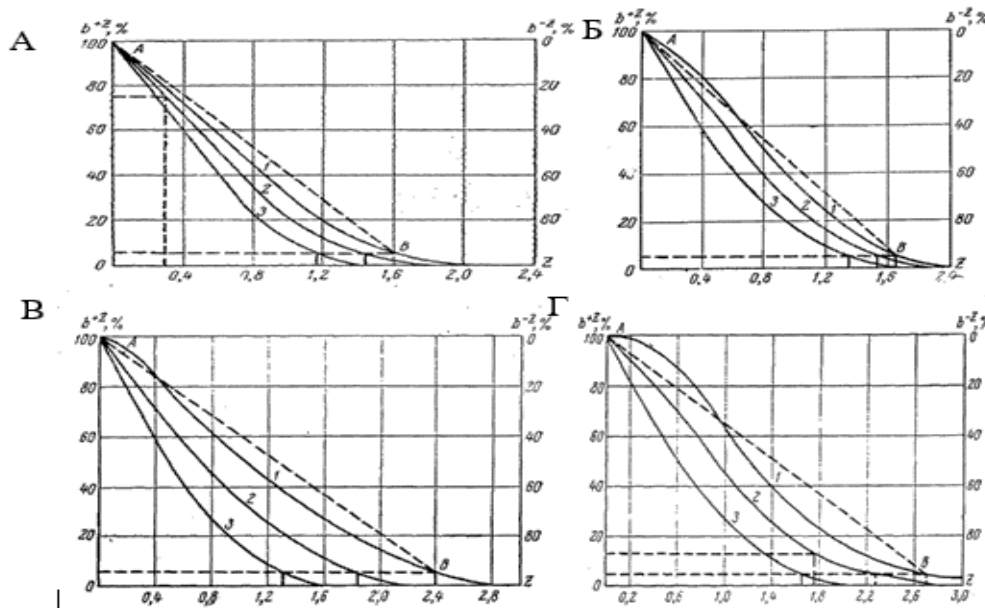


Рис. 3.8. Типові характеристики крупності дроблених продуктів: конусних дробарок крупного дроблення (А), щоківих дробарок (Б) конусних дробарок

середнього дроблення (В), дрібного дроблення (Г): 1 – тверді руди; 2 – руди середньої міності; 3 -м'які

Номінальною крупністю дробленого продукту d шматків прийнято вважати розмір отворів сита, через яке проходить 95% матеріалу. Відповідно, умовна відносна максимальна крупність шматків у дробленому продукті $z = d / B$.

Горизонталі на характеристиках крупності відповідають змісту відсіваного класу 95%. Точки перетину горизонталей з кривими визначають умовну відносну максимальну крупність подрібненого продукту z_n

Величини коефіцієнтів x , y і максимальної безрозмірної крупності дроблених продуктів z_{max} залежно від твердості руди і стадії дроблення наведені в табл. 3.1.

Таблиця 3.1 – Величини коефіцієнтів x , y і закругнення (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, згідно наступного алгоритму, визначаючи:

1 - годинну продуктивність цеху дроблення з урахуванням графіка його роботи

$$Q_0 = \frac{Q}{t_m} = \frac{Q}{t_m \cdot K_u} \cdot K_n, \quad (3.6)$$

де Q_0 – продуктивність обладнання, т/год; Q – річна продуктивність, т/рік; t_m – машинний час, год; K_u – коефіцієнт використання обладнання;

K_n – коефіцієнт нерівномірності ($K_n = 1,0 \div 1,1$ или можно делить на 0,95-0,98).

2 - загальний ступінь дроблення.

$$i_{заг} = \frac{D_{max}}{d_{max}}, \quad (3.7)$$

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

3 - ступеня дроблення в окремих стадіях (середній ступінь дроблення):

$$i_{\text{сер}} = \sqrt[n]{i_{\text{заг}}}, \quad (3.8)$$

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 перевірне грохочення, то для неї може бути призначено трохи більша, у порівнянні із середнім, ступінь дроблення. Для перших стадій дроблення в цьому випадку ступінь дроблення $i_{\text{ст}}$ варто перерахувати:

$$i_{\text{ст}} = \left(\frac{i_{\text{заг}}}{i_{\text{ост}}} \right)^{\frac{1}{n-1}}, \quad (3.9)$$

де $i_{\text{ост}}$ – призначений для останньої стадії ступінь дроблення.

4 - Умовну максимальну крупність дроблених продуктів в окремих стадіях:

$$D_1 = \frac{D_{\text{max}}}{i_1}; \quad D_2 = \frac{D_{\text{max}}}{i_1 \times i_2}; \quad D_3 = \frac{D_{\text{max}}}{i_1 \times i_2 \times i_3}. \quad (3.10)$$

5- Для кожної стадії дроблення максимальну ширину приймального отвору дробарки $B_{\text{ш}}$.

$$B_{\text{ш}} = \frac{D_{\text{ном}}}{K_3} \quad (3.11)$$

де K_3 – коефіцієнт, що враховує закругнення шматків максимального діаметру D_{max} в зрівнянні з номінальним $D_{\text{ном}}$:

$$D_{\text{ном}} = 0,8 \div 0,85 D_{\text{max}} \quad (3.12)$$

$K_3 = 0,8$ – для стадій крупного и середнього дроблення; $K_3 = 0,85$ – для стадії дрібного дроблення.

6 - Ширину розвантажувальних щілин дробарок в кожній стадії:

$$\begin{aligned} b_1 &= \frac{D_1}{z_1}; & b_2 &= \frac{D_2}{z_2}; \\ b_3 &= \frac{D_3}{z_3} \text{ (відкритий цикл дроблення)} \\ b_3 &= (0,8 - 1,0)D_3 \text{ (замкнений цикл дроблення),} \end{aligned} \quad (3.13)$$

де D_1, D_2, D_3 – максимальна крупність кусків дроблених продуктів у відповідних стадіях дроблення; z_1, z_2, z_3 – закругнення (максимальна безрозмірна крупність) продуктів дроблення (див. табл. 3.1, рис. 3.8).

7 - Розмір отворів сит грохотів в окремих стадіях:

Для відкритого циклу:

$$D_{max} > a_1 \geq b_1; \quad D_1 \geq a_2 \geq b_2; \quad D_2 \geq a_3 \geq b_3, \quad (3.14)$$

Для замкненого циклу:

$$a_3 = d_{max} \quad (3.15)$$

Залежно від міцності руди відношення розмірів отворів решета грохотів та ширини розвантажувального зазору дробарок приблизно дорівнюють: 1,0 – при крупному; 1,0...1,8 – при середньому; 1,7...3,0 – при дрібному дробленні.

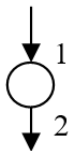
8 - Ефективність грохочення.

Цей показник 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 – $E^{-a} = 80 - 85 \%$.

9 - Варіанти схем для зрівняння. Визначають орієнтовні виходи та маси потоків твердого (продуктів) за технологічною схемою. Розрахунок мас продуктів схеми дроблення здійснюється постадійно з урахуванням обраного варіанта стадії, гранулометричного складу продуктів і ефективності процесу грохочення, що використовується в даній стадії.

Приклади розрахунку потоків твердого в операціях схеми дроблення.

Дроблення руди у відкритому циклі без попереднього грохочення

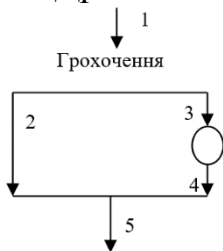


$$Q_1 = Q_2 = Q_{год} \text{ т/год} \quad (3.16)$$

$$\gamma_n = \frac{Q_n}{Q_1} \cdot 100\% \quad (3.17)$$

де Q_1, Q_2, Q_n – продуктивність потоків твердого в операціях схеми дроблення, т/год; γ_n – масовий вихід відповідних продуктів схеми, %

Дроблення руди у відкритому циклі з попереднім грохоченням



$$Q_2 = Q_1 \cdot \beta_1^{-a_1} \cdot E_1, \text{ т/год}; \quad (3.18)$$

$$Q_3 = Q_4 = Q_1 - Q_2, \text{ т/год};$$

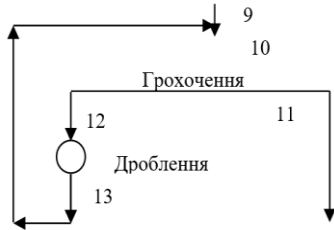
(3.19)

$$Q_5 = Q_2 + Q_4, \text{ т/год} \quad (3.20)$$

$$\gamma_n = \frac{Q_n}{Q_1} \cdot 100\% \quad (3.21)$$

Де E – ефективність грохочення: для першої стадії 60...70%, для другої-третьої стадії -70...80 % в залежності від обраного устаткування.

Дроблення руди у замкненому циклі з грохоченням матеріалу



$$Q_9 = Q_{11}, \text{ т/год}$$

$$Q_{10} = Q_9 \cdot \left(\frac{1}{E} + \frac{\beta_9^{+a_{III}}}{\beta_{KMД}^{-a_{III}}} \right), \text{ т/год} \quad (3.22)$$

$$Q_{13} = Q_{12} = Q_{10} - Q_{11}, \text{ т/год}$$

Визначається вихід: $\gamma_n = \frac{Q_n}{Q_1} \cdot 100\%$

Розраховується циркуляція C (%) – це маса продукту, що повертається на дроблення, у стабільному режимі роботи обладнання:

$$C = \frac{Q_{13}}{Q_9} \cdot 100\%. \quad (3.23)$$

10 - Обґрунтовуються, розраховуються та обираються дробарки для всіх стадій дроблення та грохоти.

Вибір дробарок виконується з довідкової літератури. Дробарка повинна відповідати вимогам розрахунку ширини завантажувального отвору. Розрахунок дробарок буд наведено у наступних розділах. При обґрунтуванні обраного обладнання виконується техніко-економічне зрівняння обраних варіантів. До уваги приймаються сумарна потужність, коефіцієнт завантаження дробарки та спільна вага дробарок.

Обрані дробарки повинні відповідати вимогам:

- ширина завантажувального отвору повинна бути на 10-20 % більше розміру шматків, що надходять у неї;
- ширина завантажувального отвору повинна бути в межах, що придатні для визначеного типу дробарки;
- коефіцієнти завантаження дробарок за стадіями повинні бути по можливості близькими. Наприклад, якщо дробарки третьої стадії перевантажені, а другої – не довантажені, то необхідно збільшити ступінь дроблення у другій стадії і відповідно зменшити ступінь дроблення у третій стадії. Тоді виконують перерахунок.

Порядок кінцевого перерахунку такий.

1. Уточнюють ширину вихідних отворів дробарок. При цьому враховують типорозміри обраних дробарок у попередньому розрахунку і ступені

завантаження з урахуванням необхідності отримання розмірів шматків, які придатні для завантаження дробарки наступної стадії

2. Обирають грохоти, призначають ефективність грохочення і визначають фактичну продуктивність дробарки у кожній стадії.

3. Розраховують номінальну крупність дроблених продуктів за стадіями та гранулометричний склад продуктів у різних вузлах схеми з метою визначення поправкових коефіцієнтів для розрахунку грохотів і дробарок.

4. Визначають уточнену продуктивність грохотів та дробарок та кількість обладнання для встановлення.

3.6 Приклад розрахунку схеми дроблення корисних копалин

Вихідні дані

Схема розрахунку для рис. 3.9.

Продуктивність за вихідною рудою 1200 т/с.

Загальні ефективність грохочення: першої стадії – 0,6; другий – 0,6; третьої – 0,85.

Величина вихідної руди 500 мм;

Характеристики крупності вихідної руди та продуктів у розвантаженні дробарок, встановлених в окремих стадіях (за практичними даними або типовими).

Визначити:

- масу та виходи всіх продуктів;
- Показники крупності продуктів 5, 9, 10, 11.



Рис. 3.9 Схема тристадійного дроблення із замкнутим циклом у третій стадії

Розрахунок.

1. Приймається ширина розвантажувальних щілин дробарок: у першій стадії 120 мм, у другій 30 мм, у третій 10 мм; розміри отворів грохотів 10, 35, 120 мм. Сумарні виходи класів у продуктах дроблення приймаємо за типовими характеристиками крупності (див. рис. 3.8).

2. Зі схеми: $Q_1 = Q_5 = Q_9 = Q_{11}$; $Q_3 = Q_4$; $Q_7 = Q_8$; $Q_{12} = Q_{13}$;

Визначаємо $Q_2, Q_3, Q_4, \gamma_2, \gamma_3, \gamma_4$.

$$3. Q_2 = Q_1 \times \beta_1^{120-0} \times E_1 = 1200 \times 0,24 \times 0,6 = 172,5 \text{ т/с};$$

$$Q_3 = Q_4 = Q_1 - Q_2 = 1200 - 172,5 = 1027,5 \text{ т/с}.$$

$$\gamma_2 = Q_2/Q_1 = 172,5/1200 = 0,148;$$

$$\gamma_3 = \gamma_4 = \gamma_1 - \gamma_2 = 1 - 0,148 = 0,852.$$

4. Визначаємо характеристику крупності продукту 5:

$$\beta_5^{d-0} \times Q_5 = \beta_1^{d-0} \times Q_1 \times E_1 + \beta_4^{d-0} Q_4$$

$$\beta_5^{d-0} = (\beta_1^{d-0} \times Q_1 \times E_1 + \beta_4^{d-0} \times Q_4) / Q_5 = \beta_1^{d-0} \times E_1 + \beta_4^{d-0} \times Q_4 / Q_1 =$$

$$= \beta_1^{d-0} \times E_1 + \beta_4^{d-0} \times \gamma_4;$$

$$d_{\max} = 120 \times 1,5 = 180 \text{ мм}.$$

$$\beta_5^{120-0} = \beta_1^{120-0} \times E_1 + \beta_4^{120-0} \times \gamma_4 = 0,24 \times 0,6 + 0,75 \times 0,852 = 0,783$$

$$\beta_4^{120-0} - \text{приймається за типовою характеристикою} = 0,75.$$

$$\beta_5^{30-0} = \beta_1^{30-0} \times E_1 + \beta_4^{30-0} \times \gamma_4 = 0,07 \times 0,6 + 0,21 \times 0,852 = 0,221 \text{ и т.д.}$$

Будується характеристика крупності продукту 5.

5. Визначається $Q_6, Q_7, \gamma_6, \gamma_7, \gamma_8$.

$$Q_6 = Q_1 \times \beta_5^{35-0} \times E_1 = 1200 \times 0,24 \times 0,6 = 173 \text{ т/с}; Q_7 = Q_8 = Q_1 - Q_6.$$

$$Q_7 = Q_8 = 1200 - 173 = 1027 \text{ т/с}.$$

$$\gamma_6 = Q_6/Q_1 = 173/1200 = 0,144.$$

$$\gamma_7 = \gamma_8 = 1 - \gamma_6 = 1 - 0,144 = 0,856.$$

6. Визначається характеристика крупності продукту 9

$$\beta_9^{d-0} = \beta_5^{d-0} \times E_2 + \gamma_8 \times \beta_8^{d-0};$$

Розрахунок виконується для класів крупності 30-0, 15-0.

$$\beta_9^{30-0} = \beta_5^{30-0} \times E_2 + \gamma_8^{30-0} \times \beta_8^{30-0} = 0,221 \times 0,6 + 0,856 \times 0,67 = 0,706.$$

β_5^{30-0} – визначається з характеристики крупності продукту 5,

β_8^{30-0} – з типової характеристики.

$$\beta_9^{15-0} = \beta_5^{15-0} \times E_2 + \gamma_8 \times \beta_8^{15-0} = 0,15 \times 0,6 + 0,856 \times 0,36 = 0,4366.$$

Максимальна крупність шматків у розвантаженні нормальної конусної дробарки: $d = 30 \times 1,8 = 54 \text{ мм}$.

Будується характеристика крупності продукту 9.

7. Визначається $Q_{13}, Q_{12}, \gamma_{13}, \gamma_{12}$.

$$(Q_9 \times \beta_9^{10-0} + Q_{13} \times \beta_{13}^{10-0})E_3 = Q_{11}; \quad Q_9 = Q_{11} = Q_1;$$

$$Q_9 \times \beta_9^{10-0} \times E_3 + Q_{13} \times \beta_{13}^{10-0} \times E_3 = Q_{11};$$

$$Q_{13} \times \beta_{13}^{10-0} \times E_3 = Q_1(1 - \beta_9^{10-0} E_{111});$$

$$Q_{13} = Q_1(1 - \beta_9^{10-0} \times E_3)/\beta_{13}^{10-0} \times E_3 = 1200(1 - 0,335 \times 0,85)/0,55 \times 0,85 = 1830$$

т/год.

β_{13}^{10-0} – приймається з типової характеристики.

$$\gamma_{13} = Q_{13}/Q_1 = 1830/1200 = 1,55; \quad \gamma_{12} = \gamma_{13};$$

8. Визначається Q_{10} , γ_{10} и характеристику крупності продукту 10.

$$Q_{10} = Q_9 + Q_{13} = 1200 + 1830 = 3030 \text{ т/с}; \quad \gamma_{10} = Q_{10}/Q_1 = 3030/1200 = 2,53;$$

$$(Q_9 + Q_{13}) \times \beta_{10}^{d-0} = Q_9 \times \beta_9^{d-0} + Q_{13} \times \beta_{13}^{d-0};$$

$$\beta_{10}^{d-0} = (Q_9 \times \beta_9^{d-0} + Q_{13} \times \beta_{13}^{d-0}) / (Q_9 + Q_{13});$$

$$\beta_{10}^{15-0} = (Q_9 \times \beta_9^{15-0} + Q_{13} \times \beta_{13}^{15-0}) / (Q_9 + Q_{13}) = (1200 \times 0,4366 + 1830 \times 0,82) / 3030 = 0,676.$$

$$\beta_{10}^{6-0} = (Q_9 \times \beta_9^{6-0} + Q_{13} \times \beta_{13}^{6-0}) / Q_{10} = (1200 \times 0,18 + 1830 \times 0,3) / 3030 = 0,289.$$

Будується характеристика крупності продукту 10.

9. . Визначаємо характеристику крупності продукту 11.

Приймаємо, що фракційна ефективність грохочення дорівнює загальній ефективності грохоту – 0,85.

Маса будь-якого класу в нижньому продукті грохоту дорівнює масі цього класу в живленні грохоту, помноженому на ефективність грохочення цього класу. Для маси класу, що пройшов через грохот, на масу всього нижнього продукту, знаходимо вміст цього класу:

$$\beta_{11}^{d-0} = (Q_{10} \times \beta_{10}^{d-0} \times E) / (Q_{10} \times \beta_{10}^{a-0} \times E).$$

$$\beta_{11}^{5-0} / \beta_{10}^{10-0} = 0,28/0,45 = 0,622.$$

$$\beta_{11}^{2-0} = \beta_{10}^{2-0} / \beta_{10}^{10-0} = 0,12/0,45 = 0,242.$$

Будується характеристика крупності продукту 11.

Запитання та завдання для самоперевірки

1. У якому разі для підготовки руди до подрібнення застосовують одно-, дво-, три- та чотиристадіальні схеми дроблення.

2. Які схеми застосовують для дроблення руд сухих та неглинистих, з підвищеним вмістом вологи та глини, з виведенням рудної галі, з промиванням, а також при дробленні в несприятливих кліматичних умовах.

3. Перерахуйте вихідні дані для розрахунку схеми дроблення.

4. Назвіть крупність подрібненої руди для подрібнення.

5. За допомогою яких методів визначають вміст будь-якого класу крупності в живленні та продуктах дроблення.

4. СХЕМИ ПОДРІБНЕННЯ. ВИБІР, ОБҐРУНТУВАННЯ ТА РОЗРАХУНОК СХЕМ ПОДРІБНЕННЯ

4.1 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 декількох стадій, кожна з яких включає операції подрібнення і класифікації.

Операції класифікації застосовуються для виведення готового за крупністю матеріалу з живлення або розвантаження млина. Для класифікації живлення використовується попередня класифікація, а для продукту, що вивантажується з млинів – перевірна та контрольна. Класифікатор розділяє матеріал: крупні частинки повертаються в млин (циркуляційне навантаження), а подрібнені до потрібної фракції йдуть далі в процес збагачення.

У схемах подрібнення руди маса матеріалу, що повертається з класифікатора (наприклад, гідроциклону) назад у млин для повторного подрібнення – *це циркуляційне навантаження*. Воно дозволяє досягти потрібної тонкості подрібнення, контролювати ефективність та продуктивність процесу. При цьому невеликі значення (до 500%) зазвичай покращують результати. Вимірюється циркуляція відношенням маси матеріалу, що повертається, до маси свіжої руди, що подається, і виражається у відсотках. Наприклад, 300% циркуляції означає, що на кожну тону свіжої руди повертається 3 тонни матеріалу. Дозволяє переробляти крупні частинки до потрібної фракції, збільшуючи ефективність роботи млина.

Схеми подрібнення можуть включати такі операції класифікації

- 1) попередню класифікацію живлення стадії подрібнення;
- 2) перевірну класифікацію в цілком замкнутому циклі подрібнення;
- 3) класифікацію у частково замкнутому циклі подрібнення;
- 4) контрольну класифікацію зливу;
- 5) контрольну класифікацію 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.

Перевірنا 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 %).

4.2 Схеми подрібнення в стержневих і кульових млинах

Схеми подрібнення, подібно до схем дроблення, складаються з окремих стадій, що включають операцію подрібнення і супутні їй операції класифікації.

Різноманітність схем подрібнення обумовлена різноманітністю їхнього використання. Класифікація схем подрібнення здійснюється за такими ознаками:

- числу стадій подрібнення у схемі;
 - виду циклу подрібнення у першій стадії;
 - місця завантаження вихідної руди (у млин, класифікатор);
 - наявності або відсутності поєднаних операцій попередньої та перевірконої класифікації;
 - наявності лив відсутності у схемі контрольної класифікації
- 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 перевірконої класифікації;
 - наявність або відсутність операцій контрольної класифікації.

Найчастіше зустрічаються схеми:

- подрібнення з попередньою і перевірконою класифікацією.
- подрібнення із попередньою класифікацією.
- подрібнення у замкнутому циклі з перевірконою класифікацією.
- подрібнення у відкритому циклі.
- подрібнення замкнутому циклі з перевірконою та контрольною класифікацією.
- подрібнення в замкнутому циклі з попередньою, повірконою та контрольною класифікацією.

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.

Схеми одностадійного подрібнення наведено на рис. 4.1..

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 багатостадійних 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.

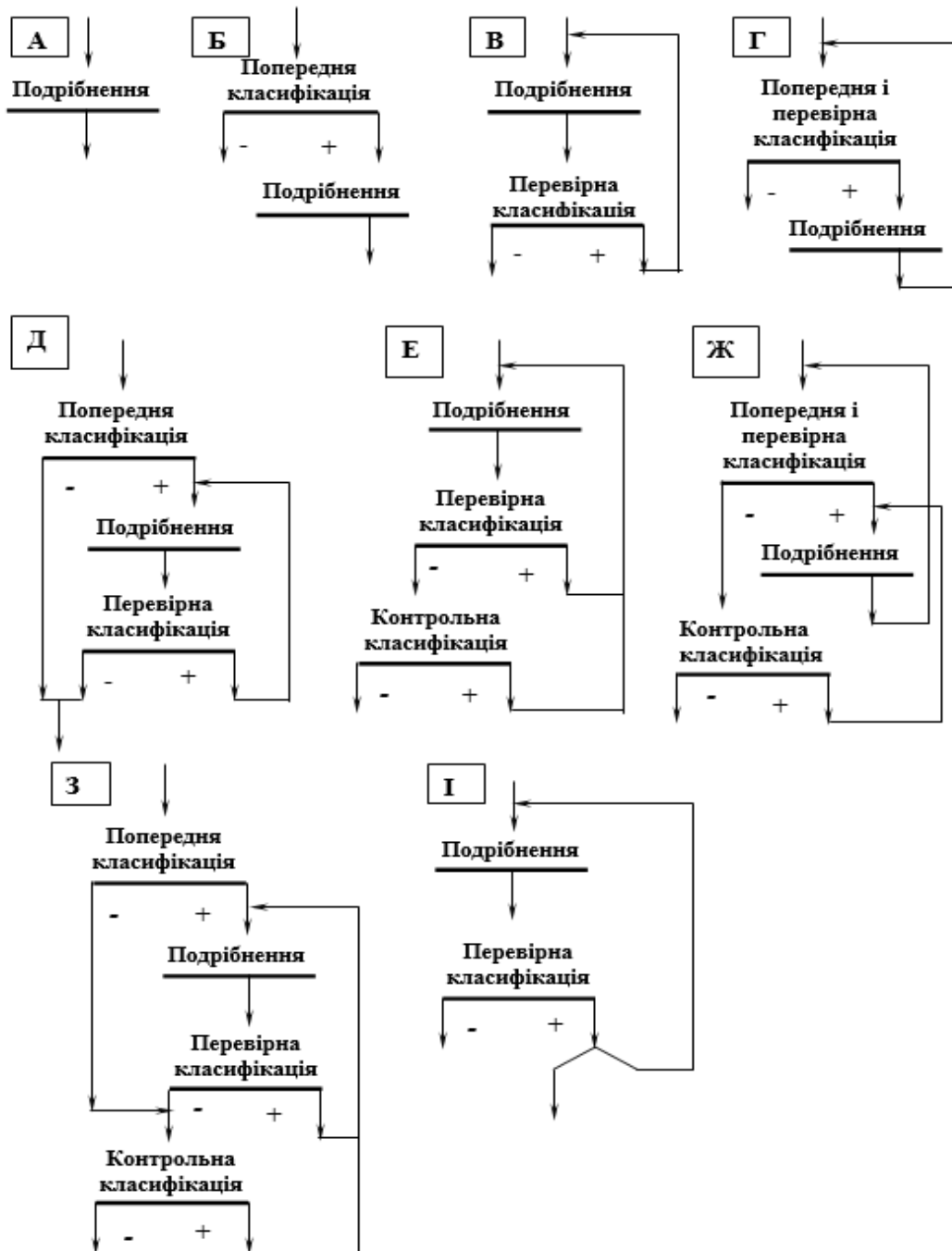


Рис.4.1. Схеми одностадійного подрібнення корисних копалин

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 дрібновокраплені 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 тонковокраплених 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 компонування, 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 дрібноокраплені руди при крупності живлення 25 - 30 мм. Схеми АГГ і АГД дозволяють виконувати стадійне збагачення руди. Найчастіше перша стадія здійснюється в стрижневих млинах.

4.3 Схеми рудного самоподрібнення

Схеми само- і напівсамоподрібнення використовуються на фабриках великої і дуже великої продуктивності у випадку одержання технологічних переваг при заміні сталевого 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.

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.

Схеми самоподрібнення руди надано на рис. 4.2.

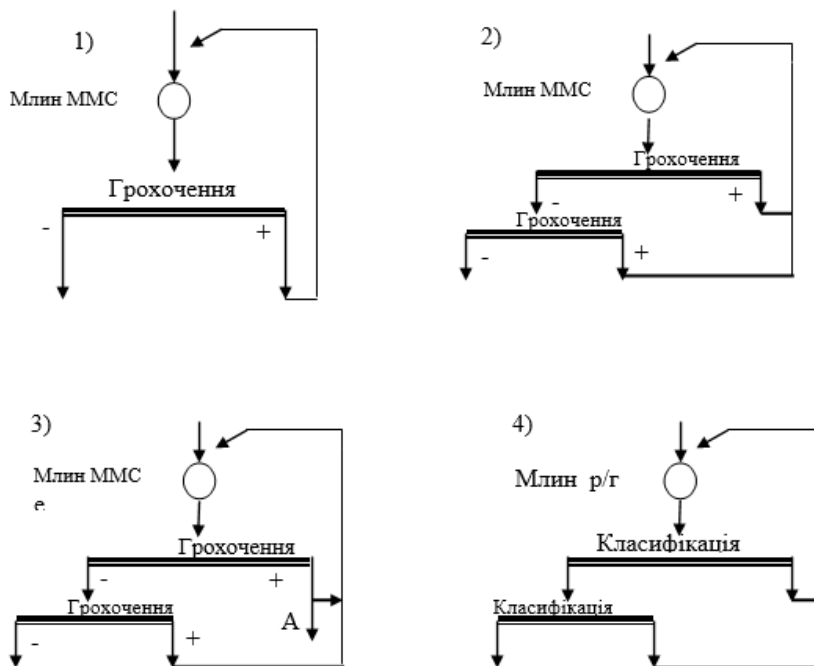


Рис. 4.2. Схеми самоподрібнення руди

Так схема 1 застосовується при крупному подрібненні. Перевірна класифікація виконується на грохотах, Для неї характерно швидкий знос сит. Схема 2 працює більш стало, ніж перша. Схема 3 застосовується при необхідності видалити з руди шматків критичної крупності А для отримання гальки, яка використовується в якості середовища для подрібнення в млинах рудно-галькового самоподрібнення. Схема 4 застосовується при необхідності тонкого подрібнення до 5-0,8 мм Класифікація здійснюється у гідроциклонах.. В I стадії класифікації встановлюють гідроциклони великого діаметру, а у другій – гідроциклони діаметром менше 500 мм для отримання тонкого зливу.

Самоподрібнення, що застосовується на збагачувальних фабриках, 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

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 молотне (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 складають 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 (молотьне) середовище при рудногальковому самоподрібненні або після додроблення повернуті 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 також 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 випробовувань 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. З цих причин капітальні витрати на будівництво збагачувальних фабрик з рудногальковим самоподрібненням вищі, ніж зі звичайним, однак ці витрати швидко окупаються економією при експлуатації. 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.

Переважає застосування одержали схеми, наведені на рис. 4.3.

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

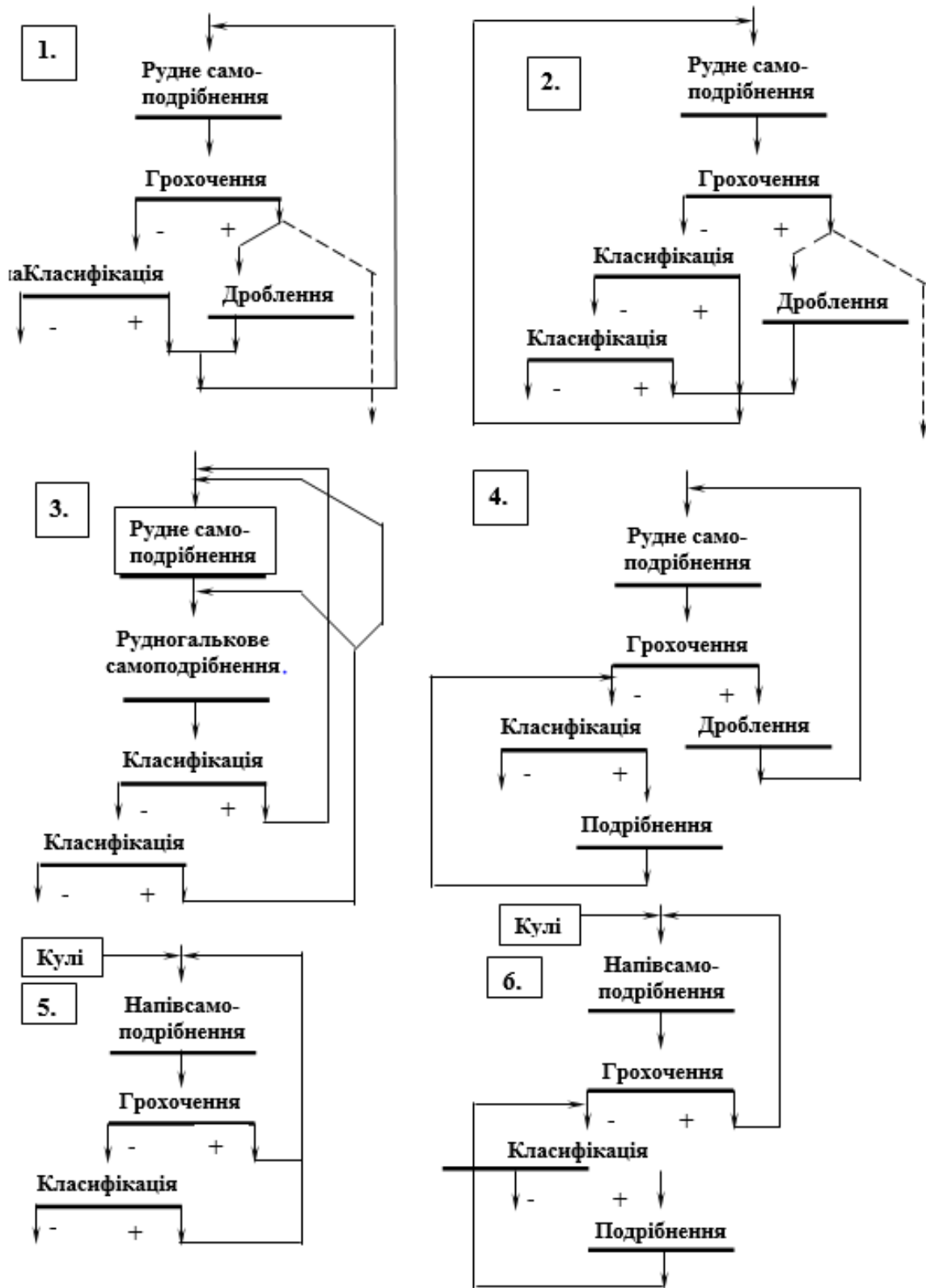


Рис. 4.3. – Схеми само- і напівсамоподрібнення

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 рудногалькового 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.

4.4 Вибір схеми подрібнення

Схема подрібнення збагачувальної фабрики вибирається звичайно після проведення дослідно-промислових випробовувань подрібнюваності корисної копалини. Вибір схеми подрібнення проєктованої 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.

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 конкурентоспромож 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.

4.5 Розрахунок схем подрібнення

При розрахунку схем подрібнення крупність продуктів подрібнення оцінюють за їх гранулометричним складом.

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

Алгоритм розрахунку схем подрібнення такий.

1. Визначення та оцінка крупності продуктів подрібнення.

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.

Орієнтові залежності між вмістом класів різної крупності для руд середньої подрібнюваності щільністю 2,7-3,0 т/м³ наведено в табл. 4.1., 4.2.

Таблиця 4.1 – Залежність вмісту класу різної крупності у зливні млинів та класифікаторів

Розрахунковий клас крупності, мм	Умовна максимальна крупність продукту подрібнення, мм									
	2,1	1,0	0,62	0,43	0,32	0,24	0,18	0,14	0,094	0,074
-0,2	25	46	62	75	85	92	96	-	-	-
-0,074	10	20	30	40	50	60	70	80	90	95
-0,040	5,6	11,3	17,3	24	31,5	39,5	48	58	71,5	80,5
-0,020	-	-	9	13	17	22	26	35	46	55

Таблиця 4.2 – Середній вміст класу мінус 0,074 мм у вихідних та кінцевих продуктах подрібнення в залежності від їх крупності (орієнтові дані)

Крупність, мм	Вихідний матеріал					Подрібнений матеріал					
	-40	-20	-10	-5	-3	-0,4	-0,3	-0,2	-0,15	-0,1	-0,074
Вміст класу – 0,074 мм, %	3	6	10	20	23	40	48	60	72	85	95

2. Розрахунок виходів продуктів класифікації.

Визначення виходів продуктів класифікації виконують на підставі рівнянь розрахункового класу або балансу твердого у продуктах класифікації.

Якщо у результаті будь якої операції розділення з продукту 1 отримуємо продукти 2,3 (схема Б. рис. 4.1), то частковий вихід від операції можна розрахувати за формулами:

$$\gamma'_2 = \frac{\beta_1 - \beta_3}{\beta_2 - \beta_3}; \quad \gamma'_3 = \frac{\beta_1 - \beta_2}{\beta_3 - \beta_2} = \frac{\beta_2 - \beta_1}{\beta_2 - \beta_3} \quad (4.1)$$

де $\beta_1, \beta_2, \beta_3$ - вміст розрахункового класу у вихідному продукті (1) та продуктах розділення 2, 3.

Виходи продуктів класифікації можуть бути підраховані на основі наступної закономірності: розподіл тонких класів за продуктами класифікації пропорційний розподілу води (це більшою мірою справедливо до розподілу тонких класів – 0,040; 0,02 та 0,015 мм). Рівняння для розрахунків у цьому разі застосовують такі:

$$\varepsilon'_3 = \frac{\gamma'_3 \beta'_3}{\beta'_g} = \varepsilon_b = \frac{\gamma'_3 R_3}{\gamma'_3 R_3 + \gamma'_n R_n} \quad (4.2)$$

де, ε'_3 - часткове вилучення розрахункового класу у злив; ε_b - вилучення в злив води; γ'_3 і γ'_n - часткові виходи твердого у злив і піски; β'_6 и β'_3 - вміст тонкого класу у вихідному продукті та в зливі (у твердій фазі); R_3 и R_n – розрідження твердого у зливі й пісках.

Значення R_n для спіральних класифікаторів знаходяться в межах 0,2-0,25 (80-83 % твердого), а для гідроциклонів – в межах 0,4-0,5 (67-71 % твердого).

$$\gamma'_3 + \gamma'_n = 1 \quad (4.3)$$

Вирішуючи ці рівняння щодо γ'_3 і γ'_n , отримуємо залежності:

$$\gamma'_3 = \frac{\beta'_6 R_3 - \beta'_3 R_n}{\beta'_3 (R_3 - R_n)}; \quad (4.4)$$

$$\gamma'_n = 1 - \gamma'_3 = \frac{R_3 (\beta'_3 - \beta'_6)}{\beta'_3 (R_3 - R_n)}. \quad (4.5)$$

При відомому розрідженні R_b вихідного продукту, що надходить на класифікацію, розрідження зливу визначають за формулою

$$R_3 = \frac{R_n \times \beta'_3}{\beta'_6} \quad (4.6)$$

Розрідження зливу гідроциклону чи класифікатора, які у відкритому циклі, приймають за даними практики з урахуванням крупності зливу.

Для класифікаторів і гідроциклонів, що працюють у замкнутому циклі, розрідження зливу призначають за даними практики, або визначають за емпіричною формулою, що враховує вихід та крупність зливу:

$$R_3 = \frac{1 - T_3}{T_3} \quad (4.7)$$

$$T_3 = \frac{T_n \times \gamma}{K \times T_n + \gamma_3 - 1} \quad (4.8)$$

де T_3 і T_n – вміст твердого відповідно в зливі та пісках за масою, частки од.; K – коефіцієнт, що враховує крупність зливу:

$$K = 1 - 0,7 \times \beta \times \left(\frac{2,7}{\delta_T} \right)^{0,25}, \quad (4.9)$$

де β - вміст класу 0, 074 мм у зливі, частки од.; δ_T – об'ємна щільність руди. Значення T_n и K в пісках в залежності від вмісту у зливі класу мінус 0,074 мм для руди щільністю $\delta_T = 2,7 \text{ т/м}^3$ приймають за табл. 4.3. Розрідження у пісках

класифікатора приймають на рівні $R_n = 0,25-0,43$ (менші значення відносяться до руд високої щільності).

Таблиця 4.3. - Значення T_n и K в пісках в залежності від крупності зливу

Параметр, що характеризує щільність пісків	Вміст класу мінус 0,074 мм, ч од.					
	0,4-0,5	0,5-0,6	0,6-0,7	0,7-0,8	0,8-0,9	0,9-0,95
T_n , ч. од.	0,8	0,77	0,75	0,72	0,7	0,67
K	1,46	1,62	1,83	2,1	2,47	2,83

Розрідження у пісках гідроциклону R_n розраховують за формулою

$$R_n = \frac{1-T_n}{T_n}, \quad (4.10)$$

де T_n – вміст твердого у пісках (приймають за табл. 4.3).

3. Визначення циркуляційного навантаження

Розраховується циркуляція C (%) – це відношення маси пісків Q_n , що повертаються на подрібнення, до маси вихідного продукту у цикл подрібнення Q_e в стабільному режимі роботи обладнання:

$$C = \frac{Q_n}{Q_e} \cdot 100\%. \quad (4.11)$$

Значення циркуляційного навантаження C необхідно знати для вибору гідроциклонів і насосів при роботі млинів у замкненому циклі, а також при перевірці продуктивності млинів, які обрані, за загальним живленням.

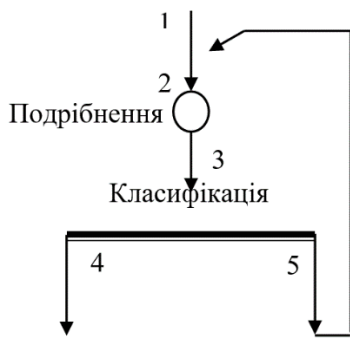
При проєктуванні значення C в залежності від умов роботи рекомендується регулювати й приймати за табл. 4.4.

Таблиця 4.4 – Оптимальне циркуляційне навантаження від умов подрібнення для одностадійних схем

№ з/п	Умови подрібненнями	Значення C опт., %
1	Тонке подрібнення до класу мінус 0,2 мм міцних руд при самопливному сполученні млина та класифікатора	500 – 700
2	Тонке подрібнення до класу мінус 0,2-0,4 мм середніх за твердістю руд при самопливному сполученні млина та класифікатора	250 – 500
3	Механізований транспорт продуктів між млином та класифікатором за допомогою равликівих підйомників і шнеків.	150 – 300
4	Подрібнення руди до 50 % класу мінус 0,074 мм для м'яких руд.	150 – 200
5	Подрібнення руди до 50 % класу мінус 0,074 мм для руд середньої твердістю та твердих.	200 – 300
6	При класифікації у гідроциклонах.	200 – 600

4.6 Приклади розрахунку деяких типових схем подрібнення

Приклад 1. Схема подрібнення в замкнутому циклі з перевіркою класифікацією



Вихідні дані: продуктивність Q_1 за вихідним живленням, вміст розрахункового класу у вихідному продукті β_1^{-d} та в зливе класифікатору β_4^{-d} , пісках класифікатору β_5^{-d} та розвантаженні млина β_3^{-d} .

Необхідно визначити продуктивність всіх продуктів схеми та їх щільності.

Розрахунок

$$Q_4 = Q_1;$$

$$(Q_1 + Q_5) \beta_3^{-0,074} = Q_4 \beta_4^{-0,074} + Q_5 \beta_5^{-0,074}$$

$$Q_5 = \frac{Q_1 \times (\beta_3^{-0,074} - \beta_5^{-0,074})}{\beta_4^{-0,074} - \beta_3^{-0,074}}$$

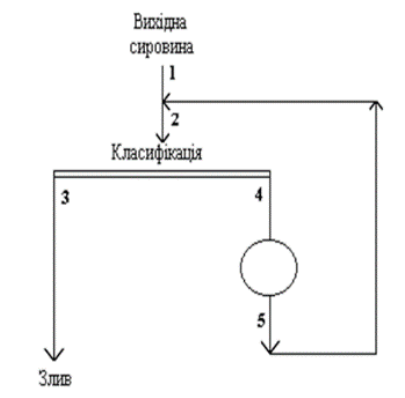
$$Q_3 = Q_4 + Q_5$$

$$Q_2 = Q_3;$$

$$C = \frac{Q_5}{Q_1} \cdot 100\%.$$

Щільність зливу призначаємо за промисловими аналогами або визначаємо за формулою 4.8 з урахуванням того, що $\gamma_3' = \frac{1}{1+C_{\text{опт}}}$.

Приклад 2. Схема подрібнення з суміщеними операціями попередньої та перевіркою класифікацією



Вихідні дані: продуктивність Q_1 , вміст розрахункового класу у вихідному β_1^{-d} та кінцевому β_3^{-d} продуктах, пісках класифікатору β_4^{-d} та розвантаженні млина β_5^{-d}

Необхідно визначити продуктивність всіх продуктів схеми.

Розрахунок

$$Q_1 = Q_3;$$

$$Q_4 = Q_5$$

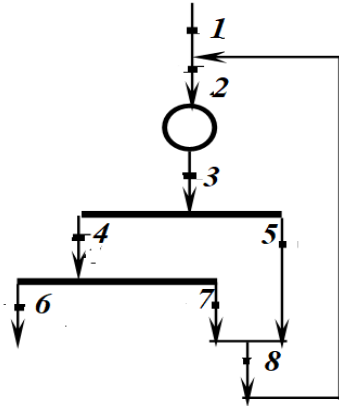
$$Q_1 \beta_1^{-0,074} + Q_5 \beta_5^{-0,074} = Q_3 \beta_3^{-0,074} + Q_4 \beta_4^{-0,074}$$

$$Q_5 = \frac{Q_1 \times (\beta_3^{-0,074} - \beta_1^{-0,074})}{\beta_5^{-0,074} - \beta_4^{-0,074}}$$

$$Q_2 = Q_4 + Q_3$$

$$C = \frac{Q_5}{Q_1} \cdot 100\%$$

Приклад 3. Схема подрібнення у замкненому циклі з контрольною класифікацією злива перевірконої класифікації



Вихідні дані: продуктивність Q_1 , вміст розрахункового класу у вихідному β_1^{-d} та кінцевому β_6^{-d} продуктах, зливу β_4^{-d} та пісках класифікатору β_5^{-d} ; розвантаженні млина β_3^{-d} ; пісках гідроциклону β_7^{-d}

Необхідно визначити продуктивність всіх продуктів схеми.

Розрахунок

$$Q_1 = Q_6$$

$$Q_7 = \frac{Q_1 \times (\beta_6^{-0.074} - \beta_4^{-0.074})}{\beta_4^{-0.074} - \beta_7^{-0.074}}$$

$$Q_4 = Q_6 + Q_7$$

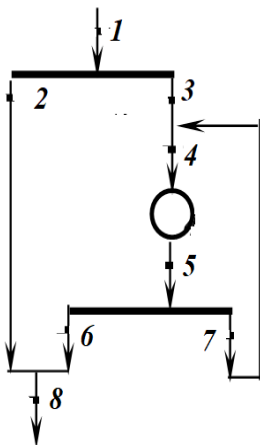
$$Q_5 = \frac{Q_4 \times (\beta_4^{-0.074} - \beta_3^{-0.074})}{\beta_3^{-0.074} - \beta_5^{-0.074}}$$

$$Q_8 = Q_5 + Q_7$$

$$Q_2 = Q_3 = Q_1 + Q_8$$

$$\beta_2^{-0.074} = \frac{Q_1 \times \beta_1^{-0.074} + Q_5 \times \beta_5^{-0.074} + Q_7 \times \beta_7^{-0.074}}{Q_2}$$

Приклад 4. Схема подрібнення з попередньою класифікацією та замкненому циклі з пісками перевірконої класифікації



Вихідні дані продуктивність Q_1 , вміст розрахункового класу у вихідному β_1^{-d} продукті, зливу β_2^{-d} та пісках класифікатору β_3^{-d} ; розвантаженні млина β_5^{-d} ; зливу β_6^{-d} та пісках гідроциклону β_7^{-d}

Необхідно визначити продуктивність всіх продуктів схеми.

Розрахунок

$$Q_8 = Q_1; \quad Q_2 = Q_1 - Q_3$$

$$Q_3 = \frac{Q_1 \times (\beta_2^{-0.074} - \beta_1^{-0.074})}{\beta_2^{-0.074} - \beta_3^{-0.074}}$$

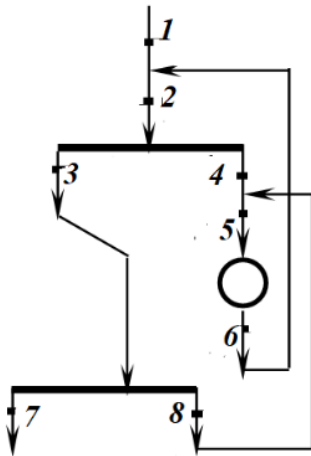
$$Q_6 = Q_1 - Q_2$$

$$Q_4 = Q_5 = Q_6 + Q_7$$

$$Q_7 = \frac{Q_6 \times (\beta_6^{-0.074} - \beta_5^{-0.074})}{\beta_7^{-0.074} - \beta_5^{-0.074}}$$

$$\beta_4^{-0.074} = \frac{Q_3 \times \beta_3^{-0.074} + Q_7 \times \beta_7^{-0.074}}{Q_4}$$

Приклад 5. Схема подрібнення з суміщеною попередньою та перевірконою класифікацією розвантаження млина та замкненому циклі з пісками перевірконою класифікації зливу



Вихідні дані: продуктивність Q_1 , вміст розрахункового класу у вихідному β_1^{-d} продукті, зливу β_3^{-d} та пісках класификатора β_4^{-d} ; розвантаженні млина β_6^{-d} ; зливу β_7^{-d} та пісках гідроциклону β_8^{-d}

Розрахунок

$$Q_7 = Q_1; \quad Q_3 = Q_7 + Q_8$$

$$Q_8 = \frac{Q_1 \times (\beta_7^{-0.074} - \beta_3^{-0.074})}{\beta_3^{-0.074} - \beta_8^{-0.074}}$$

$$Q_5 = Q_6 = Q_4 + Q_8$$

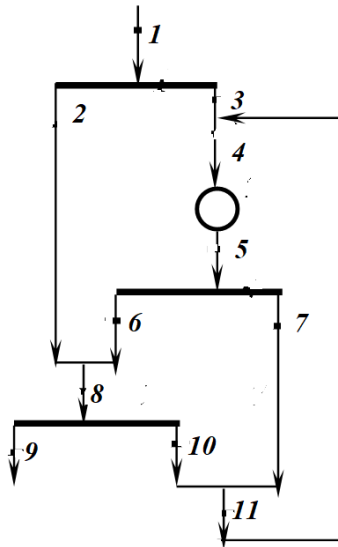
$$Q_4 = \frac{Q_8 \times (\beta_8^{-0.074} - \beta_6^{-0.074})}{\beta_6^{-0.074} - \beta_4^{-0.074}}$$

$$Q_2 = Q_3 + Q_4$$

$$\beta_2^{-0.074} = \frac{Q_3 \times \beta_3^{-0.074} + Q_4 \times \beta_4^{-0.074}}{Q_2}$$

$$\beta_5^{-0.074} = \frac{Q_4 \times \beta_3^{-0.074} + Q_8 \times \beta_4^{-0.074}}{Q_5}$$

Приклад 6. Схема подрібнення з попередньою та перевірконою класифікацією розвантаження млина, контрольною класифікацією злива класификатора та гідроциклону, замкненому циклі з пісками перевірконою класифікації млина та контрольної класифікації зливу та гідроциклону.



Вихідні дані: продуктивність Q_1 , вміст розрахункового класу у вихідному β_1^{-d} продукті, зливу β_2^{-d} та пісках класификатора β_3^{-d} ; розвантаженні млина β_5^{-d} ; зливу β_6^{-d} та пісках гідроциклону β_7^{-d} , зливу β_9^{-d} та пісках гідроциклону β_{10}^{-d} контрольної класифікації зливу.

Розрахунок

$$Q_9 = Q_1;$$

$$Q_2 = Q_1 - Q_3$$

$$Q_3 = \frac{Q_1 \times (\beta_2^{-0.074} - \beta_1^{-0.074})}{\beta_2^{-0.074} - \beta_3^{-0.074}}$$

$$Q_8 = Q_6 + Q_2$$

$$Q_8 = Q_9 + Q_{10}$$

$$Q_6 + Q_2 = Q_9 + Q_{10}$$

$$Q_{10} = \frac{Q_1 \times (\beta_9^{-0.074} - \beta_6^{-0.074}) + Q_2 \times (\beta_6^{-0.074} - \beta_2^{-0.074})}{\beta_6^{-0.074} - \beta_{10}^{-0.074}}$$

$$Q_4 = Q_5 = Q_6 + Q_7$$

$$Q_7 = \frac{Q_6 \times (\beta_6^{-0.074} - \beta_5^{-0.074})}{\beta_5^{-0.074} - \beta_7^{-0.074}}$$

$$Q_{11} = Q_7 + Q_{10}$$

$$\beta_8^{-0.074} = \frac{Q_9 \times \beta_9^{-0.074} + Q_{10} \times \beta_{10}^{-0.074}}{Q_8}$$

$$\beta_{11}^{-0.074} = \frac{Q_7 \times \beta_7^{-0.074} + Q_{10} \times \beta_{10}^{-0.074}}{Q_{11}}$$

$$\beta_4^{-0.074} = \frac{Q_3 \times \beta_3^{-0.074} + Q_7 \times \beta_7^{-0.074} + Q_{10} \times \beta_{10}^{-0.074}}{Q_4}$$

4.7. Розрахунок схем самоподрібнення

Алгоритм розрахунку схем самоподрібнення такий.

- Визначаються маси та виходи продуктів схеми.
- Розрахунок виконується за рівняннями балансу розрахункового класу крупності для операції класифікації, що докладно викладено в р 4.5,4.6.
- Складається балансове рівняння за масою класу (так як було наведено в п.4,5, 4,6) і розраховуються всі маси продуктів

При розрахунку схем самоподрібнення необхідно враховувати:

- Масова частка розрахункового класу в галі та скрапі приймається за нуль.
- Кількість галі та скрапу визначається навішуванням.
- Масова частка корисного компонента в галі та скрапі приймається такою як у вихідній руді

Завдання для самоперевірки

1. Поясніть терміни: стадія та цикл у технологічній схемі.
2. Розкажіть про способи визначення циркулюючого навантаження.
3. Перерахуйте різновиди та умови застосування одно-, дво- та тристадіальних схем подрібнення та самоподрібнення.
4. Назвіть переваги та недоліки підготовки руди до збагачення за схемою із самоподрібненням.
5. Різновиди рудного самоподрібнення, його технологічні, експлуатаційні та економічні переваги, сфери застосування.
6. Головні особливості самоподрібнення - акумулювання фракцій критичного розміру.
7. Способи боротьби з критичним класом способи регулювання технологічного процесу, що підвищують його ефективність.
8. Проаналізувати типи класифікації в схемах стрижневого та кульового подрібнення.
9. Визначити вихідні дані і порядок розрахунку схем подрібнення.
10. Розглянути методику застосування та розрахунку схем самоподрібнення та рудногалькового подрібнення.

5. ВИБІР ТА ОБҐРУНТУВАННЯ СХЕМ ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

5.1 Класифікація схем збагачення корисних копалин.

За складом корисної копалини розрізняють такі схеми збагачення корисних копалин:

- двокомпонентні (монометалеві) руди,
- трикомпонентні (біметалеві) руди
- полікомпонентні (поліметалічні) руди

Крім того схеми збагачення корисних копалин класифікують за чотирма основними ознакам:

- 1- число методів збагачення корисних копалин, які використовуються
- 2 - число процесів, що використовуються у кожному методі
- 3 - число операцій, які використовуються у кожному процесі
- 4 - число стадій зміни крупності корисної копалини.

За першою ознакою (число методів) розрізняють такі схеми збагачення корисних копалин:

- Монометодні. Наприклад, гравітаційні, флотаційні, магнітні.
- Диметодні. Наприклад, гравітаційно-магнітні, гравітаційно-флотаційні
- 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 (число процесів, що використовуються у кожному методі) розрізняють схеми збагачення корисних копалин в залежності від особливостей процесу. Так, кожний із застосовуваних методів може бути представлений декількома процесами. Наприклад, гравітаційний метод може бути реалізований процесами важкосередовищного збагачення, відсадки, концентрації на столах, збагачення на гвинтових сепараторах і шлюзах. Магнітний метод може бути реалізований у сепараторах з магнітним полем з низької індукцією (низькоінтенсивна магнітна сепарація) і високою магнітною індукцією і високим градієнтом магнітного поля (високоградієнтна магнітна сепарація).

Вибір збагачувального процесу визначається крупністю вкраплення мінералів, відмінностями в розділових ознаках мінералів і техніко-економічними даними для кожного конкуруючого процесу.

За третьою ознакою (число операцій які використовуються у кожному процесі) розрізняють схеми збагачення корисних копалин в залежності від типу операцій. Кожний із процесів здійснюється у вигляді декількох операцій. В кожному процесі може бути основна, контрольна і операції перечищення. Мета основної операції - виділення основної маси цінних мінералів. Мета контрольної - остаточне вилучення цінних мінералів. Мета перечищення - підвищення якості

концентрату. Вибір числа операцій для здійснення кожного процесу визначається вимогами до кінцевих продуктів і сепараційними характеристиками апаратів, які використовуємо.

Залежно від наявності або відсутності в схемах збагачення зворотних продуктів вони розділяються на дві групи:

- схеми без зворотних продуктів
- (наприклад, схема збагачення вугілля з важкосередовищною сепарацією),
- схеми зі зворотними продуктами (наприклад, схеми збагачення магнетитових кварцитів).
- група схем зі зворотними продуктами збагачення розділяється за такими ознаками:
 - схеми з зворотними продуктами для першого прийому основної операції;
 - схеми з зворотними продуктами після другого і наступних прийомів,

За четвертою ознакою (число стадій зміни крупності корисної копалини) розрізняють схеми збагачення корисних копалин:

- Одностадійні (рис 5.1);
- Багатостадійні (рис.5.2).

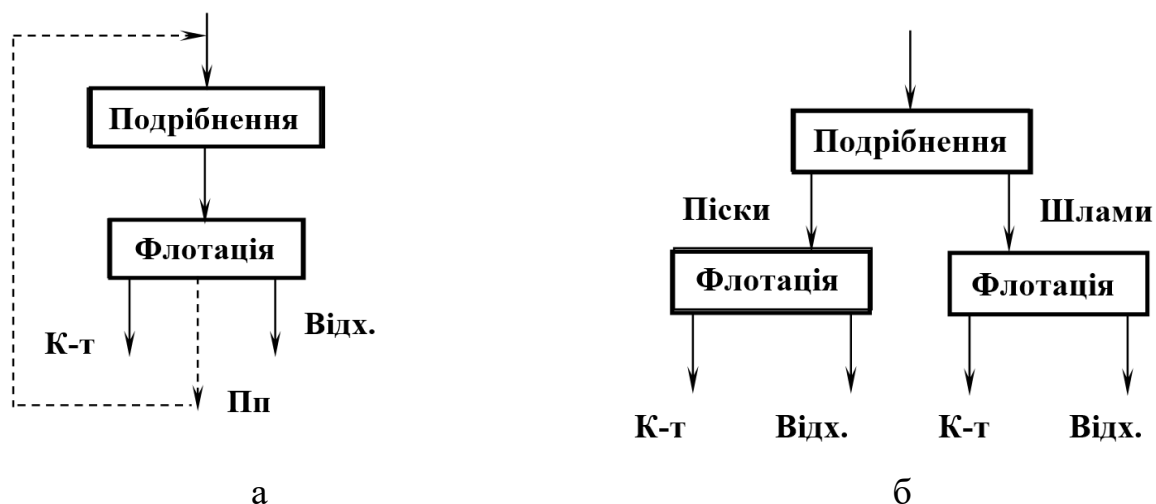


Рис. 5.1 – Принципові одностадійні схеми флотації руд

а - одностадійна одноциклова схема флотації руд; б - одностадійна двоциклова схема флотації руд

Кількість стадій визначається крупністю цінних мінералів і характеру їхнього вкраплення у порожню породу. Застосування більше двох перечищень без зміни крупності нерациональне. Зазвичай багатостадійні схеми застосовують для тонковкраплених руд при високих вимогах до якості концентрату.

Схеми включають не тільки кількість стадій але й кількість циклів. Наприклад, схема – одностадійна одноциклова (рис.5.1а), одностадійна двоциклова з роздільним збагаченням пісків та шламів(рис.5.1 б); двостадійна схема двоциклова з виділенням у першій стадії кондиційного концентрату,

відвальних відходів і промпродукту, що направляється в другу стадію (рис 5.2а); двостадійна схема трициклова з виділенням у першій стадії збагачення частини готового концентрату, частини відвальних відходів і промпродукту, що направляється в подрібнення і другу стадію збагачення (рис.5.2 б); тристадійна трициклова з виділенням у першій стадії збагачення частини готового концентрату і багатих відходів, що направляються в подрібнення і другу стадію, де виділяється друга частина концентрату, основна маса відходів і промпродукт, що направляється в подрібнення і третю стадію збагачення (рис. 5.2, в); тристадійна трициклова з послідовним подрібненням промпродукту (рис. 5.2 г).

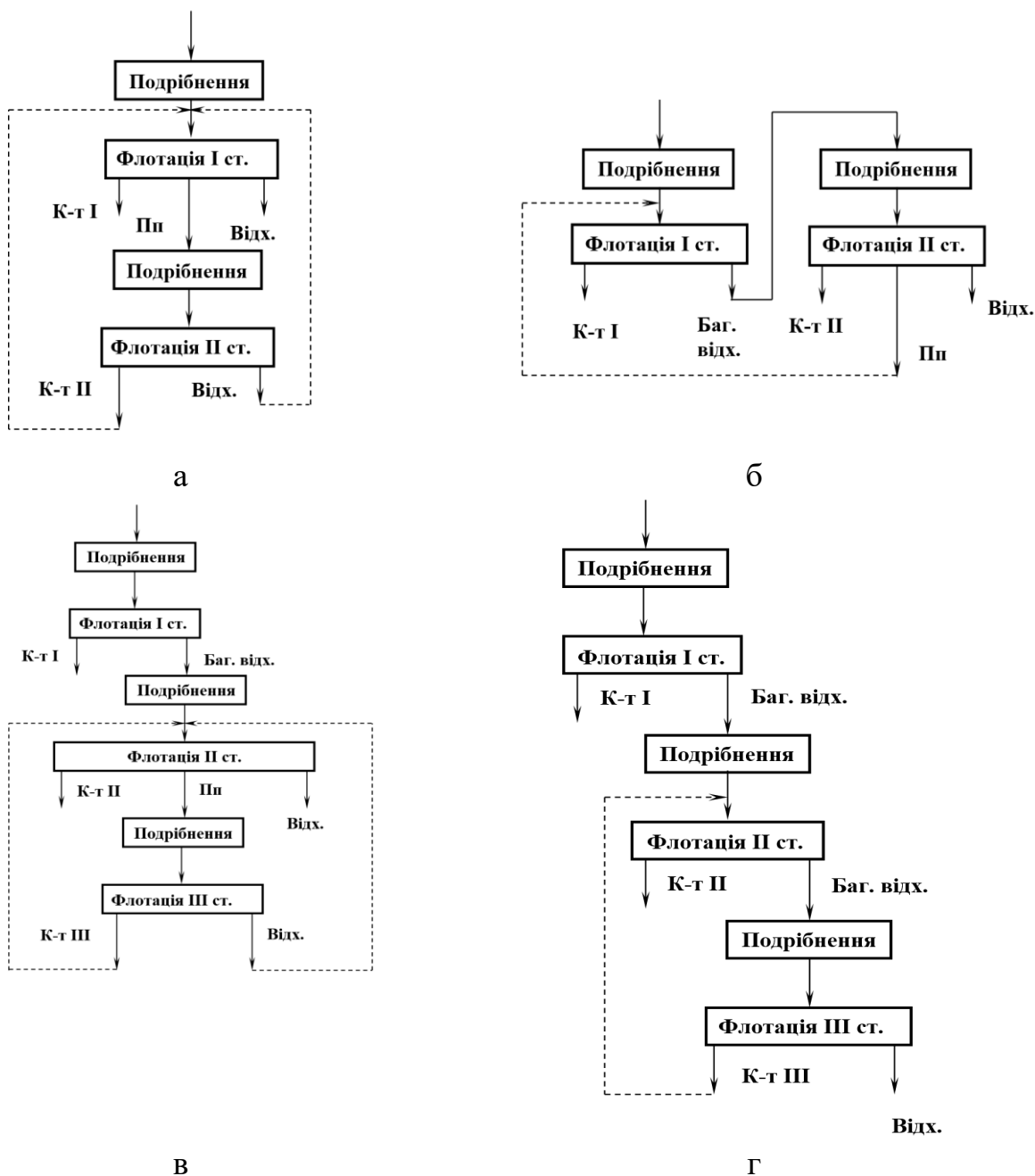


Рис. 5.2. Принципові багатостадійні схеми флоатації руд
а – двостадійна схема двоциклова; б – двостадійна схема трициклова; в,г - тристадійні трициклові схеми

5.2. Рекомендації щодо вибору схем збагачення корисних копалин.

При виборі принципової схеми збагачення корисних копалин число стадій збагачення руди визначається:

- текстурою та структурою руди;
- здатністю корисного мінералу та порожньої породи до ошламування при подрібненні.

При виборі принципової схеми збагачення слід дотримуватися такого правила.

Чим більш нерівномірне за крупністю вкраплення корисного мінералу і чим більше він ошламується при подрібненні, тим більше підстав для застосування стадіального збагачення корисних копалин.

У 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 і не подрібнювати нічого зайвого.

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.

Корисний мінерал крупновкраплений і легко переподрібнюється. Оптимальні результати збагачення будуть отримані при двостадійній двоцикловій схемі з виділенням у першій стадії (без зайвого ошламлювання) частини кондиційного концентрату. Багаті відходи першої стадії подрібнюються і направляються в другу стадію.

Агрегатне вкраплення. У рудах з таким типом вкраплення 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.

У деяких випадках кращі технологічні показники збагачення руд з агрегатним вкрапленням досягаються за двостадійною трицикловою схемою, 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 вкраплений. Руди з нерівномірним за крупністю вкрапленням корисного мінералу в практиці збагачення зустрічаються найчастіше.

Руди з подібним типом вкраплення треба збагачувати за двостадійною двоцикловою схемою. 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 вкраплений мінерал піддається сильному ошламлюванню, то при переробці таких руд застосування стадійного збагачення особливо необхідне. У цьому випадку рекомендується тристадійна схема з послідовним подрібненням відходів.

Якщо при нерівномірному вкрапленні частина корисного мінералу представлена надзвичайно дрібними виділеннями, рекомендується використовувати схему. 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.

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.

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.

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.

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.

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 завороту промпродуктів залежить від умов:

- кондиції, що пред'являються до концентрату;

- ступеня вираженості властивості корисного мінералу;
- масової частки корисних компонентів у промпродукті;
- ступеня розкриття зростків у промпродукті;
- вмісту води у промпродукті.

Чим вище кондиції на концентрат і краще виражена визначальна властивість корисного мінералу, тим вище за схемою повинна бути точка повернення промпродукту від точки отримання готового концентрату. При цьому сума корисного компонента знижуватися.

Чим нижче кондиції на концентрат і слабше виражена визначальна властивість мінералу, то отримання готового продукту має бути ближчим до точки повернення промпродукту. Вилучення корисного компонента при цьому буде вище.

Необхідно змішувати промпродукти з близькою масовою часткою корисного компонента з близьким розрідженням та близьким ступенем розкриття зерен.

5.3 Технологічні схеми збагачення залізних руд

Залісті кварцити, що підлягають переробці на збагачувальних фабриках, мають агрегатну вкрапленість залізовмісних мінералів та смугасту текстуру, тому технологія їхнього збагачення повинна бути стадіальною та передбачати виділення нерудної фракції в міру розкриття при подрібненні рудних і нерудних мінералів (рис. 5.3).

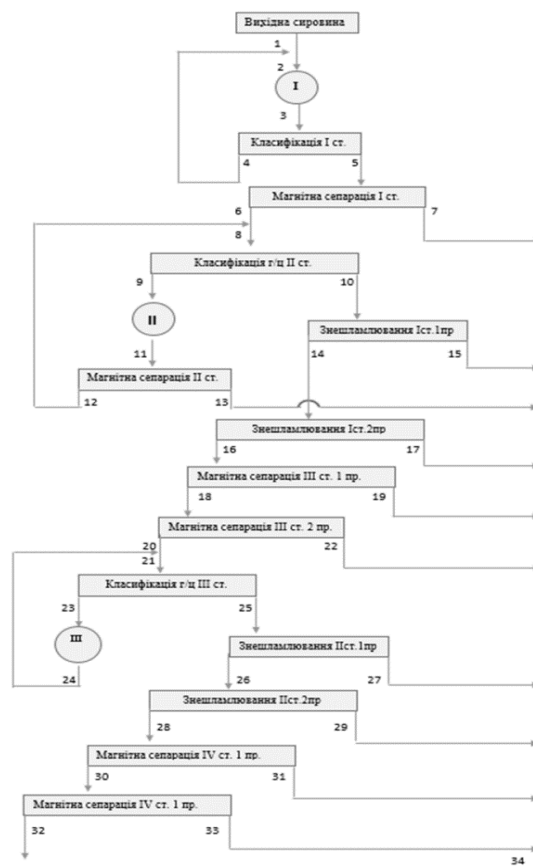


Рис. 5.3 Принципова схема збагачення магнетитових руд

Сукупність операції подрібнення до певної крупності і виділення нерудної фракції являє собою стадію збагачення. Отриманий при цьому проміжний продукт підлягає переробці в наступних стадіях. Кількість стадій залежить від характеристики руди, що переробляється, вимог до якості кінцевого концентрату та визначається техніко-економічним порівнянням варіантів технології.

Руди, що надходять на переробку, представлені звичайно сумішшю різних типів і різновидів залізистих кварцитів, тому що поклади їх на родовищах, як правило, перемежуються й одночасно в розробці перебувають декілька, або всі типи руд. Для стабілізації вихідної руди перед збагаченням здійснюється шихтовка руд за типами і різновидами шляхом оперативного планування видобутку, а також усереднення руд на складах, у бункерах дробильних і збагачувальних фабрик.

Перспективними напрямками розвитку технології збагачення залізистих кварцитів є:

а) зниження крупності дробленої руди до 12...16 мм перед подрібненням сталевими тілами, шляхом використання замкнутого циклу дроблення в останній стадії, або дробарок спеціальної конструкції; підбір гранулометричного складу тіл для подрібнення, підбір профілів футерівок млинів; використання більш ефективних апаратів для класифікації; при безкульовому подрібненні – оптимізація гранулометричного складу руди; вивід із млинів скрапу та надлишку галі, їх подальше подрібнення та переробка в окремому циклі, або в загальному потоці; застосування більш ефективних апаратів для класифікації, в тому числі більш досконалих конструкцій бутар;

б) введення в технологічну схему операцій для підвищення селективності виділення зростків (тонке грохочення, флотація, магнітне наступне збагачення);

в) розробка та впровадження нового високопродуктивного і більше ефективного технологічного устаткування;

г) використання внутрішньо фабричного водозвороту

Для переробки магнетитових руд типу залізистих кварцитів при подрібненні сталевими тілами, і самоподрібненні, як правило, застосовуються тристадійні схеми.

Двостадійні та одно стадійні схеми кульового і безкульового подрібнення можуть застосовуватися для руд деяких різновидів, якщо вони забезпечують необхідну якість і кількість концентрату при однакових, або кращих економічних показниках.

Кінцева крупність подрібнення визначається на підставі науково-дослідних робіт з подрібнення і збагачення початкової руди та вибирається при мінімумі приведених витрат з урахуванням металургійної цінності концентрату і заповненню втрат металу при збагаченні (замикаючі витрати).

Подрібнення поділяється на крупне, середнє, тонке і досить тонке. Цим градаціям відповідають орієнтовні межі номінальної крупності зерен і вміст розрахункового класу мінус 0,074 або 0,044 мм у продукті подрібнення залізних руд, яке зазначене в табл. 5.1.

Таблиця 5.1 – Класифікація процесів подрібнення руди

Подрібнення	Вміст розрахункового класу у продукті подрібнення, %
Крупне	До 6% класу менше 0,074 мм
Середнє	До 85% класу менше 0,074 мм
Тонке	До 95% класу менше 0,074 мм або до 80% класу менше 0,044 мм
Надто тонке	Більше 80% класу, що менше 0,044 мм

При досить тонкому подрібненні для характеристики крупності готового концентрату і питомої продуктивності млина варто користуватися також питомою величиною знову утвореної поверхні, що вимірюється в m^2 . Це коли величину бічної поверхні зерен, що утворилася при подрібненні, відносять до їхнього об'єму, і в cm^2/g коли її відносять до їхньої маси.

Необхідна крупність готового концентрату для огрудкування оцінюється за величиною зовнішньої питомої поверхні, яка визначається технологією огрудкування. При значенні питомої поверхні концентрату менше заданої для огрудкування варто передбачати його подальше подрібнення.

Співвідношення обсягів млинів за стадіями визначається подрібнюваністю руди, що підлягає збагаченню, різної крупності та вибирається за результатами технологічних досліджень і техніко-економічного порівняння варіантів.

Вибір схеми флотаційного доведення магнетитового концентрату ґрунтується на принципі отримання високих технологічних показників: масовій частці заліза загального в концентраті більше 66%, масовій частці вільного діоксиду кремнію менш 3,5%, вилучення заліза загального не менш 95% від операції.

Схема флотаційного доведення магнетитового концентрату включає цикл подальшого подрібнення, цикл флотації та цикл магнітного збагачення промпродукту. Побудова схеми флотації усередині кожного циклу визначається природою руди (крупністю і характером вкрапленості, наявністю важко збагачуваних гідроокисів заліза, флотованістю породних мінералів).

При флотаційному доведенні магнетитових руд використовується:

– флотація з вилученням у пінний продукт мінералів породи на основі застосування активаторів і аніонних збирачів для цих мінералів і депресорів для продавлення рудних мінералів (зворотна аніонна флотація);

– флотація з вилученням у пінний продукт мінералів породи на основі застосування катіонних збирачів (зворотна катіонна флотація).

Вибір способу флотації повинен бути заснований на техніко-економічному порівнянні з урахуванням таких факторів, як: якісно-кількісні показники процесу, ефективність збагачення, капітальні і експлуатаційні витрати на флотацію за кожним варіантом, екологічна безпека і т.і.

Зворотна аніонна флотація при доведенні магнетитових концентратів застосовується при зниженій твердості води, крупної вкрапленості рудних

мінералів, великій кількості шламів. Витрата карбоксильних збирачів, типу мило сирого талового масла, мило-дистильованого талового масла та ін., визначається технологічними випробуваннями й коливається в межах 1000...2500 г/т вихідної сировини. Крім використання збирачів обов'язкове застосування модифікаторів флотації та регуляторів середовища (хлористого кальцію, барди сульфідних лугів, їдкою натру).

Зворотна катіонна флотація застосовується для доведення магнетитових концентратів у випадку тонкої вкрапленості рудних і нерудних мінералів. При використанні зворотної катіонної флотації не потрібно пом'якшення води. Витрата катіонного збирача (аміну) коливається від 75...400 г/т вихідного концентрату залежно від вкрапленості рудних мінералів, ступеню їхнього розкриття і виробника реагенту. Рекомендується застосовувати вторинні аміни (флотигам, лілафлот та ін.), які більшою мірою селективні стосовно кварцу, чим до силікатів заліза.

У схемах зі зворотною катіонною флотацією обов'язково передбачається попереднє знешламлення вихідної сировини, у зв'язку з великою чутливістю цього процесу до наявності шламів.

Схеми зі зворотною катіонною флотацією відрізняються екологічною безпекою, тому що для амінів характерна практично повна адсорбція на поверхні твердої фази пульпи. З метою захисту навколишнього середовища, скорочення свіжої води та витрат реагентів, у схемах флотаційного доведення магнетитових концентратів слід застосовувати оберт технічної води.

Для руд із дрібною рівномірною вкрапленістю типу «магнетит-кварц» застосовується схема, наведена на рис 5.4 а, з основною флотацією кварцу і перечищенням пінного продукту.

Для руд із пойкилітовою структурою зрощення мінералів застосовується схема із основною флотацією кварцу, магнітною сепарацією пінного продукту та наступним подрібненням магнітного промпродукту безпосередньо в самому технологічному ланцюжку із одержанням чорного магнетитового концентрату. (рис. 5.4 б).

Для руд з особливою структурою зрощення мінералів застосовується схему з основною флотацією кварцу з виділенням відвальних хвостів, чотирма перечищеннями камерного продукту (концентрату), магнітною сепарацією додатково подрібнених продуктів перечищення і флотацією магнітного промпродукту (рис. 5.4 в). Схеми, параметри процесів і показники збагачення окиснених залізних руд установлюються результатами технологічного випробування. В основі вибору схеми повинні бути високі технологічні показники, які отримані при найменших енерговитратах, і передбачають комплексність використання сировини.

Схеми збагачення окиснених залізних руд включають стадії та цикли операцій: подрібнення, гравітаційної, магнітної сепарації й флотації. Число стадій і циклів визначається властивостями руди і її збагачуваністю (крупністю, характером вкрапленості мінеральних зерен, наявністю шламів, розходженням магнітних властивостей, флотованістю мінералів і породних мінералів і так далі).

Залежно від типу руди схеми збагачення окиснених залізних руд, що застосовуються, підрозділяються: на магнітні, магнітно-флотаційні й флотаційні.

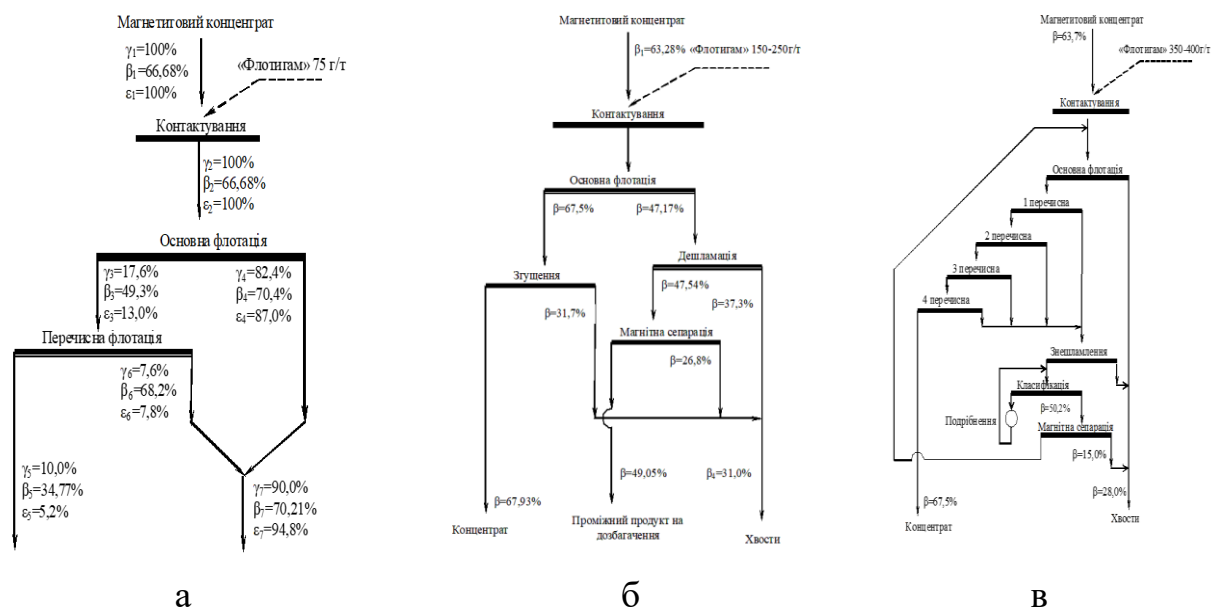


Рис. 5.4 Технологічні схеми флотації магнітних промпродуктів (концентратів магнітної сепарації) магнетитових руд:

а - технологічна схема флотації руд з рівномірною вкрапленістю мінеральних зерен; б - технологічна схема флотації руд з пойкилітовою структурою зрощення мінеральних зерен; в - технологічна схема флотації руд з особливою структурою зрощення мінеральних зерен

Для конкретного типу руди найбільш раціональна схема вибирається на підставі результатів технологічних випробувань.

Магнітне збагачення середньо- і тонковкраплених гематитових і мартитових руд слід застосовувати як самостійну операцію при збагаченні багатих руд з одержанням високоякісного концентрату; при збагаченні бідних руд для одержання низькоякісного концентрату і його наступним дозбагаченням флотацією.

При збагаченні гематитових руд з використанням магнітної сепарації в слабкому полі необхідно передбачати попередній випал руди після відповідного техніко-економічного обґрунтування.

При збагаченні гематитових руд для підвищення якості концентрату слід використовувати тонке грохочення для концентрації в надрешітному продукті зростків, які обробляються в окремому циклі.

При застосуванні мокрої високоградієнтної магнітної сепарації схема повинна включати подрібнення в крупності 70% класу менше 0,074 мм, два прийоми високоградієнтної магнітної сепарації із виділенням відвальних хвостів; подрібнення магнітного продукту до крупності 90% класу менше 45 мкм; два прийоми високоградієнтної магнітної сепарації з виділенням кінцевого концентрату та відвальних хвостів. Така схема забезпечує одержання концентрату з масовою часткою заліза не більше 61% при його вилученні в

концентрат 70%. Найбільше ефективно при цьому збагачується матеріал крупністю 0,010...0,074 мм.

Для залізовмісних рудних шламів перед флотацією необхідно застосовувати технологічну схему, що включає гідравлічну класифікацію у гідроциклоні, селективну диспергацію пісків для вивільнення і осадження кварцових зерен і селективну флокуляцію залізовмісної частини твердої фази зливу.

При флотаційному збагаченні гематитових руд необхідно застосовувати пряму флотацію (вилучення залізовмісних мінералів у пінний продукт) і зворотну флотацію (вилучення незалізовмісних мінералів у пінний продукт).

Метод прямої флотації необхідно застосовувати для середньовкраплених і тонковкраплених руд при подрібнюванні до крупності 90% класу менше 0,074 мм. Як реагенти-збирачі при флотації гематитових руд використовуються сульфонали, гідроксамати, додецилтриметиламонія бромід, збирачі на основі фосфорної та поліфосфорної кислот, різні сполучення жирнокислотних збирачів.

Для зниження втрат шламових залізовмісних зерен необхідно застосовувати селективну флокуляцію за допомогою активної кремнієвої кислоти та крохмалю.

Режим прямої флотації проводиться за двома технологічними схемами, що відрізняються способами підготовки руди до флотації: схема двох стадіального подрібнення із частковим знешламлюванням зливу класифікатора першої стадії подрібнення та схема одно стадіального подрібнення зі згущенням подрібненого матеріалу в спіральному класифікаторі і знешламлюванням його зливу у дві стадії в гідроциклонах. Крупність руди перед флотацією – 84...89% класу менше 0,074 мм. Вміст класу менше 20 мкм за схемою із частковим знешламлюванням і двох стадіальним подрібненням – 14...18%; при знешламлюванні всього продукту та при одно стадійному подрібненні – 9...11%. Як реагенти використовується суміш (мило сире талове – МСТМ), кубові залишки кислот, кубові залишки спиртів, солярове масло в співвідношенні 1,5:0,5:1:3) при питомій витраті 0,85 кг/т; сірчана кислота – 0,9 кг/т; рідке скло – 1,5 кг/т; сірчаноокислий алюміній – 0,24 кг/т.

Для збагачення гематитової руди методом зворотної катіонної флотації використовують попередню селективну флокуляцію. Технологічна схема включає подрібнення до крупності 85% класу менше 25 мкм, селективну флокуляцію рудних мінералів, знешламлювання та зворотну катіонну флотацію. Використовують реагенти: збирач – амін, селективний флокулянт і депресор залізорудних мінералів – крохмаль, регулятор середовища – їдкий натр, пептизатор шламів при флокуляції – рідке скло.

Для збагачення гематитових кварцитів Кривбасу переважні магнітно-флотаційні схеми з використанням зворотної аніонної флотації магнітного проміжного продукту та магнітного концентрату. Очікувані показники при збагаченні за магнітно-флотаційною схемою з доведенням магнітного проміжного продукту: масова частка заліза в концентраті 63%, вихід концентрату 42,9%, вилучення заліза в концентрат 73%. При доведенні магнітного концентрату, що містить 59% заліза масова частка заліза в кінцевому концентраті – 66% при вилученні 67,4%. Реагенти, що рекомендуються: їдкий

натр, вапняне молоко, суміш фракціонованих лігносульфонатів з нітролігніном, МСТМ.

Для одержання залізородного концентрату із вмістом заліза більше 66% слід застосовувати тристадійну схему магнітно-флотаційного збагачення із використанням зворотної катіонної флотації концентрату магнітної сепарації.

Технологічні схеми, що рекомендуються, для флотаційного збагачення окиснених залізистих кварцитів включають подрібнення, основну флотацію залізовмісних мінералів, контрольну флотацію хвостів і 3...5 операцій перецищення пінного продукту (рис. 5.5). Технологічна схема (рис. 5.5а) включає подрібнення вихідної руди в замкнутому циклі, знешламлення зливу класифікатора для видалення у відходи малорудних тонкодисперсних шламів, обробку знешламленої пульпи флотаційними реагентами, основну флотацію, три перецищення пінного продукту і контрольну флотацію. Відмінною рисою схеми є подрібнення проміжних продуктів в окремому циклі, їх наступне знешламлення та Perezбагачення за основною схемою флотації. Схема рекомендується для руд зі складної агрегатної вкрапленістю. Схема (рис. 5.5б) передбачає тонке двостадійне подрібнення вихідної руди з попередньою і контрольною гідравлічною класифікацією в другій стадії, знешламлення зливу класифікатора для виділення у відходи малорудних тонкодисперсних шламів, обробку пульпи реагентами, п'ять перецищень пінного продукту, контрольну флотацію камерного продукту першого перецищення. Схема рекомендується для тонковкраплених руд.

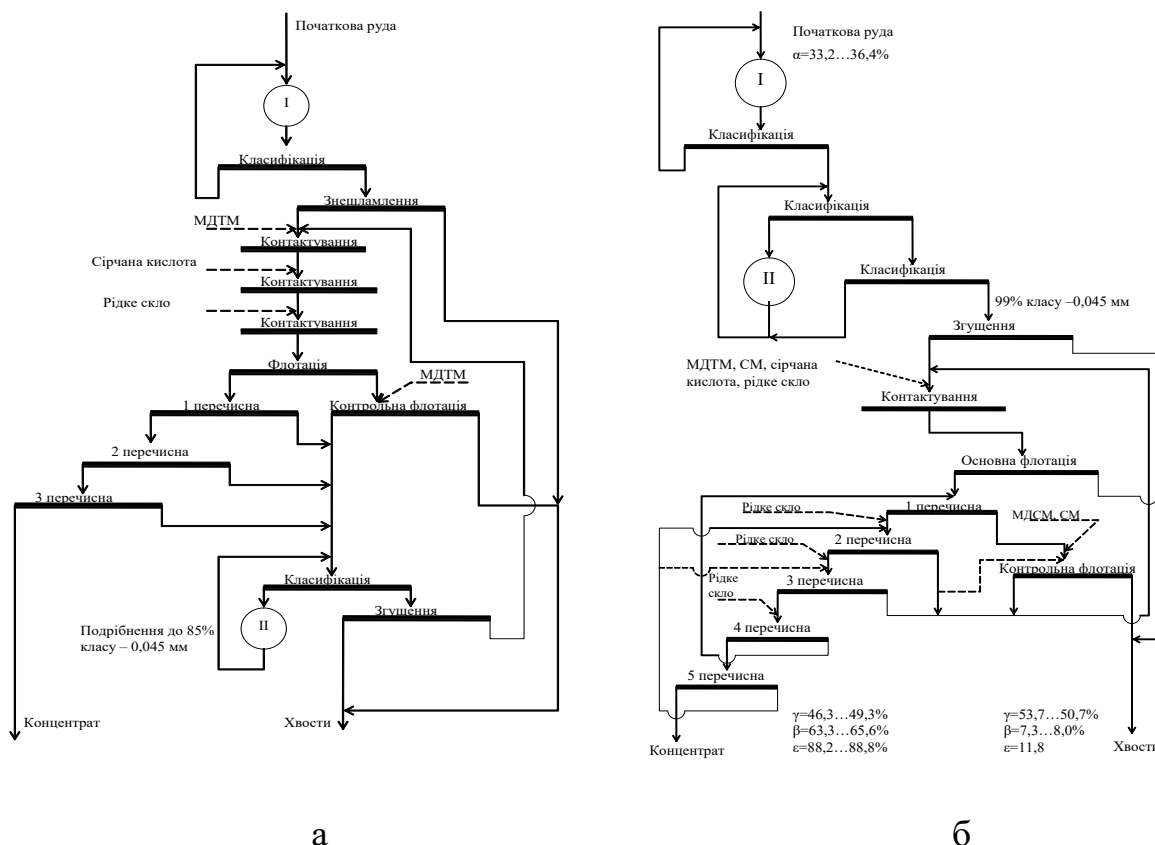


Рис. 5.5 Принципові схеми збагачення гематитових руд

5.4. Принципові схеми флотації поліметалевих 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.

Таким чином, 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:

- із прямою селективною флотацією,
- із частковою колективною флотацією,
- із попередньою колективною флотацією,
- із фракційною колективною флотацією.

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

У схемі із прямою селективною флотацією відходи виділяють у третьому циклі збагачення, основний потік пульпи проходить три цикли. У схемах з частковою колективною флотацією основний потік пульпи проходить через два цикли збагачення. У схемах 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 селективною схемою з вилученням відповідних концентратів 1, 2, 3, 4.

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.

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

5.5. Побудова схем флотації.

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. Така схема зустрічається на деяких фабриках, що переробляють багаті руди кольорових металів, та вуглезбагачувальних;
- 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. Така схема застосовується на деяких фабриках, що збагачують мідні і мідно-цинкові руди, тому що мідні сульфіди (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.

Схема з одним перечищенням 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 перечищеннями 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 перечищеннями 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.

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 високій 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 сірчанних руд.

При знижених кондиціях на концентрат, недостатньо високій флотоактивності 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.

5.6. 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 переочищення 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. 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 розсипі дрібного золота застосовують схеми з застосуванням послідовного грохочення та збагачення на шлюзах. При цьому 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 розсипах крупного (+0,2 мм) і дрібного (-0,2 мм) золота для обробки ефелів застосовують комбіновані схеми, що включають збагачення на

шлюзах і відсадження або збагачення на шлюзах і контрольне збагачення відходів шлюзу на гвинтових сепараторах.

Відсаджувальні машини можуть бути встановлені як перед шлюзами, так і на відходах шлюзів. 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.

Схеми, аналогічні розглянутим, застосовують і при збагаченні розсипів, що містять інші благородні метали.

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/м³), звичайно включають операції дезинтеграції і класифікації в скрубер-бутарах та операції концентрації на шлюзах, у відсаджувальних машинах або гвинтових сепараторах з одержанням чорнових гравітаційних концентратів (рис. 5.6).

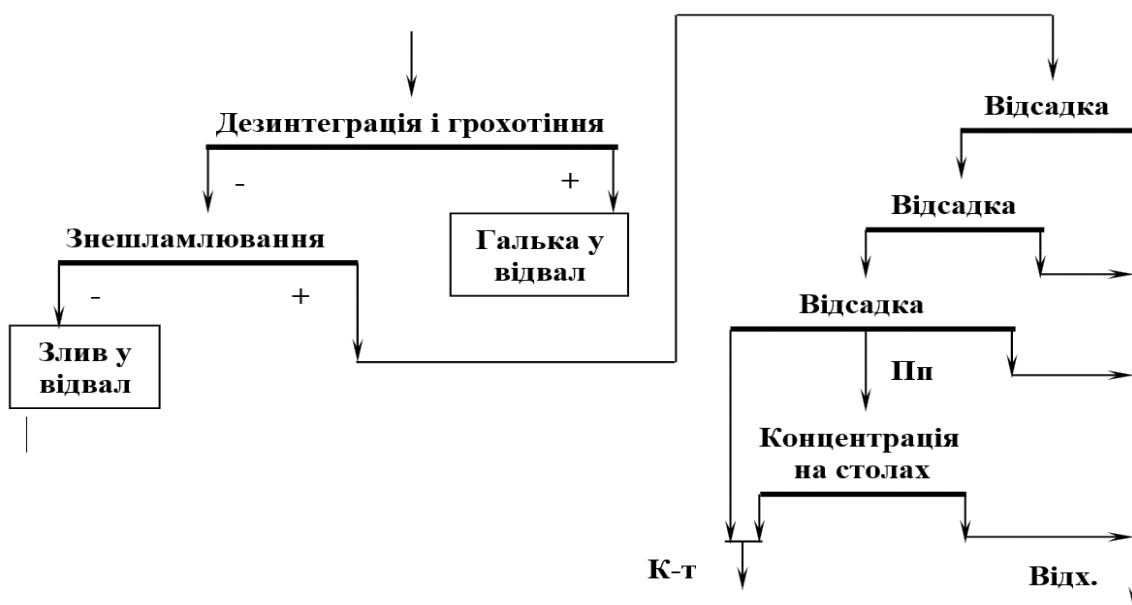


Рис. 5.6 Схема збагачення розсипної каситеритової руди

При крупності зерен корисних мінералів понад 4 мм використовується відсадження, 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 %.

Розсити, 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 перечищення концентрату часто застосовуються концентраційні столи.

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, флотацію, сушку. Вибір схеми доводки залежить від мінералогічного складу і крупності концентрату.

Алмазовмісні розсити. 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 розсипі. 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 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.

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

Завдання для самоперевірки

1. Назвіть мету повернення промпродукту в попередню операцію та повернення в голову циклу всіх його промпродуктів.

2. Перерахуйте схеми збагачення руди крупнокрапленої не схильної до ошламування, з нерівномірною, дрібною рівномірною, агрегативною вкрапленістю, крупнокрапленою зі схильними до ошламування мінералами.

3. Наведіть приклади технологічних схем збагачення залізних руд.

4. Наведіть приклади принципів схем збагачення розсіпів.

5. Характеристика принципів схем подрібнення та збагачення для магнетитових і окиснених руд.

6. Флотаційне підвищення якості залізорудних концентратів.

7. Флотаційне збагачення окиснених руд.

6. РОЗРАХУНОК ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ ЗБАГАЧЕННЯ

6.1 Розрахунок числа вихідних показників для визначення потоку твердого в операціях схеми

При розрахунку числа вихідних показників для визначення потоку твердого в операціях схеми визначають необхідне і достатнє число вихідних показників:

- загальне число вихідних показників N :

$$N = c (n_P - a_P + 1) - 1, \quad (6.1)$$

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_ε :

$$N_\varepsilon = n_P - a_P, \quad (6.2)$$

- число вихідних показників, що характеризують продукти обробки N_{II} :

$$N_{II} = c (n_P - a_P), \quad (6.3)$$

- 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_I (вихід живлення схеми, що розраховується), його вважають відомим $\gamma_I = 100\%$.

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.

Метою розрахунку схем збагачення корисних копалини є визначення для кожного продукту розділення виходу, вмісту і вилучення корисного компоненту (компонентів).

Залежно від призначення необхідного і достатнього числа вихідних показників розрахунок підрозділяється на *розрахунок проектної технологічної схеми* і *розрахунок технологічної схеми збагачувальної фабрики, що діє*, за результатами її випробування.

У першому випадку використовуються показники, отримані при аналізі початкової сировини, аналізі науково-дослідних робіт із вивчення збагачуваності і інформація, яка отримана при аналізі практичних показників збагачувальних фабрик, що переробляють аналогічну сировину.

В другому випадку використовуються тільки показники вмісту, що отримані при випробуванні технологічної схеми.

Розрахунок може проводитися як за одним корисним компонентом для монометалічних руд, так і за декількома, наприклад, для поліметалічних руд.

Основою розрахунку є баланс компонентів в операціях схеми, згідно з яким кількість продукту або його окремого компонента на вході в операцію рівна кількості цього продукту (компоненту) на виході з неї. Це в рівній мірі відноситься і до окремих класів крупності при дробленні і подрібненні і до води, що використовується при мокрому збагаченні.

Ймовірність вилучення окремих компонентів збагачуваного матеріалу в який-небудь продукт розділення оцінюється частковими вилученнями цих компонентів або, як їх прийнято називати в практиці збагачення корисних копалини, розділовими числами. У зв'язку з цим припускають, що збагачуваний матеріал (початковий продукт) складається з нескінченної множини вузьких фракцій компонентів, що мають певні властивості, які використовуються при розділенні, наприклад, щільність, крупність, магнітна сприйнятливості і т.п. Залежність ймовірності вилучення фракцій в продукт збагачення від величини розділової ознаки є сепараційною характеристикою.

На початку розрахунку проводиться аналіз технологічної схеми з метою виділення в ній окремих блоків, операції які об'єднані циркулюючим навантаженням. Ці блоки можна розглядати як окремі операції розділення, для яких можуть бути розраховані свої сепараційні характеристики. Такий прийом доцільний для вельми складних схем.

6.2 Розрахунок проектної технологічної схеми

В основу розрахунків покладено те, що в якості вихідних показників приймаються вилучення корисного компонента у промпродукти та масові частки цих продуктів (в одному з продуктів розділення), які отримано при дослідженнях руди на збагачувальність.

Алгоритм розрахунку схеми:

- 1 Призначаємо кількість необхідних вихідних показників за формулою 6.1
- 2 Визначаємо годинну продуктивність цеху збагачення. Розрахунок виконуємо за сухою вагою твердого.
3. Розраховуємо виходи продуктів з відомими вилученнями та масовими частками корисного компонента $\gamma_n = (\varepsilon_n \cdot \beta_1) / \beta_n$
4. Розраховуємо за рівняннями балансу твердого та корисного компонента виходи і вилучення всіх продуктів розділення.
5. Розраховуємо за балансом вихід продуктів змішування.
6. Розраховуємо за балансом корисного компонента вилучення у продуктах змішування.

7. Розраховуємо з рівняння вилучення невідому масову частку корисного компоненту.

8. Розраховуємо масу продукту $Q_n = \gamma_n \times Q_{\text{вих}} / 100$

9. Розраховуємо масу корисного компоненту у продуктах схеми

$$P_n = \frac{P_1 \times \varepsilon_n}{100}; P_1 = \frac{O_1 \times \beta_1}{100}$$

6.3 Розрахунок технологічної схеми збагачувальної фабрики, що діє, за результатами її випробування

Алгоритм розрахунку схеми

1 Призначаємо кількість необхідних вихідних показників за формулою 6.1.
2 Визначаємо годинну продуктивність цеху збагачення. Розрахунок виконуємо за сухою вагою твердого

3. Розраховуємо за рівняннями балансу твердого та корисного компоненту виходи всіх продуктів розділення.

4 За рівнянням вилучення розраховуємо його для усіх продуктів з відомими виходами. $\varepsilon = (\gamma_n \cdot \beta_n) / \beta_1, \%$

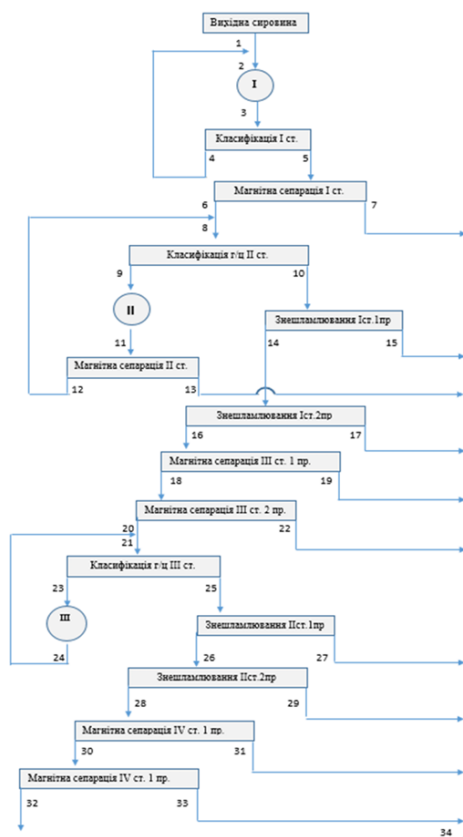
5. Розраховуємо за балансом вихід продуктів змішування.

6. Розраховуємо за балансом корисного компоненту вилучення у продуктах змішування.

7. Розраховуємо з рівняння вилучення невідому масову частку корисного компоненту.

8. Розраховуємо масу продукту $Q_n = \gamma_n \times Q_{\text{вих}} / 100$

9. Розраховуємо масу корисного компоненту у продуктах схеми



$$P_n = \frac{P_1 \times \varepsilon_n}{100}; P_1 = \frac{O_1 \times \beta_1}{100}$$

Приклад розрахунку

В якості вихідних показників приймаємо результати визначення масової частки корисного компоненту в кожному з продуктів схеми збагачення магнетитових кварцитів (рис. 6.1), що отримані в результаті випробування технології.

$$N = c \times (1 + np - ap) - 1 = 2 \times (22 - 11 + 1) - 1 = 23$$

$$\beta_1 = 35,00\%; \quad \beta_6 = 48,10\%; \quad \beta_7 = 15,93\%;$$

$$\beta_9 = 60,88\%; \quad \beta_{10} = 50,30\%; \quad \beta_{12} = 61,36\%;$$

$$\beta_{13} = 15,14\%; \quad \beta_{14} = 56,30\%; \quad \beta_{15} = 16,04\% \quad \beta_{16} = 57,4\%;$$

$$\beta_{17} = 16,35\%; \quad \beta_{18} = 60,64\%; \quad \beta_{19} = 15,50\%;$$

$$\beta_{20} = 61,78\%; \quad \beta_{22} = 15,63\%; \quad \beta_{23} = 64,70\%;$$

$$\beta_{25} = 61,78\%; \quad \beta_{26} = 64,94\%; \quad \beta_{27} = 16,03\%;$$

$$\beta_{28} = 65,64\%; \quad \beta_{29} = 16,51\%; \quad \beta_{30} = 67,35\%;$$

$$\beta_{31} = 16,37\%;$$

$$\beta_{32}=67,75\%; \beta_{33}=16,86\%; \beta_{34}=15,90\%.$$

Технологічну схему розбиваємо на елементарні типові вузли, які розраховуємо за рівняннями балансу твердого та корисного компоненту.

$$\begin{cases} 1) & \gamma_1 = \gamma_{32} + \gamma_{34} \\ & \gamma_1 \beta_1 = \gamma_{32} \beta_{32} + \gamma_{34} \beta_{34} \end{cases}$$

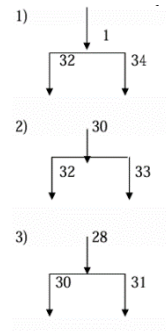


Рис. 6.1 Схема збагачення магнетитових кварцитів

$$\gamma_{34} = \frac{\gamma_1(\beta_{32} - \beta_1)}{\beta_{32} - \beta_{34}} = \frac{100 \cdot (67,75 - 35)}{67,75 - 15,9} = 63,16\%;$$

$$\gamma_{32} = \gamma_1 - \gamma_{34} = 100 - 63,16 = 36,84\%;$$

$$2) \begin{cases} \gamma_{30} = \gamma_{32} + \gamma_{33} \\ \gamma_{30} \beta_{30} = \gamma_{32} \beta_{32} + \gamma_{33} \beta_{33} \end{cases}$$

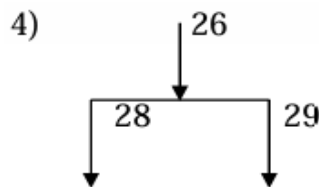
$$\gamma_{30} = \frac{\gamma_{32}(\beta_{32} - \beta_{33})}{\beta_{30} - \beta_{33}} = \frac{36,84 \cdot (67,75 - 16,86)}{67,35 - 16,86} = 37,13\%$$

$$\gamma_{33} = \gamma_{30} - \gamma_{32} = 37,13 - 36,84 = 0,29\%$$

$$3) \begin{cases} \gamma_{28} = \gamma_{30} + \gamma_{31} \\ \gamma_{28} \beta_{28} = \gamma_{30} \beta_{30} + \gamma_{31} \beta_{31} \end{cases}$$

$$\gamma_{28} = \frac{\gamma_{30}(\beta_{30} - \beta_{31})}{\beta_{28} - \beta_{31}} = \frac{37,13 \cdot (67,35 - 16,37)}{65,64 - 16,37} = 38,42\%$$

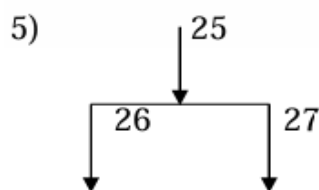
$$\gamma_{31} = \gamma_{28} - \gamma_{30} = 38,42 - 37,13 = 1,29\%;$$



$$\begin{cases} \gamma_{26} = \gamma_{28} + \gamma_{29} \\ \gamma_{26} \beta_{26} = \gamma_{28} \beta_{28} + \gamma_{29} \beta_{29} \end{cases}$$

$$\gamma_{26} = \frac{\gamma_{28}(\beta_{28} - \beta_{29})}{\beta_{26} - \beta_{29}} = \frac{38,42 \cdot (65,64 - 16,51)}{64,94 - 16,51} = 38,98\%$$

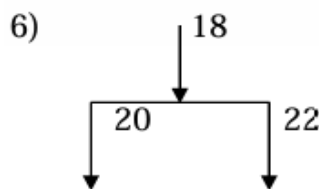
$$\gamma_{29} = \gamma_{26} - \gamma_{28} = 38,98 - 38,42 = 0,56\%;$$



$$\begin{cases} \gamma_{25} = \gamma_{26} + \gamma_{27} \\ \gamma_{25} \beta_{25} = \gamma_{26} \beta_{26} + \gamma_{27} \beta_{27} \end{cases}$$

$$\gamma_{25} = \frac{\gamma_{26}(\beta_{26} - \beta_{27})}{\beta_{25} - \beta_{27}} = \frac{38,98 \cdot (64,94 - 16,03)}{61,78 - 16,03} = 41,67\%$$

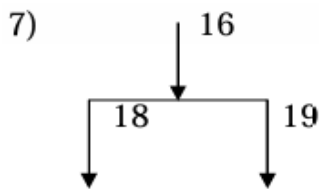
$$\gamma_{27} = \gamma_{25} - \gamma_{26} = 41,67 - 38,98 = 2,69\%$$



$$\begin{cases} \gamma_{18} = \gamma_{20} + \gamma_{22} \\ \gamma_{18} \beta_{18} = \gamma_{20} \beta_{20} + \gamma_{22} \beta_{22} \end{cases}$$

$$\gamma_{18} = \frac{\gamma_{20}(\beta_{20} - \beta_{22})}{\beta_{18} - \beta_{22}} = \frac{41,67 \cdot (61,78 - 15,63)}{60,64 - 15,63} = 42,73\%$$

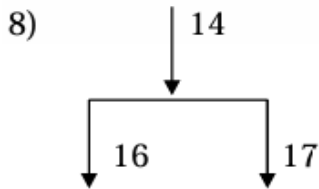
$$\gamma_{22} = \gamma_{18} - \gamma_{20} = 42,73 - 41,67 = 1,06\%$$



$$\begin{cases} \gamma_{16} = \gamma_{18} + \gamma_{19} \\ \gamma_{16}\beta_{16} = \gamma_{18}\beta_{18} + \gamma_{19}\beta_{19} \end{cases}$$

$$\gamma_{16} = \frac{\gamma_{18}(\beta_{18} - \beta_{19})}{\beta_{16} - \beta_{19}} = \frac{42,72 \cdot (60,64 - 15,50)}{57,40 - 15,50} = 46,02\%$$

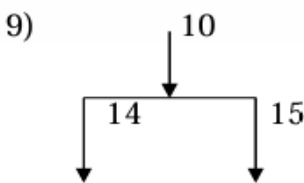
$$\gamma_{19} = \gamma_{16} - \gamma_{18} = 46,02 - 42,73 = 3,29\%$$



$$\begin{cases} \gamma_{14} = \gamma_{16} + \gamma_{17} \\ \gamma_{14}\beta_{14} = \gamma_{16}\beta_{16} + \gamma_{17}\beta_{17} \end{cases}$$

$$\gamma_{14} = \frac{\gamma_{16}(\beta_{16} - \beta_{17})}{\beta_{14} - \beta_{17}} = \frac{46,02 \cdot (57,40 - 16,35)}{56,30 - 16,35} = 47,29\%$$

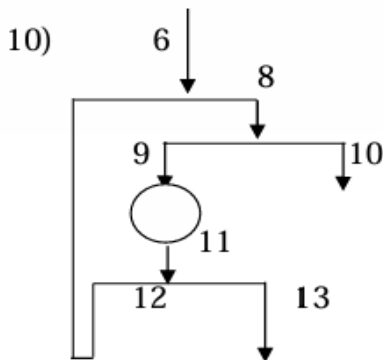
$$\gamma_{17} = \gamma_{14} - \gamma_{16} = 47,29 - 46,02 = 1,27\%$$



$$\begin{cases} \gamma_{10} = \gamma_{14} + \gamma_{15} \\ \gamma_{10}\beta_{10} = \gamma_{14}\beta_{14} + \gamma_{15}\beta_{15} \end{cases}$$

$$\gamma_{10} = \frac{\gamma_{14}(\beta_{14} - \beta_{15})}{\beta_{10} - \beta_{15}} = \frac{47,29 \cdot (56,30 - 16,04)}{50,30 - 16,04} = 55,57\%$$

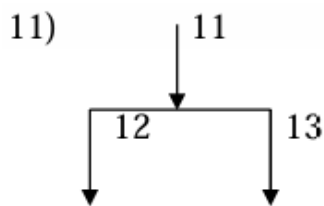
$$\gamma_{15} = \gamma_{10} - \gamma_{14} = 55,57 - 47,29 = 8,28\%$$



$$\begin{cases} \gamma_6 = \gamma_{10} + \gamma_{13} \\ \gamma_6\beta_6 = \gamma_{10}\beta_{10} + \gamma_{13}\beta_{13} \end{cases}$$

$$\gamma_6 = \frac{\gamma_{10}(\beta_{10} - \beta_{13})}{\beta_6 - \beta_{13}} = \frac{55,57 \cdot (50,03 - 15,14)}{48,10 - 15,40} = 59,30\%$$

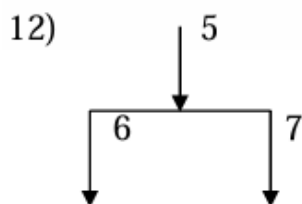
$$\gamma_{13} = \gamma_6 - \gamma_{10} = 59,30 - 55,57 = 3,73\%$$



$$\begin{cases} \gamma_{11} = \gamma_{12} + \gamma_{13} \\ \gamma_{11}\beta_{11} = \gamma_{12}\beta_{12} + \gamma_{13}\beta_{13} \end{cases}$$

$$\gamma_{12} = \frac{\gamma_{13}(\beta_{13} - \beta_{11})}{\beta_{11} - \beta_{12}} = \frac{3,73 \cdot (15,14 - 60,88)}{60,88 - 61,36} = 355,44\%$$

$$\gamma_{11} = \gamma_{12} - \gamma_{13} = 355,44 + 3,73 = 359,17\%$$



$$\begin{cases} \gamma_5 = \gamma_6 + \gamma_7 \\ \gamma_5\beta_5 = \gamma_6\beta_6 + \gamma_7\beta_7 \end{cases}$$

$$\gamma_6 = \frac{\gamma_5(\beta_5 - \beta_7)}{\beta_6 - \beta_7} = \frac{100 \cdot (35,00 - 15,93)}{48,10 - 15,93} = 59,30\%$$

$$\gamma_7 = \gamma_5 - \gamma_6 = 100 - 59,30 = 40,70\%$$

Визначаємо вилучення розрахункового компонента в продукти за формулою:

$$\varepsilon = \frac{\gamma_n \cdot \beta_n}{\beta_1}, \% \quad (3.7)$$

- 1) $\varepsilon_{32} = \gamma_{32} \times \beta_{32} / \beta_1 = 36,84 \times 67,75 / 35,00 = 71,31\%$;
 $\varepsilon_{34} = \gamma_{34} \times \beta_{34} / \beta_1 = 63,16 \times 15,90 / 35,00 = 28,69\%$;

$$\begin{aligned} \varepsilon_1 &= \varepsilon_{32} + \varepsilon_{34} = 71,31 + 28,84 = 100\%; \\ 2) \quad \varepsilon_{33} &= \gamma_{33} \times \beta_{33} / \beta_1 = 0,29 \times 16,86 / 35,00 = 0,14\%; \\ \varepsilon_{30} &= \gamma_{30} \times \beta_{30} / \beta_1 = 37,13 \times 67,35 / 35,00 = 71,45\%; \\ 3) \quad \varepsilon_{31} &= \gamma_{31} \times \beta_{31} / \beta_1 = 1,29 \times 16,37 / 35,00 = 0,6\%; \\ \varepsilon_{28} &= \gamma_{28} \times \beta_{28} / \beta_1 = 38,42 \times 65,64 / 35,00 = 72,05\%; \\ 4) \quad \varepsilon_{26} &= \gamma_{26} \times \beta_{26} / \beta_1 = 38,98 \times 64,94 / 35,00 = 72,32\%; \\ \varepsilon_{29} &= \gamma_{29} \times \beta_{29} / \beta_1 = 0,56 \times 16,51 / 35,00 = 0,26\%; \\ 5) \quad \varepsilon_{27} &= \gamma_{27} \times \beta_{27} / \beta_1 = 2,68 \times 16,03 / 35,00 = 1,23\%; \\ \varepsilon_{25} &= \gamma_{25} \times \beta_{25} / \beta_1 = 41,67 \times 61,78 / 35,00 = 73,55\%; \\ 6) \quad \varepsilon_{18} &= \gamma_{18} \times \beta_{18} / \beta_1 = 42,73 \times 60,64 / 35,00 = 74,03\%; \\ \varepsilon_{22} &= \gamma_{22} \times \beta_{22} / \beta_1 = 1,06 \times 15,63 / 35,00 = 0,47\%; \\ 7) \quad \varepsilon_{16} &= \gamma_{16} \times \beta_{16} / \beta_1 = 46,02 \times 57,40 / 35,00 = 75,47\%; \\ \varepsilon_{19} &= \gamma_{19} \times \beta_{19} / \beta_1 = 3,29 \times 15,50 / 35,00 = 1,46\%; \\ 8) \quad \varepsilon_{14} &= \gamma_{14} \times \beta_{14} / \beta_1 = 47,29 \times 56,30 / 35,00 = 76,07\%; \\ \varepsilon_{17} &= \gamma_{17} \times \beta_{17} / \beta_1 = 1,27 \times 16,35 / 35,00 = 0,59\%; \\ 9) \quad \varepsilon_{10} &= \gamma_{10} \times \beta_{10} / \beta_1 = 55,57 \times 50,30 / 35,00 = 79,87\%; \\ \varepsilon_{15} &= \gamma_{15} \times \beta_{15} / \beta_1 = 8,28 \times 16,04 / 35,00 = 3,79\%; \\ 10) \quad \varepsilon_6 &= \gamma_6 \times \beta_6 / \beta_1 = 59,30 \times 48,10 / 35,00 = 81,50\%; \\ \varepsilon_{13} &= \gamma_{13} \times \beta_{13} / \beta_1 = 3,73 \times 15,14 / 35,00 = 1,61\%; \\ 11) \quad \varepsilon_{12} &= \gamma_{12} \times \beta_{12} / \beta_1 = 355,44 \times 61,36 / 35,00 = 623,13\%; \\ \varepsilon_{11} &= \gamma_{11} \times \beta_{11} / \beta_1 = 359,17 \times 60,88 / 35,00 = 624,75\%; \\ 12) \quad \varepsilon_6 &= \gamma_6 \times \beta_6 / \beta_1 = 59,30 \times 48,10 / 35,00 = 81,50\% \\ \varepsilon_7 &= \gamma_7 \times \beta_7 / \beta_1 = 40,70 \times 15,93 / 35,00 = 18,52\% \end{aligned}$$

Визначаємо продуктивність для всіх продуктів схеми:

$$Q_1 = 1916,02 \text{ т/год.}$$

$$1) \quad Q_{32} = \gamma_{32} \times Q_1 / 100 = 36,84 \times 1916,02 / 100 = 705,86 \text{ т/год.}$$

$$Q_{34} = \gamma_{34} \times Q_1 / 100 = 63,16 \times 1916,02 / 100 = 1210,16 \text{ т/год.}$$

$$2) \quad Q_{33} = \gamma_{33} \times Q_1 / 100 = 0,29 \times 1916,02 / 100 = 5,56 \text{ т/год}$$

$$Q_{30} = \gamma_{30} \times Q_1 / 100 = 37,13 \times 1916,02 / 100 = 711,42 \text{ т/год}$$

$$3) \quad Q_{31} = \gamma_{31} \times Q_1 / 100 = 1,29 \times 1916,02 / 100 = 24,72 \text{ т/год.}$$

$$Q_{28} = \gamma_{28} \times Q_1 / 100 = 38,42 \times 1916,02 / 100 = 736,13 \text{ т/год.}$$

$$4) \quad Q_{26} = \gamma_{26} \times Q_1 / 100 = 38,98 \times 1916,02 / 100 = 746,86 \text{ т/год.}$$

$$Q_{29} = \gamma_{29} \times Q_1 / 100 = 0,56 \times 1916,02 / 100 = 10,43 \text{ т/год.}$$

$$5) \quad Q_{27} = \gamma_{27} \times Q_1 / 100 = 2,69 \times 1916,02 / 100 = 51,54 \text{ т/год.}$$

$$Q_{25} = \gamma_{25} \times Q_1 / 100 = 41,67 \times 1916,02 / 100 = 798,41 \text{ т/год.}$$

$$6) \quad Q_{18} = \gamma_{18} \times Q_1 / 100 = 42,73 \times 1916,02 / 100 = 818,72 \text{ т/год.}$$

$$Q_{22} = \gamma_{22} \times Q_1 / 100 = 1,06 \times 1916,02 / 100 = 20,31 \text{ т/год.}$$

$$7) \quad Q_{16} = \gamma_{16} \times Q_1 / 100 = 46,02 \times 1916,02 / 100 = 881,75 \text{ т/год.}$$

$$Q_{19} = \gamma_{19} \times Q_1 / 100 = 3,29 \times 1916,02 / 100 = 63,04 \text{ т/год.}$$

$$8) \quad Q_{14} = \gamma_{14} \times Q_1 / 100 = 47,29 \times 1916,02 / 100 = 906,09 \text{ т/год.}$$

$$Q_{17} = \gamma_{17} \times Q_1 / 100 = 1,27 \times 1916,02 / 100 = 24,33 \text{ т/год.}$$

$$9) \quad Q_{10} = \gamma_{10} \times Q_1 / 100 = 55,57 \times 1916,02 / 100 = 1064,73 \text{ т/год.}$$

$$Q_{15} = \gamma_{15} \times Q_1 / 100 = 8,28 \times 1916,02 / 100 = 158,65 \text{ т/год.}$$

$$10) \quad Q_6 = \gamma_6 \times Q_1 / 100 = 59,30 \times 1916,02 / 100 = 1136,20 \text{ т/год.}$$

$$Q_{13} = \gamma_{13} \times Q_1 / 100 = 3,73 \times 1916,02 / 100 = 71,47 \text{ т/год.}$$

$$11) \quad Q_{12} = \gamma_{12} \times Q_1 / 100 = 355,44 \times 1916,02 / 100 = 6810,26 \text{ т/год.}$$

$$Q_{11} = \gamma_{11} \times Q_1 / 100 = 359,17 \times 1916,02 / 100 = 6881,73 \text{ т/год.}$$

$$12) \quad Q_6 = \gamma_6 \times Q_1 / 100 = 59,30 \times 1916,02 / 100 = 1136,20 \text{ т/год.}$$

$$Q_7 = \gamma_7 \times Q_1 / 100 = 40,70 \times 1916,02 / 100 = 779,82 \text{ т/год.}$$

Визначаємо продуктивність за розрахунковим компонентом для всіх продуктів схеми:

$$P_n = \frac{P_1 \varepsilon_n}{100}, \quad (3.8)$$

$$\begin{aligned} P_1 &= \frac{Q_1 \beta_1}{100} = \frac{1916,02 \cdot 35,00}{100} = 670,61 \text{ т/год}; & P_2 &= \frac{P_1 \varepsilon_2}{100} = \frac{670,61 \times 216,91}{100} = 1454,62 \text{ т/год}; \\ P_3 &= \frac{P_1 \varepsilon_3}{100} = \frac{670,61 \times 216,91}{100} = 1454,62 \text{ т/год}; & P_4 &= \frac{P_1 \varepsilon_4}{100} = \frac{670,61 \times 116,91}{100} = 784,01 \text{ т/год}; \\ P_5 &= \frac{P_1 \varepsilon_5}{100} = \frac{670,61 \times 100}{100} = 670,61 \text{ т/год}; & P_6 &= \frac{P_1 \varepsilon_6}{100} = \frac{670,61 \times 81,50}{100} = 546,55 \text{ т/год}; \\ P_7 &= \frac{P_1 \varepsilon_7}{100} = \frac{670,61 \times 18,52}{100} = 124,2 \text{ т/год}; & P_8 &= \frac{P_1 \varepsilon_8}{100} = \frac{670,61 \times 702,2}{100} = 4709,03 \text{ т/год}; \\ P_9 &= \frac{P_1 \varepsilon_9}{100} = \frac{670,61 \times 624,75}{100} = 4189,64 \text{ т/год}; & P_{10} &= \frac{P_1 \varepsilon_{10}}{100} = \frac{670,61 \times 79,86}{100} = 535,55 \text{ т/год}; \\ P_{11} &= \frac{P_1 \varepsilon_{11}}{100} = \frac{670,61 \times 624,75}{100} = 4189,64 \text{ т/год}; & P_{12} &= \frac{P_1 \varepsilon_{12}}{100} = \frac{670,61 \times 623,13}{100} = 4178,77 \\ && & \text{т/год}; & P_{13} &= \frac{P_1 \varepsilon_{13}}{100} = \frac{670,61 \times 1,61}{100} = 10,80 \text{ т/год}; & P_{14} &= \frac{P_1 \varepsilon_{14}}{100} = \frac{670,61 \times 76,07}{100} = 510,13 \text{ т/год}; \\ P_{15} &= \frac{P_1 \varepsilon_{15}}{100} = \frac{670,61 \times 3,79}{100} = 25,42 \text{ т/год}; & P_{16} &= \frac{P_1 \varepsilon_{16}}{100} = \frac{670,61 \times 75,47}{100} = 506,11 \text{ т/год}; \\ P_{17} &= \frac{P_1 \varepsilon_{17}}{100} = \frac{670,61 \times 0,59}{100} = 3,96 \text{ т/год}; & P_{18} &= \frac{P_1 \varepsilon_{18}}{100} = \frac{670,61 \times 74,03}{100} = 496,45 \text{ т/год}; \\ P_{19} &= \frac{P_1 \varepsilon_{19}}{100} = \frac{670,61 \times 1,46}{100} = 9,79 \text{ т/год}; & P_{20} &= \frac{P_1 \varepsilon_{20}}{100} = \frac{670,61 \times 73,55}{100} = 493,23 \text{ т/год}; \\ P_{21} &= \frac{P_1 \varepsilon_{21}}{100} = \frac{670,61 \times 321,37}{100} = 2155,14 \text{ т/год}; & P_{22} &= \frac{P_1 \varepsilon_{22}}{100} = \frac{670,61 \times 0,47}{100} = 3,15 \text{ т/год}; \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
P_{23} &= \frac{P_1 \varepsilon_{23}}{100} = \frac{670,61 \times 247,82}{100} = 1661,91 \text{ т/год}; P_{24} = \frac{P_1 \varepsilon_{24}}{100} = \frac{670,61 \times 247,82}{100} = 1661,91 \\
\text{т/год}; P_{25} &= \frac{P_1 \varepsilon_{25}}{100} = \frac{670,61 \times 73,55}{100} = 493,23 \text{ т/год}; \\
P_{26} &= \frac{P_1 \varepsilon_{26}}{100} = \frac{670,61 \times 72,32}{100} = 484,99 \text{ т/год}; P_{27} = \frac{P_1 \varepsilon_{27}}{100} = \frac{670,61 \times 1,23}{100} = 8,25 \text{ т/год}; \\
P_{28} &= \frac{P_1 \varepsilon_{28}}{100} = \frac{670,61 \times 72,05}{100} = 483,17 \text{ т/год}; P_{29} = \frac{P_1 \varepsilon_{29}}{100} = \frac{670,61 \times 0,26}{100} = 1,74 \text{ т/год}; \\
P_{30} &= \frac{P_1 \varepsilon_{30}}{100} = \frac{670,61 \times 71,45}{100} = 479,15 \text{ т/год}; P_{31} = \frac{P_1 \varepsilon_{31}}{100} = \frac{670,61 \times 0,60}{100} = 4,02 \text{ т/год}; \\
P_{32} &= \frac{P_1 \varepsilon_{32}}{100} = \frac{670,61 \times 71,31}{100} = 478,21 \text{ т/год}; P_{33} = \frac{P_1 \varepsilon_{33}}{100} = \frac{670,61 \times 0,14}{100} = 0,94 \text{ т/год}; \\
P_{34} &= \frac{P_1 \varepsilon_{34}}{100} = \frac{670,61 \times 28,69}{100} = 192,40 \text{ т/год};
\end{aligned}$$

6.4 Розрахунок 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. Оптимальні значення розрідженостей в операціях і продуктах (табл. 6.1) коливаються в широких межах залежно від властивостей матеріалу, що переробляється, і вимог до продуктів переробки.

Розрахунок водно-шламової схеми виконується з використанням таких формул. Кількість води в продукті W_i пропорційна його кількості Q_i і розрідженості R_i

$$W_i = Q_i R_i ; \quad (6.5)$$

Кількість води в операції:

$$W_{опер} = \sum_{i=1}^n W_i ; \quad (6.6)$$

Кількість додаткової води, яка подається в операцію:

$$L_{дод} = W_{опер} - W_{живл} . \quad (6.7)$$

Таблиця 6.1 – 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

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 (6.5). Якщо відома вологість W_i^r або вміст твердого T у продуктах, розрідженість визначають відповідно до залежності (6.8):

$$R = W_t^r / (100 - W_t^r) = (100 - T) / T . \quad (6.8)$$

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. 6.2).

Таблиця 6.2 – Норми витрати води в операціях обробки руд

Найменування операцій	Витрати води на 1 т твердого, м ³
1	2
Відсадження руд:	
у відсаджувальних машинах з рухомих решетом	3,0 – 4,0
у діафрагмових відсаджувальних машинах	3,0 – 4,5
у повітряно-пульсаційних машинах	2,0 – 3,5
Концентрація руд на столах	1,5 – 2,5
Промивання руд:	
у похилих коритних мийках	3,0 – 6,0
в скруберах	1,0 – 2,0
в горизонтальних коритних мийках	1,0 – 2,0
Гідравлічна класифікація з отриманням чотирьох піскових продуктів	0,6 – 2,0
Мокре грохочення та знешламлення на грохотах	
Змивання флотаційних концентратів по жалобам	1,0 – 2,5
Промивання шламів перед збагаченням руд у важких суспензіях	0,5 – 1,5
Відмивання суспензії від рудних продуктів	0,5 – 1,2
Збагачення:	1,0 – 1,2
на гвинтових сепараторах	
на гвинтових шлюзах	0,1 – 0,35
Змивання магнітних продуктів при мокрої магнітної сепарації в слабкому полі	0,1 – 1,8 0,3 – 0,8
Загальні витрати води:	
флотаційні та магнітно-збагачувальні фабрики	3,0 – 6,0
промивні фабрики	4,0 – 8,0

Порядок розрахунку водно-шламової схеми наступний:

1 - складають таблицю загальноприйнятої форми (табл. 6.3), куди для кожної операції заносять показники кожного продукту, що надходить в дану операцію і виходить з неї: вихід γ , масу Q і вміст корисного компонента β . Для продуктів і операцій з відомими вологістю W_t^r і розрідженістю R за формулами (6.5) і (6.6) розраховують кількість у них води W ;

2 - за рівняннями балансу (6.7) визначають кількість води, що додається в окремі операції і продукти, й одночасно обчислюють кількість води та розрідженість у всіх інших операціях і продуктах схеми.

3 - у разі потреби за формулами (6.9) і (6.10) визначають вологість W_i^r деяких продуктів (наприклад, товарних), а за формулою (6.11) вміст твердого T у потоках схеми (наприклад, в оборотній воді):

$$W_i^r = W / (Q + W) ; \quad (6.9)$$

$$W_i^r = 100R / (1 + R) ; \quad (6.10)$$

$$T = Q \cdot 10^3 / W ; \quad (6.11)$$

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

5 – визначаємо об'єм пульпи

$$V = Q_i / (1/\rho + R) \quad (6.12)$$

де - ρ - щільність твердої фази пульпи, т/м³.

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

Таблиця 6.3 – Розрахунок водно-шламової схеми

Продукт	№ прод.	γ , %	β , %	ϵ , %	Q, т/год	W_i^r , %	R, м ³ /т	W, м ³ /год	V, м ³ /год
1	2	3	4		5	6	7	8	
Операція									
Надходить:									
Продукт									
Продукт									
РАЗОМ									
Виходить:									
Продукт									
Продукт									
РАЗОМ									

У заключній частині розрахунків складається баланс водоспоживання та водовідведення води на збагачувальній фабриці (табл. 6.4). Сумарне кількість води, що поступає у процес, повинно дорівнювати сумарної кількості води, що виходить з процесу з кінцевими продуктами. Всі розрахунки відносяться до води, яка споживається у технічних потребах. Зазвичай при проектуванні загальний розрахунок збільшують на 10 – 15 % для врахування витрат води на нетехнологічні потреби (змив підлоги, промивання апаратів и т.д.).

Таблиця 6.4 - Баланс водоспоживання та водовідведення на фабриці

Поступає води у процес	м ³ /Год	Виходить води з процесу	м ³ /Год
З вихідною рудою, W_1 У подрібнення, L_1 У класифікацію, L_2 У магнітну сепарацію, L_3 и т.д.		З відходами, W_{21} з концентратом, W_{19} зі зливом згущувача, W_{30} и т.д.	
Всього поступає $W_1 + \sum L$		Всього виходить $\sum W$	

Якщо на фабриці проектується зворотне водопостачання, то витрати свіжої води дорівнюють різниці між витратами загальної кількості води і кількістю зворотною води.

За результатами розрахунків визначають витрати води на 1 т концентрату і руди.

Завдання для самоперевірки

1. Назвіть цілі та вихідні показники для визначення потоків твердого та води.
2. Опишіть порядок виконання проектних операцій розрахунку балансу металів, потоків твердого та води
3. Охарактеризуйте потреби фабрики у свіжій та оборотній воді.
4. Перерахуйте методи перевірки правильності розрахунку.

7 ВИБІР ТА РОЗРАХУНОК ТЕХНОЛОГІЧНОГО ОБЛАДНАННЯ

7.1. Загальні вимоги та методика вибору

При виборі устаткування вирішуються наступні основні завдання:

- вибір апарата і його типорозміру;
- розрахунок продуктивності для заданих умов;
- визначення числа апаратів.

Тип апарату, що обирається, залежить від крупності кусків збагачувального матеріалу і його фізичних властивостей. Якщо можливо використання апаратів декількох типів, то остаточний вибір необхідно робити на підставі техніко-економічного порівняння варіантів з використанням різних апаратів.

При виборі устаткування варто враховувати досвід промислових підприємств аналогів, що переробляють близькі за складом корисні копалини.

Від вибору типорозміру апарату залежить розподіл загального потоку збагачувального матеріалу на окремі секції. Варто прагнути до максимального укрупнення потоків і приймати апарати з максимально можливою одиничною продуктивністю.

Типорозміри основного технологічного устаткування необхідно визначати за потужністю фабрики, що проектується, терміну її існування, а також можливості використання високопродуктивного перспективного устаткування в існуючих будівельних об'ємах при технічному переозброєнні. Як правило, повинно застосовуватися устаткування максимального типорозміру, що виготовляється або прийняте до серійного виробництва. Відмова від застосування найбільш великого устаткування повинна бути обґрунтована техніко-економічними розрахунками або іншими міркуваннями.

В основу розрахунку продуктивності устаткування приймаються результати випробування даної руди в напівпромислових або промислових умовах, або порівняння фізичних властивостей даної руди (дробимість, подрібнюваність, збагачуваність і т.і.) з рудою, прийнятою за еталон, при збагаченні якої продуктивність устаткування встановлена практикою експлуатації.

При відсутності даних із переробки даної корисної копалини розрахунок продуктивності здійснюється:

- нормами питомого навантаження на одиницю об'єму, площі, довжини апарату ($t/m^3 \times \text{год}$; $t/m^2 \times \text{год}$; $t/m \times \text{год}$)
- за ефективністю збагачення ($\text{кВт} \times \text{год}/t$; $\text{кВт} \times \text{год}/m^3$);
- з використанням теоретичних та емпіричних формул;
- за часом перебування матеріалу в апараті;
- апарату як транспортуючого засобу;
- за даними каталогів, довідників і технічних характеристик заводів-виготовлювачів.

Визначення продуктивності апарату за нормами питомого навантаження на одиницю об'єму, площі, довжини апарату.

Цим методом розраховується продуктивність млина, відсаджувальної машини, шлюзу, фільтра. Допустиме питоме навантаження визначається при дослідженнях можливостей апарату. Можливо застосування питомого навантаження на еталонній руді, в якості якої може бути матеріал з відомою нормою питомого навантаження за даними практики.

Визначення продуктивності апарату за ефективністю збагачення або нормами витрат енергії.

Для визначення питомих витрат енергії на одиницю маси або об'єму матеріалу, який переробляється, приймають відомі з практики питомі витрати для еталонного матеріалу і вводять коефіцієнти, що характеризують відмінності сировини, яка переробляється й режиму від еталонних. Частка від ділення споживної потужності на норму питомих витрат енергії є продуктивністю апарату.

Визначення продуктивності апарату за теоретичними формулами.

Цей метод засновано на визначенні маси або об'єму продукту, який пропускається через апарат, теоретичним розрахунком. Наприклад: маса дробленого продукту за одне качання щоки що дробить у дробарці ЩКД або розрахунок згущувачів, відстійників, гідравлічних класифікаторів та інше, розрахунок яких засновано на теорії руху твердих частинок у воді або повітрі під дією сили тяжіння та сил інерції.

Визначення продуктивності апарату за емпіричними формулами.

Характерно для грохотів, спіральних класифікаторів. Ці формули виведено з урахуванням щільності руди 2,75, уведені поправочні коефіцієнти, які враховують особливості руди й роботи апарату.

Визначення продуктивності апарату за часом перебування матеріалу в апараті.

Цім методом розраховують продуктивність контактних чанів, флотаційних машин, проміжних бункерів на фабриці дроблення. Це пов'язано з тим, що для цих процесів необхідна обробка матеріалу протягом тривалого часу, що визначається результатами досліджень або практикою підприємств. Робочий об'єм апарату визначається як добуток об'ємної щільності руди на час перебування цього об'єму руди в апараті.

Визначення продуктивності апарату як транспортуючого засобу.

При безперервному процесі збагачення важливо сполучення основної технологічної функції апарату і як транспортуючого засобу. Наприклад, встановлення різного типу дробарок в умовах розвантаження на транспортер або у бункер.

Визначення продуктивності апарату за даними каталогів, довідників і технічних характеристик заводів-виготовлювачів.

Цей метод застосовують при розрахунку валкових зубчастих дробарок, валкових дробарок високого тиску, струйних концентраторів, орбітальних шлюзів, люмінісцентних сепараторів. Продуктивність щоківних дробарок визначається за каталогом з введенням поправок на щільність руди та розмір розвантажувальної щілини.

Кількість одиниць устаткування повинна визначатися із розрахунку необхідної продуктивності цеху (відділення), питомих навантажень, коефіцієнта використання устаткування за часом K_e і коефіцієнта нерівномірності живлення K_n , значення якого для основних апаратів наведені в табл. 7.1.

Таблиця 7.1 – Коефіцієнт нерівномірності живлення устаткування

Найменування устаткування та умови його завантаження	Коефіцієнт нерівномірності живлення, K_n
Дробарки всіх стадій дроблення, стрижневі, кульові, рудногалечні млини та млини самоподрібнення при безпосередньому завантаженні з бункерів і автоматичному регулюванні завантаження	0,98
Дробарки крупного дроблення при їх завантаженні в «завал» безпосередньо із залізничних вагонів або самоскидів	0,95
Дробарки середнього і дрібного дроблення при їх каскадному розташуванні та завантаження безпосередньо надрешітним продуктом грохоту при відсутності складу або недостатній ємності бункерів між корпусами крупного та дрібного дроблення	0,95
Млина додаткового подрібнення проміжних продуктів при відсутності буферних ємностей (згущувачів) і автоматичного регулювання завантаження	0,95
Примітка. Для корпусів крупного дроблення коефіцієнт завантаження доповнюється коефіцієнтом нерівномірності подачі руди (протягом зміни або доби) і встановлюється за згодою із генеральним проектувальником.	

7.2. Дробарки

Вибір типу та розміру дробарок здійснюється залежно від продуктивності фабрики, фізичних властивостей руди, а також крупності початкового та дробленого продукту.

Для дроблення залізних руд застосовуються щоківі та конусні дробарки.

У першій стадії дроблення для фабрик продуктивністю 18 і більше млн. т на рік приймають, як правило, конусні дробарки типу ККД і КРД.

Щоківі дробарки варто приймати на фабриках малої продуктивності, а також у випадку дроблення вологих, глинистих і в'язких руд. При розрахунку головних дробарок враховується коефіцієнт нерівномірності подачі руди, що встановлюється за узгодженням із генеральним проектувальником (табл. 7.1).

Для середнього та дрібного дроблення руди варто застосовувати конусні дробарки відповідного типу КСД, КДД і КІД різних модифікацій (ГР, Т, СТ), причому бажано віддавати перевагу зразкам більших типорозмірів (КСД і КДД 3000).

Типорозмір дробарок обирається із розрахунку максимального розміру кусків, що завантажуються, необхідної продуктивності та крупності дробленого матеріалу. При сполученні дробарок за стадіями дроблення необхідно, щоб кусок, що одержується у попередній стадії, за розміром міг би проходити в дробарку наступної стадії.

Продуктивність дробарок середнього та дрібного дроблення, які вже широко використовуються у промисловості, визначається, з огляду на передовий досвід експлуатації їх на аналогічних підприємствах при максимальному завантаженні. При виборі нових типорозмірів дробарок керуються актами промислових випробувань дослідних зразків.

Продуктивність дробарок приймається за даними каталогів із поправками на міцність, насипну масу і крупність матеріалу, що дробиться.

Для конусних дробарок крупного дроблення розмір завантажувального отвору задається конструктивно, у довідковій літературі приводиться значення продуктивності при стандартизованих розмірах розвантажувального отвору. Перерахування продуктивності при заданих розмірах розвантажувального отвору здійснюється за виразами, наведеним нижче.

Об'ємна продуктивність ($\text{м}^3/\text{год.}$) шоккових дробарок при відхиленні ширини розвантажувального отвору від номінальної може бути визначена за емпіричною формулою:

$$V = (150 + 750 \cdot B) \cdot L \cdot b \cdot K_f \cdot K_W \cdot K_{кр}, \quad (7.1)$$

де V – об'ємна продуктивність при фактичному розмірі розвантажувального отвору, $\text{м}^3/\text{год.}$; b – ширина розвантажувального отвору, м ; B та L – ширина та довжина завантажувального отвору, м ; K_f , K_W , $K_{кр}$ – поправочні коефіцієнти, відповідно, на міцність руди, вологість і вміст крупних класів у живленні, які необхідно приймати за табл. 7.2, 7.3 та 7.4.

Таблиця 7.2 – Поправочний коефіцієнт K_f на міцність матеріалу

Категорія міцності матеріалу	Тимчасовий опір на стиснення, $\text{кгс}/\text{см}^2$	Значення K_f
Особливо міцні	більше 2500	0,80
	2000...2500	0,85
Міцні	1800...2000	0,90
	1500...1800	0,95
Середньої міцності	600...1500	1,0
Нижче середньої міцності	менш 600	1,2
Примітка. Коефіцієнт K_f уточнюється після проведення технологічних випробувань		

Таблиця 7.3 – Поправочний коефіцієнт K_W на вологість матеріалу, що дробиться та вміщує огрудкований дріб'язок

Вологість матеріалу, %	4	5	6	7	8	9	10
Значення коефіцієнта K_W	1,00	1,00	0,95	0,90	0,85	0,80	0,77

Масова продуктивність Q визначається множенням об'ємної продуктивності V ($\text{м}^3/\text{год}$) на насипну масу руди δ_n ($\text{т}/\text{м}^3$):

$$Q = V \cdot \delta_n. \quad (7.2)$$

Таблиця 7.4 – Поправочний коефіцієнт $K_{кр}$ на крупність матеріалу, прийнятий для конусних і щоккових дробарок крупного дроблення

Вміст у живленні фракцій $> 0,5B$, %	5	10	20	25	30	40	50	60	70	80
Значення $K_{кр}$	1,10	1,08	1,05	1,04	1,03	1,0	0,97	0,95	0,92	0,89

Якщо в каталогах наведені значення об'ємної продуктивності при максимальному b_{max} і мінімальному b_{min} розмірах розвантажувального отвору, то продуктивність при необхідному значенні розвантажувального отвору b знаходиться прямолінійною інтерполяцією:

$$V_b = V_{max} - \frac{V_{max} - V_{min}}{b_{max} - b_{min}} \cdot (b_{max} - b) \quad ; \quad (7.3)$$

$$V_b = V_{min} + \frac{V_{max} - V_{min}}{b_{max} - b_{min}} \cdot (b - b_{min}) \quad . \quad (7.4)$$

При роботі дробарки дрібного дроблення в замкнутому циклі, її продуктивність $V_{зц}$ визначається формулою:

$$V_{зц} = K_{ц} \times V_b, \quad (7.5)$$

де V_b – продуктивність дробарки у відкритому циклі, м³/год.; $K_{ц}$ – коефіцієнт, що враховує приріст продуктивності за рахунок зменшення крупності живлення дробарки, що працює в замкнутому циклі. Коефіцієнт $K_{ц}$ приймається орієнтовно у межах 1,3...1,4.

У такий же спосіб перераховується масова продуктивність, якщо така відома з паспортних даних або каталогів.

Якщо для дробарок середнього та дрібного дроблення для кожного типорозміру задана питома продуктивність q у тонах на годину, віднесена до ширини розвантажувального отвору b (мм), то продуктивність дробарки Q (т/год.) розраховується за формулою:

$$Q = q \cdot b. \quad (7.6)$$

Перерахування продуктивності дробарки при дробленні руди із щільністю δ_1 на продуктивність при дробленні руди із щільністю δ_2 здійснюється за формулою:

$$Q_2 = Q_1 \cdot \frac{\delta_2}{\delta_1} \quad (7.7)$$

Валкові дробарки з гладкими валками 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:

$$D_B = (15 \dots 20) \times D_{max} \quad (7.8)$$

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:

$$Q = n \times \pi \times D \times L \times s \times \delta \times k \quad \text{т/год} \quad (7.9)$$

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 ($k = 0,1 - 0,3$).

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 призначені для крупного і середнього дроблення марганцевих високоглинистих руд, 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 (7.9).

Для зубчатих дробарок також повинна виконуватися умова захоплення куска матеріалу, що дробиться:

$$D_B = (1,5 \dots 3,5) \times D_{max} \quad (7.10)$$

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.

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 руд чорних, кольорових, рідкісних і благородних металів, калійних солей, баритових, флюоритових і азбестових руд, кам'яного вугілля, коксової шихти, вапняку, 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 колошникових 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 колошникових решіток, відстань між колошниками збільшують. У важких випадках дробарки працюють без колошникових решіток.

Продуктивність дробарок ударної дії Q визначають за ефективністю дроблення:

$$Q = N \times \eta \times e_{em} \times k_{dp} \times k_d, \quad (7.11)$$

де N – установлена потужність електродвигуна, кВт; η - коефіцієнт використання потужності електродвигуна ($\eta = 0,8 - 0,95$); e_{em} – ефективність дроблення еталонної дробарки, т/кВт·год; k_{dp} – поправочний коефіцієнт на дробильність руди; k_d – поправочний коефіцієнт на крупність руди.

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:

$$D_P = (1,7 \dots 2) D_{max}, \quad (7.12)$$

для дробарок ДРС:

$$D_P = 3,3 D_{max}. \quad (7.13)$$

7.3. Грохоти

Для попереднього грохочення руди перед першою стадією дроблення можуть встановлюватися колошникові грохоти.

Розміри колошникового грохоту визначають із конструктивних міркувань, тому що грохот є пристроєм, що транспортує руду в дробарку крупного дроблення. При подачі руди з перекидних вагонів ширина грохота приймається рівною довжині вагона, а при завантаженні пластинчастим живильником – рівною ширині живильника. Виходячи з умов заклинювання грохоту великими кусками, його ширину визначають за формулою:

$$B = 3 \cdot D_{max}, \quad (7.14)$$

а при незначному вмісті великих кусків:

$$B = 2 \cdot D_{max}, \quad (7.15)$$

де B і D_{max} – відповідно, ширина грохоту та діаметр максимальних кусків, мм.

Необхідну площу грохочення (m^2) можна розраховувати за формулою:

$$F = \frac{Q}{q_0 \cdot a \cdot \delta_n \cdot K}, \quad (7.16)$$

де Q – необхідна продуктивність, т/год.; q_0 – об'ємна продуктивність, $m^3/(m^2 \cdot год.)$ на 1 мм щілини; a – розмір щілини, мм; δ_n – насипна маса руди, t/m^3 ; K – коефіцієнт, що враховує ефективність грохочення E ; при $E = 50...60\%$ $K = 2$; при $E = 65...70\%$ $K = 1$.

Значення питомої продуктивності приймається залежно від ширини щілини поверхні для просіювання, і розраховується за формулою:

$$q_0 = 0,367 \cdot e^{-0,0036 \cdot a} \quad (7.17)$$

або приймається відповідно табл. 7.5.

Таблиця 7.5 – Значення питомої продуктивності

а, мм	50	75	100	125	150	200
$q_0, m^3/(m^2 \cdot год.)$ на 1 мм щілини	0,3	0,28	0,25	0,22	0,2	0,18

Довжину грохоту приймають в 2 рази більше ширини. Для початкової руди з максимальним розміром кусків 800...1200 мм вона становить 4...6 м. Кути нахилу грохота приймають рівними 38...45°, збільшуючи їх до 40...55° для вологих руд.

Для операцій попереднього та контрольного грохочення продуктів дроблення необхідно застосовувати вібраційні інерційні грохоти важкого типу.

Горизонтальні та слабко похилі вібраційні грохоти середнього і важкого типу із самобалансовим вібратором встановлюються для операції грохочення з відмиванням, зневоднювання, виділення скрапу з рудногалькових млинів.

В операціях тонкого грохочення продуктів збагачення магнетитових руд за класом 0,1 мм і менше застосовуються плоскі гідравлічні та високочастотні грохоти.

У всіх можливих випадках продуктивність грохотів визначається за питомим навантаженням на одиницю площі поверхні грохочення, що отримана при випробуваннях у промислових умовах на аналогічній за крупністю та фізичними властивостями руди.

При відсутності даних із випробуванням продуктивність грохотів визначається за даними каталогів та в довідковій літературі.

Продуктивність грохоту (т/год.) може бути розрахована за формулою:

$$Q = F \cdot q_0 \cdot \delta_n \cdot \prod_{i=1}^6 K_i = F \cdot q_0 \cdot \delta_n \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot K_5 \cdot K_6, \quad (7.18)$$

де F – корисна площа поверхні грохочення, м²; q_0 – питома об'ємна продуктивність, м³/(м²·год.), яка розраховується за емпіричною формулою залежно від розміру отворів поверхні грохочення, а, мм: ($q_0 = -0,0035 \cdot a^2 + 0,810 \cdot a + 3,444$); K_1 – поправочний коефіцієнт, що залежить від ефективності грохочення: ($K_1 = (100 - E)/8$); K_2 – поправочний коефіцієнт, що залежить від кінематичного режиму роботи грохота, який обумовлений амплітудою коливань A (мм) і частотою обертання валу вібробудника n (хв⁻¹): ($K_2 = A \cdot n \cdot 10^{-4} + 0,375$); K_3 – поправка на розташування поверхні для просіювання, у коробі грохота (при верхньому розташуванні поверхні просіювання, $K_3 = 1$, при нижньому – $K_3 = 0,75 \dots 0,8$); K_4 – поправка на тип матеріалу, що піддається грохоченню (для руди $K_4 = 1$); K_5 – поправка на вологість початкового матеріалу (для сухого матеріалу приймає значення 1, для вологого – $0,25 \dots 0,75$, для того, що грудкується, $0,2 \dots 0,6$); K_6 – поправка на спосіб грохочення (сухе грохочення – $K_6 = 1$, мокре грохочення – $K_6 = 1,25 \dots 1,40$).

Ефективність грохочення при розрахунку площі для інерційних і вібраційних грохотів приймається, як правило, 90%. Кількість грохотів повинна бути кратною кількості дробарок або млинів у даній операції.

7.4. Млини

Залежно від фізичних властивостей руди (крупність, подрібнюваність, вкрапленість) мокре подрібнення здійснюється в млинах, де в якості подрібнювачів використовують сталеві стрижні, кулі і циліпесби, або в млинах первинного рудного самоподрібнення і рудногальчного.

Із млинів з металевими подрібнювачами бажано застосовувати кульові млини із центральним розвантаженням (зливного типу). Доцільність застосування стрижневих млинів і кульових млинів з розвантаженням через решітку (із примусовим розвантаженням) обґрунтовується техніко-економічними розрахунками в кожному окремому випадку. Вибір типу млина

залежить від виходу хвостів першої стадії збагачення та фізичних властивостей руди (легка зашламованість, переподрібнення), що мають значення для наступних процесів переробки.

Розрахунок кульових млинів бажано робити за питомою продуктивністю, що визначається за початковою рудою; знову утвореному розрахунковому класу на одиницю об'єму барабана млинів або знову утвореної поверхні. Питома продуктивність приймається за результатами дослідження подрібнюваності руди. При грубому та середньому подрібненні крупність зливу оцінюється за вмістом розрахункового класу менше 0,074 мм, при тонкому подрібненні – за вмістом розрахункового класу менше 0,050 або менше 0,044 мм, а також за величиною питомої поверхні.

Продуктивність млина за вихідною рудою (т/год.) визначається добутком питомої продуктивності і робочого об'єму млина:

$$Q = q \cdot V. \quad (7.19)$$

Питома продуктивність млина за вихідною рудою (т/(год·м³)) розраховується за питомою продуктивністю щодо знову утвореного розрахункового класу та початковому β_n (до подрібнення) і кінцевому β_k (після подрібнення) вмісту розрахункового класу в долях одиниць:

$$q_{-d} = \frac{q}{\beta_k - \beta_n}. \quad (7.20)$$

При використанні в якості еталонного млина, що працює на збагачувальній фабриці, його питома продуктивність щодо знову утвореного розрахункового класу визначається виходячи з його загальної продуктивності, робочого об'єму млина, початкового та кінцевого вмісту розрахункового класу:

$$q_{-d}^3 = \frac{Q^3 \cdot (\beta_k - \beta_n)}{V^3}. \quad (7.21)$$

Питома продуктивність млина розраховується шляхом коректування питомої продуктивності щодо знову утвореного розрахункового класу еталонного млина для умов подрібнення в млині, що проектується (розраховується), тобто:

$$q_{-d}^3 = \frac{q_{-d}^3}{\beta_k^n - \beta_n^n} \cdot \prod_{i=1}^n K_i = \frac{q_{-d}^3}{\beta_k^n - \beta_n^n} \cdot K_u \cdot K_k \cdot K_m \cdot K_\phi \cdot K_\psi \cdot K_L \cdot K_D, \quad (7.22)$$

де K_i – коефіцієнти, що враховують наступні відмінності у властивостях руд і параметрах млинів: K_u – подрібнюваність руд; K_k – крупність руд; K_m – тип млина; K_ϕ – об'ємне заповнення барабана млина середовищем, що подрібнює; K_ψ – частота обертання барабана; K_L – довжина барабана млина; K_D – діаметр барабана млина.

Коефіцієнт подрібнюваності руди K_u визначають при дослідженнях процесу подрібнення руди в порівняльних умовах, наприклад, у стандартному лабораторному млині. Він дорівнює відношенню подрібнюваності проектованої руди та еталонної руди.

Коефіцієнт крупності руди K_k визначається відношенням відносної продуктивності проектового млина при прийнятій крупності живлення млина і еталонного млина, що працює в промислових умовах:

$$K_k = \frac{m_n}{m_e} \quad (7.23)$$

Значення відносної продуктивності варто приймати за табл. 7.6.

Коефіцієнт K_m вводиться, якщо тип розвантаження проектного млина відрізняється від розвантаження еталонного млина, при переході від млина одного типу до іншого та приймає наступні значення:

Співвідношення типу проектного та еталонного млинів	МКР/МКЦ	МКР/МКР МКЦ/МКЦ	МКЦ/МКР
K_m	1,1	1,0	0,9

Таблиця 7.6 – До визначення коефіцієнту крупності

Номинальна крупність початкового продукту, мм	Вміст класу менше 0,074 мм у продукті подрібнення, %						
	30	40	48	60	72	85	95
40	0,68	0,77	0,81	0,83	0,81	0,8	0,78
20	0,81	0,89	0,92	0,92	0,88	0,86	0,82
15	0,87	0,95	0,98	0,96	0,91	0,88	0,83
10	0,96	1,02	1,03	1	0,93	0,9	0,84
5	1,11	1,15	1,13	1,02	0,95	0,91	0,85
3	1,17	1,19	1,16	1,06	0,95	0,81	0,85

Коефіцієнт частоти обертання K_ψ вводиться при розходженні частот обертання проектового та еталонного млинів:

$$K_\psi = \psi_n / \psi_e \quad (7.24)$$

де ψ_n та ψ_e – відповідно, відносна частота обертання проектового та еталонного млинів, % від критичної.

Коефіцієнт заповнення барабана млина середовищем, що подрібнює, K_ϕ вводиться при наявності різниці в ступені заповнення тілами, що мелють, барабана проектового ϕ_n та еталонного ϕ_e млинів:

$$K_\phi = \frac{\phi_n}{\phi_e} \quad (7.25)$$

Коефіцієнт довжини млина K_L враховує розходження довжини еталонного та проєктованого млинів:

$$K_L = \left(\frac{L_n}{L_e}\right)^{0,15}, \quad (7.26)$$

де L_n та L_e – відповідно, довжина проєктованого та еталонного млинів.
Коефіцієнт діаметра барабана млина K_D :

$$K_D = \left(\frac{D_n}{D_e}\right)^{0,5}, \quad (7.27)$$

де D_n та D_e – відповідно, діаметри (у світлі, з урахуванням товщини футеровки) барабанів проєктованого та еталонного млинів.

Після визначення питомої продуктивності прийнятих млинів розраховується їх годинна продуктивність за знов утвореним класом за формулою:

$$Q_{-0,074} = Q_B \cdot (\beta_K^{-0,074} - \beta_B^{-0,074}), \quad (7.28)$$

де $Q_{-0,074}$ продуктивність за знов утвореним класом, т/год; $\beta_K^{-0,074}$, $\beta_B^{-0,074}$ – масова частка класу – 0.074 мм у кінцевому (зливні класифікатора) та вихідному продуктах прийнятого млина; Q_B – продуктивність за вихідним продуктом, т/год
Визначається загальний об'єм млинів, що розраховуються за формулою:

$$V_{заг} = \frac{Q_{-0,074}}{q}, \quad (7.29)$$

де $V_{заг}$ – загальний об'єм млинів, що розраховуються, м³.
Необхідна кількість млинів визначається як:

$$n_M = \frac{V_{заг}}{V_M}, \quad (7.30)$$

де: V_M – об'єм прийнятого млина, м³.

З метою уніфікації устаткування бажано уникати установки млинів різних типорозмірів.

Для запобігання попадання в наступні операції скрапу, великих кусків руди, сторонніх предметів необхідно передбачати установку на млинах бутар і збірників для прийому верхнього продукту бутар, щепи, скрапу і т.п.

При перерахуванні питомої продуктивності від одного типорозміру до іншого, від напівпромислового до промислового зразка млинів необхідно враховувати відмінності їхніх діаметрів за допомогою коефіцієнта:

$$K_D = \left(\frac{D_n}{D_e}\right)^{0,6} \quad (7.31)$$

Продуктивність рудногалькового промислового млина визначається за результатами рудногалькового подрібнення аналогічної руди в млинах меншого типорозміру або орієнтовно може бути оцінена за показниками кульового подрібнення з урахуванням поправочних коефіцієнтів на фактичну щільність середовища, що подрібнює, ступінь заповнення і швидкість обертання.

Методика розрахунку та ж, що і для кульових млинів.

Для фабрики, що проектується, необхідно зробити порівняння варіантів установки млинів декількох типорозмірів, та визначити варіант найменш метало- і енергоємний.

Продуктивність млинів рудного самоподрібнення розраховується за ефективністю подрібнення.

Розрахунок продуктивності млина за ефективністю подрібнення.

Визначають питомі витрати електроспоживання для млина, що проектується, кВт×год/т:

$$W_{\text{пр}} = \frac{10 \times W_i}{0.907} \left(\frac{1}{\sqrt{d_{\text{кон}}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{\text{вих}}}} \right), \quad (7.32)$$

де $W_{\text{пр}}$ - питомі витрати електроспоживання для млина, що проектується, кВт×год/т, W_i – індекс роботи Бонда (*витрати енергії на дроблення та подрібнення корисної копалини з нескінченного масиву ($D = \infty$) до 80% -0,1 мм, кВт ч/т.* табл. 7.7), $d_{\text{кон}}$, $D_{\text{вих}}$ – розмір сит, через які проходить 80 % матеріалу або умовні максимальні крупності подрібненого продукту та живлення млина.

Таблиця 7.7 – Індекси Бонда для деяких типів руд

Типи руд	Щільність (середня), г/см ³	W_i (середній)
Мідні	1,02	12,72
Золотовмісні	2,81	14,93
Гематитові	5,52	12,84
Магнетитові	3,88	9,97
Свинцеві	3,35	11,9
Свинцево-цинкові	3,36	10,93
Нікелеві	3,28	13,65
Піритні	4,06	8,93
Олововмісні	3,95	10,9
Цинкові	3,64	11,56
Титанові	40,1	12,33
Вугілля	1,4	13

2. Уточнюють витрати електроенергії на подрібнення у кульовому або стрижньовому млині, що прийнято у проєкті $W_{\text{уточ}}$:

$$W_{\text{уточ}} = W_{\text{пр}} \left(\frac{2,4}{D_{\text{м}}} \right)^{0,3}, \text{ кВт} \times \text{год/т}, \quad (7.33)$$

де $D_{\text{м}}$ – діаметр млина, який прийнято у проєкті, м; $W_{\text{пр}}$ – питомі витрати електроспоживання для млина, що прийнято у проєкті.

3.1. Розраховують потужність кульового млина, який працює у відкритому циклі:

$$N_{\text{к}} = 3,82 \times \delta_{\text{к}} \times D^{2,3} \times l \times k_{\varphi} \times k_{\psi}, \quad (7.34)$$

де $N_{\text{к}}$ – потужність кульового млина на валу шестерні вінцевої передачі, кВт; $\delta_{\text{к}}$ – насипна щільність кульового завантаження, т/м³ (4,15-4,65 т/м³); D – діаметр барабану млина без футерування, м; l – довжина барабану млина, м; k_{φ} – коефіцієнт, що враховує заповнення барабану млина кулями 35-45 %, ч.од. ($k_{\varphi} = 0,35 \dots 0,45$); k_{ψ} – коефіцієнт, що враховує відносну частоту обертання млина ($k_{\psi} = 0,49 \dots 0,82$).

Для кульових млинів, що працюють у замкненому циклі з класифікацією, рудно-галькових, млинів самоподрібнення та напівсамоподрібнення уводиться підвищуючий множник (збільшуючий коефіцієнт) – 1,15.

3.2. Розраховують потужність стрижневих млинів:

$$N_{\text{с}} = 1,37 \times \delta_{\text{с}} \times D^{2,33} \times l \times k_{\varphi} \times k_{\psi}, \quad (7.35)$$

де $N_{\text{с}}$ – потужність стрижньового млина на валу шестерні вінцевої передачі, кВт; $\delta_{\text{с}}$ – насипна щільність стрижньового завантаження, т/м³ (5,6-6,25 т/м³); D – діаметр барабану млина без футерування, м; l – довжина барабану млина, м; k_{φ} – коефіцієнт, що враховує заповнення барабану млина стрижнями 30-35 %, ч.од. ($k_{\varphi} = 0,3 \dots 0,35$); k_{ψ} – коефіцієнт, що враховує відносну частоту обертання млина ($k_{\psi} = \frac{n \times \sqrt{D}}{42,3}$), n – частота обертання барабану, хв⁻¹.

4. Визначають продуктивність млина, що обрали у проєкті:

$$Q_{\text{м}} = \frac{N_{\text{пр}}}{W_{\text{уточ}}}, \quad (7.36)$$

де $Q_{\text{м}}$ – продуктивність млина, що обрали у проєкті, т/год; $N_{\text{пр}}$ – потужність млина, що прийнято у проєкті, кВт; $W_{\text{уточ}}$ – уточнені витрати електроенергії на подрібнення, кВт×год/т.

5. Визначають розрахункову кількість млинів $n_{\text{м}}$:

$$n_m = \frac{Q_{ж}}{Q_m}, \quad (7.37)$$

де $Q_{ж}$ - продуктивність млинів за вихідним живленням, т/год Q_m - продуктивність млина, що обрали у проєкті, т/год.

6. Виконують перевірку млина на пропускну властивість:

$$\frac{Q_{заг}}{V_m} < 12, \text{ т}/(\text{м}^3 \times \text{год}) \quad (7.38)$$

де $Q_{заг}$ – загальне навантаження на млин, т /год; V_m – об’єм млина, м³.

Визначення кількості млинів в окремих стадіях подрібнення.

При подрібненні у дві стадії попередньо визначається загальна кількість млинів для двох стадій. Для цього спочатку розраховується середня питома продуктивність для двох стадій або ефективність подрібнення. Після цього визначається загальний об’єм млинів та їх загальна кількість. Якщо подрібнення еталонної руди на фабриці виконується у дві стадії, то розраховується середня питома продуктивність млинів, які працюють. Якщо на діючій фабриці в окремих стадіях встановлено млини різних типорозмірів, то для розрахунків середньої фактичної продуктивності необхідно спочатку розрахувати загальний приведений до визначеного типу та визначеного діаметру об’єм млинів у роботі. Наприклад, якщо у першій стадії встановлено млин з розвантаженням через решітку діаметром D_1 та об’ємом V_1 , а в другій стадії млин з центральним розвантаженням діаметром D_2 та об’ємом V_2 , то загальний об’єм приведений до розміру D_2 і типу млинів з центральним розвантаженням буде визначатися за формулою:

$$V_{з.п.} = V_1 \times K_T \times \left(\frac{D_1}{D_2}\right)^{0,5} + V_2, \quad (7.39)$$

де K_T — коефіцієнт, який враховує різницю у типі млинів. Наприклад у прикладі, що розглядаємо, $K_T = 1,15$.

Якщо на діючій фабриці подрібнення виконується в одну стадію, а на проєктуемій - в дві, то в розрахункові формули питомої продуктивності подрібнення вводиться поправочний коефіцієнт 1,05-1,10, який враховує, що при двохстадіальній схемі продуктивність млинів та ефективність подрібнення підвищується на 5-10%.

7.5. Класифікатори

Для класифікації продуктів подрібнення застосовуються спіральні класифікатори, гідроциклони та грохоти.

Механічні (спіральні) класифікатори в силу їх великої металоємності, високої вартості та значних габаритів, що вимагають більших виробничих площ, повинні застосовуватися тільки у виняткових випадках при особливих умовах (для грубої класифікації в схемі із двох стадіальною класифікацією, а також при

великому виході верхнього продукту бутар). У загальному випадку для грубої класифікації при виборі між спіральним класифікатором більших габаритних розмірів і грохотом перевагу варто віддавати працездатному грохоту.

Розрахунок спірального класифікатора здійснюється за здатністю спіралей з урахуванням заданого циркуляційного навантаження транспортувати піски у циклі подрібнення і за об'ємом пульпи в зливні класифікатора, що забезпечує задану крупність розділення матеріалу.

Продуктивність (т/год.) за зливом класифікатора з не зануреною спіраллю визначається за емпіричною формулою:

$$Q = 4,56 \cdot m \cdot K_{\beta} \cdot K_{\delta} \cdot K_c \cdot K_{\alpha} \cdot D^{1,765}, \quad (7.40)$$

де m – число спіралей; K_{β} – поправка на крупність зливу; K_{δ} – поправка на щільність руди; K_c – поправка на розрідження зливу; K_{α} – поправка на кут нахилу класифікатора.

Поправка на крупність зливу (табл. 7.8) обирається за однією із взаємозалежних між собою характеристик крупності твердої фази зливу: номінальна крупність, вміст контрольних класів крупності.

Таблиця 7.8 – Значення коефіцієнта K_{β}

Параметри	Номінальна крупність зливу, мм								
	1,17	0,83	0,59	0,42	0,3	0,21	0,15	0,1	0,074
β^{-74}	17	23	31	41	53	65	78	88	95
β^{-45}	11	15	20	27	36	45	50	72	83
R _{2,7} (базисне)	1,3	1,5	1,6	1,8	2	2,33	4	41,5	5,7
P	43	40	38	36	33	30	20	18	16,5
K_{β}	2,5	2,37	2,19	1,96	1,7	1,41	1	0,67	0,46

Цю крупність зливу можна одержати при певному сполученні режимних параметрів класифікатора, головним чином, при певному співвідношенні фаз у суспензії, що характеризується розведенням (розрідженням) зливу, рівного відношенню (за масою) рідкої і твердої фаз, або масової частки твердої фази. Ці характеристики є базовими, оскільки отримані при випробуваннях класифікатора, що переробляє руду із щільністю 2,7 т/м³.

Поправка на розрідження зливу обирається із співвідношення необхідного за технологією RT та базисного R_{2,7} розведення зливу, такої ж щільності руди, що переробляється (табл. 7.9).

Продуктивність класифікатора за зливом залежить від площі дзеркала пульпи, що визначається шириною корита класифікатора та кутом його нахилу, тому значення поправки на кут нахилу збільшується зі зменшення значення цього кута (табл. 7.10).

Значення поправки на щільність руди дорівнює відношенню щільності руди, що переробляється до базової щільності:

$$K_{\delta} = \delta / 2,7. \quad (7.41)$$

Таблиця 7.9 – Значення виправлення на розведення зливу K_c

$\delta, \text{т/м}^3$	RT/R _{2,7}						
	0,4	0,6	0,8	1,0	1,2	1,5	2
2,7	0,6	0,73	0,86	1,0	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	1,2	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	1,0	1,22	1,45	1,66	1,99	2,56
5,5	0,83	1,07	1,32	1,57	1,81	2,18	2,81

Таблиця 7.10 – Значення поправки на кут нахилу корита класифікатора K_α

α	14	15	16	17	18	19	20
K_α	1,12	1,1	1,06	1,03	1,0	0,97	0,94

Продуктивність (т/год.) спіральних класифікаторів по пісках:

$$Q = 5,45 \cdot m \cdot D^3 \cdot n \cdot \frac{\delta}{2,7} \cdot K_\alpha, \quad (7.42)$$

де n – частота обертання спіралей, 1/хв.

При збагаченні залізних руд такий розрахунок дає занижене значення продуктивності спіральних класифікаторів за зливом та повинен розглядатись як орієнтовний.

Уточнений розрахунок продуктивності спірального класифікатора за зливом доцільно здійснювати за питомою продуктивністю класифікатора, відповідно до еталонного, скорегованою до умов роботи класифікатора, що проектується:

$$Q_c = q \times F, \quad (7.43)$$

де q – питома продуктивність класифікатора, що дорівнює відношенню продуктивності за твердою фазою зливу до площі дзеркала пульпи; F – площа дзеркала пульпи класифікатора, яка залежить від його типорозміру та кута нахилу.

Питома продуктивність класифікатора за зливом складає:

$$q = \frac{Q_c}{F} = \frac{d_{50}^2 \cdot \delta \cdot (\delta - \Delta) \cdot g \cdot f(c_V)}{18 \cdot \mu}, \quad (7.44)$$

де $f(c_V)$ – функція концентрації твердої фази у зливні класифікатора

$$f(c_V) = c_V \cdot (1 - c_V) \cdot [1 - c_V \cdot (1 + \lambda \cdot s)]^3 \left(1 - \sqrt[3]{1,6 \cdot (1 + \lambda \cdot s)}\right); \quad (7.45)$$

c_V – об’ємна концентрація твердої фази у зливі класифікатора; λ – товщина пограничного шару рідини на поверхні частинок твердої фази; s – питома поверхня частинок твердої фази зливу; δ – щільність частинок твердої фази; Δ – щільність рідкої фази; g – прискорення сили тяжіння; d_{50} – гранична крупність розділення у класифікаторі.

Необхідна гранична крупність розділення, визначається в залежності від гранулометричного складу початкового продукту класифікації та сепараційної характеристики цього процесу. Для спіральних класифікаторів граничну крупність можна визначати за наступною емпіричною залежністю:

$$d_{50} = 0,0001 \cdot \beta^2 - 0,0238 \cdot \beta + 1,2295 \quad (7.46),$$

де β – вміст класу менше 0,07 мм у зливі класифікатора.

Об’ємна концентрація твердої фази складає:

$$c_V = \frac{1}{1 + \frac{1-p}{p} \cdot \frac{\delta}{\Delta}} = \frac{1}{1 + R \cdot \frac{\delta}{\Delta}} \quad (7.47)$$

$$R = \frac{1-p}{p}, \quad (7.48)$$

де p – масова частка твердої фази у зливі; R – розрідження зливу (відношення маси рідкої фази до маси твердої фази).

Функція концентрації для спіральних класифікаторів визначається за наступною емпіричною формулою:

$$f(c_V) = -11,36 \cdot c_V^4 + 12,21 \cdot c_V^3 - 4,4462 \cdot c_V^2 + 0,5837 \cdot c_V + 0,0014. \quad (7.49)$$

Перерахунок питомої продуктивності здійснюється за формулою:

$$q_n = q_{\text{э}} \frac{d_{50}^n \cdot \delta_n \cdot (\delta_n - \Delta) \cdot f_n(c_V)}{d_{50}^{\text{э}} \cdot \delta_{\text{э}} \cdot (\delta_{\text{э}} - \Delta) \cdot f_{\text{э}}(c_V)}. \quad (7.50)$$

Приклад перерахунку питомої продуктивності. За еталонний обрано спіральний класифікатор 2КСН-24×125, питома продуктивність якого у промислових умовах склала 2 т/(год·м²). Вміст класу менше 0,07 мм у зливі дорівнює 70,9%, масова частка твердого – 40%, Щільність руди – 3850 кг/м³. Треба розрахувати питому продуктивність такого ж класифікатора при отриманні зливу з вмістом класу менше 0,07 мм – 68,7% з масовою часткою твердого 42%. Щільність руди для класифікатора, що розраховується, складає 3800 кг/м³.

Для еталонного класифікатора:

$$R = \frac{1 - \frac{40}{100}}{\frac{40}{100}} = 1,5;$$

$$c_V = \frac{1}{1 + 1,5 \cdot \frac{3850}{1000}} = 0,1476;$$

$$d_{50} = 0,0001 \cdot 70,9^2 - 0,0238 \cdot 70,9 + 1,2295 = 0,0448 \text{ мм};$$

$$f(c_V) = -11,36 \cdot 0,1476^4 + 12,21 \cdot 0,1476^3 - 4,4462 \cdot 0,1476^2 + 0,5837 \cdot 0,1476 + 0,0014 = 0,02456$$

Для класифікатора, що проектується:

$$R = \frac{1 - \frac{41}{100}}{\frac{41}{100}} = 1,4390;$$

$$c_V = \frac{1}{1 + 1,4390 \cdot \frac{3800}{1000}} = 0,1546;$$

$$d_{50} = 0,0001 \cdot 68,7^2 - 0,0238 \cdot 68,7 + 1,2295 = 0,06641 \text{ мм};$$

$$f(c_V) = -11,36 \cdot 0,1546^4 + 12,21 \cdot 0,1546^3 - 4,4462 \cdot 0,1546^2 + 0,5837 \cdot 0,1546 + 0,0014 = 0,02400$$

Питома продуктивність класифікатора, що проектується, становить:

$$q = 2 \cdot \frac{0,06641^2 \cdot 3800 \cdot (3800 - 1000) \cdot 0,02400}{0,0448^2 \cdot 3850 \cdot (3850 - 1000) \cdot 0,02456} = 4,17 \text{ т}/(\text{ч} \cdot \text{м}^2).$$

Кінцевий типорозмір спірального класифікатора визначається відповідно до самопливного його сполучення (замкнення) з млином.

7.6. Гідроциклони

Для розподілу за крупністю 50% матеріалу із вмістом менше 0,074 мм і більше доцільне застосовувати гідроциклони.

Гідроциклони також необхідно застосовувати для розділення живлення на піскову та шламову фракцію при роздільному збагаченні пісків і шламів, зневоднюванні продуктів збагачення, а також в операціях знешламлення. Для класифікації грубозернистої пульпи переважно застосовуються гідроциклони більших діаметрів, для тонкозернистої пульпи – менших діаметрів.

Основними технологічними параметрами при виборі гідроциклонів є:

- продуктивність за початковим живленням;
- масова частка твердого у живленні;
- щільність матеріалу, що класифікується;
- крупність граничних зерен у зливі;
- тиск пульпи на вході в гідроциклон;
- діаметр гідроциклона;
- діаметри отворів живильного, шламового (зливного) і піскової насадки.

Розрахунок кількості гідроциклонів здійснюється згідно з їх масовою та об'ємною продуктивністю. Кількість гідроциклонів у порівнянні із розрахунком необхідно збільшувати: при одній працюючій батареї на секції в даній операції на 100%, при двох працюючих батареях на – 50%.

Об'ємна продуктивність гідроциклону залежить від діаметра його циліндричної частини D , діаметрів вхідного d_6 (еквівалентний) та зливного d_3 насадків, кута конусності α та напору пульпи на вході H .

$$V = 650 \cdot k_\alpha \cdot k_D \cdot k_\epsilon \cdot k_3 \cdot D^2 \cdot \sqrt{2 \cdot g \cdot H}, \text{ м}^3/\text{год.}, \quad (7.51)$$

де k_α – поправка на кут конусності (для $\alpha = 20^\circ$ $k_\alpha = 1$, для $\alpha = 10^\circ$ $k_\alpha = 1,15$); $k_D = 0,8 + \frac{1,2}{1+0,1 \cdot D}$ – поправка на діаметр гідроциклону; $k_B = \frac{d_B}{D}$ – конструктивний параметр, рівний відношенню еквівалентного діаметру насадці на вхідному отворі до діаметра гідроциклону; $k_3 = \frac{d_3}{D}$ – конструктивний параметр, рівний відношенню діаметру насадці на зливній частині гідроциклону до діаметра гідроциклону; $g = 9,81 \text{ м/с}^2$ – прискорення сили тяжіння; H – напір пульпи на вході в гідроциклон, м;

Масова продуктивність гідроциклону:

$$Q = \frac{V \cdot c_V \cdot \delta}{1000}, \text{ т/год.}, \quad (7.52)$$

де c_V – об'ємна концентрація твердої фази у живленні гідроциклону; δ – щільність твердої фази, кг/м^3 .

Технологічний розрахунок гідроциклонів полягає у визначенні показників їх роботи при заданих конструктивних і режимних параметрах та властивостях матеріалу, що класифікується.

Зернистий матеріал, що поступає на класифікацію до гідроциклонів, є полідисперсним та являє собою полікомпонентну систему з частинок різної щільності. Тому кожен i -й клас крупності слід розглядати як такий, що складається з j фракцій щільності, а склад вихідного матеріалу можна охарактеризувати виходами i -х фракцій крупності у j -х фракціях щільності γ_{ij} та вмістом j -х фракцій щільності α_j .

Вилучення вузької фракції частинок ϵ_{ij} визначається сепараційною характеристикою гідроциклону $\epsilon(d)$, яка являє собою залежність ймовірності вилучення до зливу частинок від їхньої крупності.

Для кожного класу, розміри частинок якого обмежені мінімальною крупністю d_{i-1} і максимальною крупністю d_i розраховуються відповідні вилучення ϵ_{i-1} та ϵ_i . Середнє значення вилучення цього класу до зливу, з урахуванням лінійної залежності сепараційної характеристики та розподілу частинок для діапазону крупності, що розглядається, дорівнює:

$$\bar{\epsilon}_{ij} = \frac{\epsilon_{ij} + \epsilon_{(i-1)j}}{2}. \quad (7.53)$$

Вихід твердої фази зливу складе:

$$\gamma_c = \sum_{j=1}^{n_2} \alpha_i \cdot \sum_{i=1}^{n_1} \gamma_{ij} \cdot \bar{\varepsilon}_{ij}, \quad (7.54)$$

де n_1 – кількість класів крупності; n_2 – кількість фракцій щільності.

Позначивши порядковий номер класу крупності, що відповідає розміру отвору контрольного сита, через n_3 , формула для розрахунку вмісту в зливні частинок, крупністю менше заданої прийме вид:

$$\beta_3 = \frac{1}{\gamma_3} \cdot \sum_{j=1}^{n_2} \alpha_i \cdot \sum_{i=1}^{n_3} \gamma_{ij} \cdot \bar{\varepsilon}_{ij}. \quad (7.55)$$

Гранулометричний склад зливу буде характеризуватись виходами i -х класів крупності:

$$\gamma_i^3 = \frac{1}{\gamma_3} \cdot \sum_{j=1}^{n_2} \alpha_j \cdot \gamma_{ij} \cdot \bar{\varepsilon}_{ij}. \quad (7.56)$$

Концентрація твердої фази в продуктах класифікації визначається балансом твердої фази та рідини в гідроциклоні:

$$c_3 \cdot V_3 + c_n \cdot V_n = c_6 \cdot (V_3 + V_6), \quad (7.57)$$

де c_3, c_n, c_6 – концентрація твердої фази в зливні, пісках та у живленні гідроциклону, кг/м³; V_3, V_n, V_6 , – об'ємні витрати пульпи через зливний патрубок, піскову насадку та отвір для живлення, м³/с.

З поняття виходу зливу слідує:

$$\gamma_3 = \frac{c_3 \cdot V_3}{c_6 \cdot (V_3 + V_n)} = \frac{c_c}{c_6 \cdot (\nu + 1)}, \quad (7.58)$$

звідки концентрація твердої фази в зливні:

$$c_3 = c_6 \cdot \gamma_3 \cdot (\nu + 1), \quad (7.59)$$

в пісках:

$$c_n = c_6 \cdot (1 - \gamma_3) \cdot \frac{\nu + 1}{\nu}, \quad (7.60)$$

де ν – співвідношення об'ємних розходів пульпи через піскову насадку та зливний патрубок.

Щільність зливу або пісків Δ_k визначається концентрацією у цих продуктах твердої фази c_k , щільністю рідкої Δ та компонентів твердої δ_i фаз:

$$\Delta_k = \Delta + \left(1 - \frac{\Delta}{\sum_{j=1}^{n_2} \alpha_j \cdot \delta_j} \right) \cdot c_k. \quad (7.61)$$

Сепараційна характеристика гідроциклону залежить від сукупності його конструктивних і режимних параметрів та для частинок крупністю менші 0,050 мм дорівнює:

$$\varepsilon_j = \frac{1}{1 + v \cdot \exp(P_j \cdot d^2)}; \quad (7.62)$$

для частинок крупністю більші 0,050 мм:

$$\varepsilon_j = \frac{1}{1 + v \cdot \exp(P_j \cdot d^{1,829})}; \quad (7.63)$$

де d – крупність частинок, мкм; P_j – показник експоненти, що визначається формулою:

$$P_j = \frac{K \cdot W \cdot \theta^3 \cdot (\delta_j - \Delta) \cdot (k_3^{-\lambda} - 1)}{U_0 \cdot \mu}, \quad (7.64)$$

K – константа, яка рівна $6,4815 \cdot 10^{-12}$ для частинок крупністю менше 0,050 мм та $8,5388 \cdot 10^{-12}$ для частинок крупністю більше 0,050 мм;

$W = \sqrt{\left(\frac{2 \cdot U_0^2}{D}\right)^2 + g^2}$ – середнє значення прискорення твердих частинок у гідроциклоні, м/с²;

$\theta = 1 - c_v$ – коефіцієнт розрихлення твердої фази в пульпі на вході в гідроциклон; δ_j – щільність j -ї мінеральної фракції, кг/м³;

$U_0 = 0,583 \cdot \frac{k_3}{k_b} \cdot \sqrt{H}$ – швидкість закручення потоку пульпи в гідроциклоні, м/с; λ – показник ступеню, рівний 1,5 для частинок крупністю менше 0,050 мм та 1,386 для частинок крупністю більше 0,050 мм; μ – коефіцієнт динамічної в'язкості води, рівний 0,001 Па·с.

Орієнтовно співвідношення об'ємних витрат пульпи через піскову насадку та зливний патрубок визначається:

$$v = \frac{C \cdot H - H_n}{\sqrt{B^2 \cdot C \cdot H + H \cdot H_n \cdot (B^2 - C) - H_n}}; \quad (7.65)$$

$$B = 0,64 \cdot d_g \cdot \frac{d_3}{d_n^2}; \quad (7.66)$$

$$C = 0,057 \cdot \left(\sum \zeta + \lambda_c \cdot \frac{l_c}{d_c^2} \right) \cdot \frac{d_g^2}{d_3^2}; \quad (7.67)$$

де H – напір пульпи на вході в гідроциклон, м; H_n – відстань від виходу із зливної труби до піскової насадки, м; d_{pm} , d_{cm} , d_n – діаметри вхідного отвору

(еквівалентний), зливної труби та піскової насадки, m ; $\sum \zeta$ – сума коефіцієнтів місцевих втрат напору у зливному тракті; l_c – довжина зливного тракту, м.

Для існуючих конструкцій гідроциклонів втрати напору на транспортування у зливному тракті незначні, а сума коефіцієнтів місцевих втрат напору складає 2,5. У більш точних розрахунках вказану величину слід приймати, виходячи з конструктивних особливостей гідроциклонів та умов його розміщення.

Приклад розрахунку. Класифікації у гідроциклоні діаметром 710 мм підлягає злив млина третьої стадії збагачення магнетитових кварцитів. Тверда фаза включає 95% зерен магнетиту і його багатих зростків з кварцом (магнітна фракція при магнітному аналізі) та 5% зерен кварцу та його бідних зростків з магнетитом (немагнітна фракція). Щільність зерен магнітної фракції $\delta_1 = 4900 \text{ кг/м}^3$, немагнітної – $\delta_2 = 2700 \text{ кг/м}^3$.

Гранулометричний склад вихідного продукту наведено у табл. 7.11.

Таблиця 7.11 – Гранулометричний склад вихідного продукту

Класи крупності, мкм	Вихід класів крупності у продуктах, фракціях, %		
	вихідний	магнітна	немагнітна
+560 –1000	0,11	0,10	0,20
+210 –560	0,84	0,80	1,60
+140 –210	1,56	1,43	4,00
+70 –140	2,11	1,97	4,80
+50 –70	6,93	7,10	3,70
+40 –50	18,71	18,60	20,70
–40	69,75	70,00	65,00
Разом:	100,00	100,00	100,00

Конструктивні та режимні параметри гідроциклонів, що розраховується, наступні:

кут конусності – 20° ;

діаметр вхідного отвору (еквівалентний) $d_e = 0,15 \text{ м}$;

діаметр зливного насадка $d_z = 0,2 \text{ м}$;

напір пульпи на вході до гідроциклонів $H = 25 \text{ м}$;

масова частка твердої фази у живленні $p = 25\%$;

щільність рідкої фази $\Delta = 1000 \text{ кг/м}^3$;

співвідношення об'ємних розходів пульпи через пісковий і зливний насадки $\nu = 0,1$;

коефіцієнт динамічної в'язкості рідкої фази $\mu = 1,21 \cdot 10^{-3} \text{ Па} \cdot \text{с}$.

Середня щільність твердої фази на вході до гідроциклонів:

$$\delta = \sum_{j=1}^{n_2} \alpha_j \cdot \delta_j = \frac{95}{100} \cdot 4900 + \frac{5}{100} \cdot 2700 = 4660 \text{ кг/м}^3.$$

Коефіцієнт розрихлення твердої фази на вході до гідроциклонів:

$$\theta = 1 - \frac{1}{1 + \frac{1-p}{p} \times \delta} = 1 - \frac{1}{1 + \frac{100-25}{25} \times 4660} = 0,9305.$$

Швидкість закручення потоку суспензії у гідроциклоні:

$$u_0 = 0,583 \times d_3 \cdot \frac{\sqrt{H}}{d_{nm}} = 0,583 \cdot 0,2 \cdot \frac{\sqrt{25}}{0,15} = 3,89 \text{ м/с.}$$

Середнє значення прискорення твердих частинок:

$$W = \sqrt{\left(\frac{2 \cdot u_0^2}{D_0}\right)^2 + g^2} = \sqrt{\left(\frac{2 \cdot 3,89^2}{0,71}\right)^2 + 9,81^2} = 43,72 \text{ м/с}^2.$$

Показник експоненти:

– для частинок магнітної фракції крупністю менше 50 мкм

$$P_1 = \frac{K \cdot W \cdot \Theta^3 \cdot (\delta_1 - \Delta) \cdot (k_3^{-1,5} - 1)}{U_0 \cdot \mu} =$$

$$= \frac{6,4815 \cdot 10^{-12} \cdot 43,72 \cdot 0,9305^3 \cdot (4900 - 1000) \cdot (0,2817^{-1,5} - 1)}{3,48 \cdot 1,21 \cdot 10^{-3}}$$

$$= 1,579 \cdot 10^{-3};$$

– для частинок немагнітної фракції крупністю менше 0,050 мм

$$P_2 = \frac{K \cdot W \cdot \Theta^3 \cdot (\delta_2 - \Delta) \cdot (k_3^{-1,5} - 1)}{U_0 \cdot \mu} =$$

$$= \frac{6,4815 \cdot 10^{-12} \cdot 43,72 \cdot 0,9305^3 \cdot (2700 - 1000) \cdot (0,2817^{-1,5} - 1)}{3,48 \cdot 1,21 \cdot 10^{-3}} = 1,093 \cdot 10^{-3};$$

магнітної фракції крупністю більше 50 мкм

$$P_1 = \frac{K \cdot W \cdot \Theta^3 \cdot (\delta_1 - \Delta) \cdot (k_3^{-1,386} - 1)}{U_0 \cdot \mu} =$$

$$= \frac{8,5388 \cdot 10^{-12} \cdot 43,72 \cdot 0,9305^{1,829} \cdot (4900 - 1000) \cdot (0,2817^{-1,386} - 1)}{3,48 \cdot 1,21 \cdot 10^{-3}} = 1,4276 \cdot 10^{-3};$$

частинок немагнітної фракції крупністю більше 50 мкм

$$P_2 = \frac{K \cdot W \cdot \Theta^3 \cdot (\delta_2 - \Delta) \cdot (k_3^{-1,386} - 1)}{U_0 \cdot \mu} =$$

$$= \frac{8,5388 \times 10^{-12} \cdot 43,72 \cdot 0,9305^{1,829} \cdot (2700 - 1000) \cdot (0,2817^{-1,386} - 1)}{3,48 \cdot 1,21 \cdot 10^{-3}}$$

$$= 9,8795 \cdot 10^{-4}.$$

Покажемо розрахунок вилучення до зливу класу крупності 0...0,040 мм:

– для частинок магнітної фракції крупністю 0 мм

$$\varepsilon_{01} = \frac{1}{1 + v \cdot \exp(P_1 \cdot d^2)} = \frac{1}{1 + 0,1 \cdot \exp(1,579 \cdot 10^{-3} \cdot 0^2)} = 0,9091;$$

для частинок магнітної фракції крупністю 0,040 мм

$$\varepsilon_{11} = \frac{1}{1 + v \cdot \exp(P_1 \cdot d^2)} = \frac{1}{1 + 0,1 \cdot \exp(1,579 \cdot 10^{-3} \cdot 0,040^2)} = 0,4442;$$

– середнє вилучення частинок магнітної фракції до зливу

$$\bar{\varepsilon}_{11} = \frac{E_{11} - E_{01}}{2} = \frac{0,9091 - 0,4442}{2} = 0,6766;$$

– для частинок немагнітної фракції крупністю 0 мм

$$\varepsilon_{02} = \frac{1}{1 + v \cdot \exp(P_2 \cdot d^2)} = \frac{1}{1 + 0,1 \cdot \exp(1,4276 \cdot 10^{-3} \cdot 0^2)} = 0,9091;$$

– для частинок немагнітної фракції крупністю 0,040 мм

$$\varepsilon_{12} = \frac{1}{1 + v \cdot \exp(P_2 \cdot d^2)} = \frac{1}{1 + 0,1 \cdot \exp(1,4276 \cdot 10^{-3} \cdot 0,040^2)} = 0,6351;$$

– середнє вилучення частинок немагнітної фракції до зливу

$$\bar{\epsilon}_{12} = \frac{E_{12} - E_{02}}{2} = \frac{0,9091 - 0,6351}{2} = 0,7721.$$

Для інших класів крупності розрахунок здійснюється аналогічно і його результати наведені в табл. 7.12.

Таблиця 7.12 – Результати розрахунку гідроциклону

d, мкм		Магнітна фракція					Немагнітна фракція				
di-1	di	Ei-1	Ei	E _{mi}	γi1	γi1 E _{mi}	Ei-1	Ei	E _{ni}	γi2	γi2 E _{ni}
560	1000	0,0000	0,0000	0,0000	0,1	0,00	0,0000	0,0000	0,0000	0,2	0,00
210	560	0,0000	0,0000	0,0000	0,8	0,00	0,0000	0,0000	0,0000	1,6	0,00
140	210	0,0000	0,0000	0,0000	1,43	0,00	0,0024	0,0000	0,0012	4	0,00
70	140	0,0091	0,0001	0,0046	1,97	0,01	0,4904	0,0024	0,2464	4,8	1,18
50	70	0,2199	0,2535	0,2367	7,1	1,68	0,7383	0,4904	0,6144	3,7	2,27
40	50	0,4442	0,1617	0,3030	18,6	5,64	0,6351	0,3942	0,5146	20,7	10,65
0	40	0,9091	0,4442	0,6766	70	47,37	0,9091	0,6351	0,7721	65	50,18
Разом:					100	54,68				100	64,29

Вихід твердої фази зливу дорівнює:

$$\begin{aligned} \gamma_3 &= \sum_{j=1}^{n_2} \alpha_j \sum_{i=1}^{n_1} \gamma_{ij} \bar{E}_{ij} \\ &= \frac{95}{100} \cdot (0,01 + 1,68 + 5,64 + 47,37) + \frac{5}{100} \\ &\quad \cdot (1,18 + 2,27 + 10,65 + 50,18) = 55,16\% \end{aligned}$$

Вміст у зливі частинок крупністю менше 0,050 мм: $\beta_c = \frac{1}{\gamma_3} \sum_{j=1}^{n_2} \alpha_j \sum_{i=1}^{n_3} \gamma_{ij} \bar{E}_{ij} = \frac{1}{55,17} \cdot \left[\frac{95}{100} \cdot (5,64 + 47,37) + \frac{5}{100} \cdot (10,65 + 50,18) \right] = 96,79\%$

Масова концентрація твердої фази у вихідній пульпі:

$$c_g = 1000 \cdot (1 - \theta) \cdot \delta = 1000 \cdot (1 - 0,9305) \cdot 4460 = 310,15 \text{ кг/м}^3.$$

Масова концентрація твердої фази у зливі:

$$c_3 = c_g \cdot \gamma_3 \cdot (v + 1) = 310,15 \cdot \frac{55,17}{100} \cdot (0,1 + 1) = 188,22 \text{ кг/м}^3.$$

Масова концентрація твердої фази в пісках:

$$c_n = c_g \cdot (1 - \gamma_3) \cdot \left(1 + \frac{1}{v}\right) = 310,15 \cdot \left(1 - \frac{55,17}{100}\right) \cdot \left(1 + \frac{1}{0,1}\right) = 1529,74 \text{ кг/м}^3.$$

Щільність пульпи зливу:

$$\Delta_3 = 1000 + \left(1 - \frac{1000}{\delta}\right) \cdot c_c = 1000 + \left(1 - \frac{1000}{4460}\right) \cdot 188,22 = 1146,00 \text{ кг/м}^3.$$

Масова доля твердого у зливі:

$$p_3 = \frac{c_3}{\Delta_3} = \frac{188,22}{1146,00} \cdot 100 = 16,42\%.$$

Щільність пульпи пісків:

$$\Delta_n = 1000 + \left(1 - \frac{1000}{\delta}\right) \cdot c_n = 1000 + \left(1 - \frac{1000}{4460}\right) \cdot 1529,74 = 2186,75$$

кг/м³.

Масова доля твердого в пісках:

$$p_n = \frac{c_n}{\Delta_n} = \frac{1146,02}{2186,52} \cdot 100 = 69,96\%.$$

Напір пульпи на вході до гідроциклону визначається шляхом сумісного рішення рівнянь напірних характеристик насосу, що використовується, та нагнітального трубопроводу з батареєю гідроциклонів.

Вибір типорозміру гідроциклонів та їх кількості у батареї слід визначати виходячи з принципу мінімізації енерговитрат, раціональних компоновальних рішень та забезпечення основних технологічних функцій – забезпечення необхідної крупності твердої фази зливу і масової частки твердого в пісках для ефективної роботи млина.

Розраховані гідроциклони слід перевіряти за питомим навантаженням із пісків, що дорівнює кількості твердої фази пісків на одиницю площі піскового насадку:

$$q_n = \frac{4 \cdot Q_n}{\pi \cdot d_n^2}, \text{ т/(ГОД} \times \text{М}^2\text{)}. \quad (7.68)$$

Нормоване питоме навантаження за пісками повинно складати $(1 \dots 4) \cdot 10^4$ т/(ГОД \times М²).

7.7 Суспензійні сепаратори та суспензійні циклони

Для гравітаційного 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:

$$Q = q \times F \approx 0,8 \times q \times D^2, \text{ т/год} \quad (7.69)$$

де q – питоме навантаження (табл. 7.13), т/год \times м²; F – площа дзеркала суспензії, м²; D – діаметр сепаратора, м.

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. 7.13) на одиницю площі дзеркала суспензії:

$$Q = q \times F \approx 0,6 \times D^2, \text{ т/год}, \quad (7.70)$$

де q , F , D – питома навантаження (т/год \times м²), площа дзеркала суспензії (м²), діаметр сепаратора (м).

Суспензійні циклони застосовують збагачення руд у діапазоні крупності 0,3 - 6 мм та для збагачення важкозбагачуваного вугілля крупністю 0,5 - 13 мм і збагачення промпродуктів. Верхня межа крупності вугілля, збагачуваного у циклонах, становить 40 мм, нижня – 0,2 мм.

Таблиця 7.13 – Норми питомих навантажень суспензійних сепараторів

Руди	Крупність живлення, мм	Питома 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

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 Q по вихідному живленню визначається за формулою:

$$Q = 200 D^2, \text{ т/год} \quad (7.71)$$

де D – діаметр гідроциклону, м.

З урахуванням того, що співвідношення між живленням і суспензією по об'єму складає (1:2) – (1:3), можна визначити об'ємну продуктивність циклона.

7.8. Відсаджувальні машини

Для гравітаційного збагачення руд чорних, кольорових і благородних металів, вугілля, 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 руд 40 – 50 мм, для кам'яного вугілля 120 – 175 мм,. Нижня межа крупності залежить від густини мінералів, що розділяються: для руд чорних і кольорових металів 0,1 – 0,15 мм, для руд рідкісних металів 0,05 – 0,1 мм, для вугілля 0,3 – 0,5 мм.

Діафрагмові відсаджувальні машини 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 відсаженні 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.

На фабриках високої і середньої виробничої потужності переважно встановлюють безпоршневі відсаджувальні машини, що мають велику площу решіт і відповідно високу одиничну продуктивність. Ці машини застосовують для відсаження крупно- і середньовкраплених олов'яних, вольфрамових руд і руд рідкісних металів, кам'яного вугілля.

Продуктивність відсаджувальних машин визначається за нормами питомого навантаження на 1 м² решета. Продуктивність машини Q зростає зі збільшенням розбіжності в густині поділюваних мінералів і крупності живлення.

$$Q = q F, \text{ т/год}, \quad (7.72)$$

де q – питома навантаження, т/год×м² (табл. 7.14); F – площа відсаджувального решета, м².

7.9. 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, рідкіснометалічних, 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 перечищення концентратів.

Концентраційні столи випускаються одно-, три- і шестирусними.

Продуктивність концентраційних столів залежить від крупності живлення, відмінності в густині мінералів, які розділяють, і вимог до якості продуктів збагачення.

Таблиця 7.14 – Питомі навантаження відсаджувальних машин при збагаченні руд

Тип руди	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
		Те ж саме	5 - 7
Вольфрамові й олов'яні корінні руди	15 - 20	Бідний концентрат для подальшої обробки і відвальні відходи	4 - 6
		Чорновий концентрат і багаті відходи для подальшої обробки	7 – 12 і більш
Руди рідкісних металів розсипні	1 – 3	Бідний концентрат для подальшої обробки і відвальні відходи	5 - 10
		Те ж саме	10 - 20
Золотовмісні руди розсипні, корінні подрібнені	8 - 16	Чорновий концентрат з крупним золотом	20 - 50

Для операцій первинного збагачення руд з одержанням чорнових концентратів, промпродукту і відвальних відходів продуктивність концентраційного столу може бути розрахована за формулою:

$$Q = 0,1 \times m \times \delta_{\text{вих}} \times \left[\frac{F \times d_{\text{сер}} (\delta_T - 1)}{\delta_L - 1} \right]^{0,6}, \text{ Т/ГОД} \quad (7.73)$$

де m – число дек; $\delta_{\text{вих}}$, δ_T , δ_L – густина руди, важкого і легкого мінералів, т/м³; F – площа деки столу, м²; $d_{\text{сер}}$ – середньоарифметична крупність зерен у вихідному живленні, мм.

Продуктивність концентраційного столу, яка розрахована за формулою (7.56), 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.

7.10. Гвинтові сепаратори і гвинтові шлюзи

Сьогодні для збагачення руд та пісків застосовують три типи сепараторів: гвинтові сепаратори, гвинтові шлюзи і гвинтові концентратори.

Гвинтові сепаратори застосовуються для збагачення пісків, що містять цінні мінерали високої щільності (ільменіт, рутил, циркон та ін), а також для переробки корінних руд хромітів, алмазів, золотовмісних руд та пісків.

Верхня межа крупності зерен порожньої породи в живленні 15-20 мм, межі крупності корисних важких мінералів, що успішно витягуються на гвинтових сепараторах, 4-0,1 мм. Вихідне живлення необхідно знешламлювати. На корінних рудах гвинтові сепаратори встановлюються в основному циклі збагачення при живленні -2+0,1 мм.

Досконалі конструкції гвинтових сепараторів — одно-, дво- та трижолобові. Кожен жолоб сепаратора забезпечений пульпоприймачем. Дільник продуктів складається з відсікачів ножового типу та приймальних лійок для продуктів збагачення.

Гвинтові шлюзи ефективно працюють при потужності живлення -0,5 мм, при цьому успішно вилучається важка фракція крупністю -0,2+0,07 мм, -0,07+0,04 мм, -0,04+0,02 мм. Від гвинтових сепараторів шлюзи відрізняються кроком ринви, площею поперечного перерізу ринви. Гвинтові шлюзи призначені для концентрації тонкозернистих та грубошламистих рудних та розсипних матеріалів. Можуть застосовуватися також операції основної концентрації на продуктах гідравлічної класифікації та в операціях контрольної концентрації.

Гвинтові концентратори розроблені для збагачення крупнозернистих руд і пісків, що містять кольорові та рідкісні метали. Максимальний розмір часток у вихідному живленні –12 мм. Збагачення на цьому апараті ефективніше, коли вихідний матеріал розділений на класи -12+8, -8+4, -4+2 мм. Оригінальною конструкцією гвинтового концентратора є площа поперечного перерізу жолоба. Це еліпс, велика вісь якого зміщена щодо вертикалі на 0,36 рад у бік зовнішнього

борту. Крок ринви також відрізняється від кроку ринви гвинтового сепаратора і гвинтового шлюзу.

На роботу сепаратору значно впливає ступінь концентрації матеріалу, витрата змивної води. Зазвичай витрати змивної води вибираються 0,8-1 л/с. Гвинтові сепаратори і шлюзи застосовують для вилучення пито-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.

Гвинтові апарати не мають рухомих частин, не простоюють через механічні неполадки, економічні, тому що дають економію по площі та експлуатаційним витратам.

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.

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 сепараторів (шлюзів) визначається за формулою:

$$Q = k_0 \times \delta_{\text{вих}} \times D^2 \times t \times \left[\frac{d_{\text{max}}(\delta_{\text{T}}-1)}{\delta_{\text{Л}}-1} \right]^{0,5}, \text{ т/ГОД} \quad (7.74)$$

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} , $\delta_{\text{Л}}$ - густина руди, важкого і легкого мінералів, т/м³; D – діаметр спіралі жолоба, м; t – число жолобів; d_{max} – максимальна крупність пито-важких частинок у живленні, мм.

Середня продуктивність сепараторів за рудою приймається за табл. 7.15.

Для підрахунку загальної продуктивності гвинтового апарату Q_c цифру, взяту з таблиці $Q_{\text{табл}}$, множать на число жолобів n ($Q_c = Q_{\text{табл}} \times n$). Число сепараторів n_c розраховується шляхом поділу необхідної продуктивності операції збагачення на продуктивність одного сепаратора ($n_c = \frac{Q_{\text{оп}}}{Q_c}$).

Продуктивність гвинтового апарату можна розрахувати через питому продуктивність (т/(м²×год)). Для кожного типу руди існує оптимальна в технологічному відношенні питома продуктивність q (т/(м² год)), яку при крупності живлення від 2 до 0,044 мм можна визначити за формулою

$$q = K \times d_{\text{сеп}} \sqrt{\frac{\delta_g - 1000}{\delta_l - 1000}}, \quad (7.75)$$

де K - коефіцієнт, $K = 10-14$ (менше значення - при збагаченні дрібних матеріалів); $d_{\text{сеп}}$ - середньозважений розмір зерен матеріалу, що збагачується, мм; δ_g, δ_l - щільність важкого та легкого матеріалів, кг/м³.

Для визначення загальної продуктивності сепаратора значення q слід помножити на величину робочої поверхні сепаратора.

Таблиця 7.15 – Середня продуктивність гвинтових сепараторів і шлюзів (на один жолоб) для легкозбагачувальних руд і пісків

Тип руди	Максимальна крупність частинок важких мінералів, мм	Продуктивність (т/год) при діаметре жолоба, мм		
		1000	1500	2000
Каситеритова, $\rho_m = 7$ т/м ³	3,0	5,3	11,9	21,1
	2,0	4,3	9,7	17,2
	1,0	3,0	6,8	12,2
	0,5	2,2	4,8	8,6
	0,2	1,4	3,1	5,4
Титан-цирконієва, $\rho_m = 6$ т/м ³	3,0	4,8	10,8	19,3
	2,0	3,9	8,8	15,7
	1,0	2,8	6,3	11,0
	0,5	2,0	4,4	7,8
	0,2	1,2	2,8	5,0
Залізна, $\rho_m = 5$ т/м ³	3,0	5,3	11,8	21,0
	2,0	4,3	9,7	17,2
	1,0	3,0	6,8	12,1
	0,5	2,1	4,8	8,6
	0,2	1,4	3,1	5,4

7.11 Шлюзи

Шлюзи застосовують при збагаченні сировини, мінерали яких відрізняються за щільністю в рази. У потоці пульпи, що рухається по шлюзу, відбувається розшарування важких частинок по щільності і крупності. При русі матеріалу по дну шлюзу дія сил тертя на частинки посилюється штучною шорсткістю, створюваною трафаретами, які сприяють утворенню вертикальних вихрових потоків, що впливають на розшарування матеріалу. Прості за конструкцією концентраційні шлюзи застосовуються для вилучення з руд та пісків розсипних родовищ шляхетних та рідкісних металів. Залежно та умовами роботи стаціонарні шлюзи поділяються такі групи: шлюзи глибокого наповнення, які працюють на рядових, не підготовлених до збагачення пісках; шлюзи дрібного наповнення, що працюють на дезінтегрованих і расклассифицированных по крупності матеріалах; ворсисті шлюзи, що працюють на тонкозернистому матеріалі до 1 мм. Окрему групу за конструктивними ознаками складають рухомі шлюзи і шлюзи з рухомим уловлюючим покриттям. Шлюзи

спеціальних конструкцій, багатодічні, вібраційні, автоматизовані застосовують для збагачення «важких» тонкозернистих розсипів. Для реалізації методу магнітної сегрегаційної сепарації золотоносних техногенних пісків розроблено низку конструкцій, наприклад магнітосегрегаційні шлюзи. Для ефективного збагачення на шлюзах необхідно створювати умови, що забезпечують транспортування через всю довжину найбільших частинок порожньої породи, розпушування шару придонного частинок, осадження на дно частинок важкого мінералу. Зазначені умови визначаються параметрами потоку (висота, швидкість, вміст твердого), характеристикою покриттів, що уловлюють (тип, матеріал), інтервалами між виступами, а також довжиною жолоба і фізичними характеристиками частинок корисних компонентів і порожньої породи (великість, щільність, форма). Швидкість потоку і ступінь розрідження пульпи вибираються в залежності від максимальної крупності шматків матеріалу (табл. 7.16). Мінімальну висоту потоку пульпи h (мм) на шлюзах визначають з виразу

$$h = a \times d, \quad (7.76)$$

де a - коефіцієнт, що залежить від розміру шматків в збагачуваному матеріалі; d - максимальний розмір шматків у живленні шлюзу, мм.

Загальну ширину шлюзів B (м) визначають за заданою об'ємною продуктивністю зі співвідношення

$$B = \frac{V}{v \times h}, \quad (7.77)$$

де V - об'ємна продуктивність, м³/с; v - швидкість потоку пульпи, м/с; h - висота потоку, м.

Таблиця 7.16 - Параметри для розрахунку шлюзів залежно від крупності матеріалу

Показники	Максимальна крупність матеріалу, мм					
	6-12	12-25	25-50	50-100	100-200	более 200
Ж:Т (за об'ємом) R	8-10	10-12	12-14	14-16	16-20	16-20
Швидкість потоку, м/с	1,2-1,6	1,4-1,8	1,6-2,0	1,8-2,2	2,0-2,5	2,5-3,0
Коефіцієнт	2-2,2	1,7-2,0	1,5-1,7	1,3-1,5	1,2-1,3	1,0-1,3

Практично ширина одного шлюзу коливається від 0,4 до 1,5 м, частіше - в межах 0,6-0,8 м.

Якщо значення розрахункової ширини B (м) перевищує зазначені величини, встановлюється кілька працюючих шлюзів.

Витрата пульпи, що протікає через шлюз, визначають за формулою

$$V = Q_{ш} \times \frac{1+R}{\rho_m}, \quad (7.78)$$

де V - об'ємна продуктивність шлюзу, м³/с; $Q_{ш}$ - продуктивність шлюзу за тведим, т / с; R - розрідження пульпи за об'ємом (Ж: Т), що приймається за даними табл. 7.16; ρ_m - щільність твердого, т/м³.

Висоту ухилу на 1 м шлюзу i визначають за формулою

$$i = \frac{v^2}{C^2 \times R_r}, \quad (7.79)$$

де v - швидкість потоку, м/с; C - коефіцієнт, м^{1/2}×с ($C = \frac{87}{1+f\sqrt{R_r}}$), R_r - гідравлічний радіус потоку (відношення площі поперечного перерізу потоку до периметру змочення, м); f - коефіцієнт шорсткості; визначається за табл. 7.17.

Гідравлічний радіус R_r , (м) визначається за формулою:

$$R_r = \frac{h}{1 + \frac{2h}{B}}, \quad (7.80)$$

де h - Висота потоку, м; B - ширина шлюзу, м.

Середня швидкість потоку v (м/с) визначається за формулою, в якій позначення такі ж як вище.

$$v = C \times \sqrt{R_r}. \quad (7.81)$$

Довжину шлюзу l (м) можна визначити за формулою:

$$l = \frac{Q}{q} \times B, \quad (7.82)$$

де q - питома продуктивність шлюзу, т/(м² год); B - ширина шлюзу, м; Q - навантаження на шлюз, т/год.

Таблиця 7.17 - Коефіцієнт шорсткості f при різних наповненнях шлюзів

Гідравлічний радіус потоку R_r , м	Висота потоку, мм	Коефіцієнт шорсткості f	
		Графарет з кутової сталі	Панцирна сітка
0,005	5	-	1,880
0,010	10	-	0,780
0,014	15	0,397	0,615
0,018	20	0,360	0,534
0,023	25	0,350	0,500
0,028	30	0,344	0,490
0,031	35	0,335	0,485

При збагаченні золотих розсипів кут нахилу шлюзів становить 6-8°. При збагаченні олов'яних розсипів кут нахилу шлюзів становить 2-4°.

Допустимі питомі навантаження залежать від крупності і щільності мінералів, а також від допустимих втрат металу в хвостах. Під час розробки

золотих руд драгами питоме навантаження зазвичай становить 0,5-1,4 т ефелів на 1 м² поверхні шлюзу за 1 годину. При насипній масі ефелів 16 т/м³ це відповідає 0,8-2,2 т/(м² год). При збагаченні на шлюзах зливу класифікаторів або хвостів флотації на флотаційних фабриках для вилучення золота питомі навантаження становлять 0,5-1 т/(м²год).

При збагаченні на шлюзах дуже тонких класифікованих шламів, одержуваних при гравітаційному збагаченні олов'яних та вольфрамових корінних руд, орієнтовні навантаження по живленню для класу -70+40 мкм становлять 0,15 т/(м²год).

Продуктивність шлюзу з орбітальним рухом дек на один агрегат із площею дек 72 м² на шламах олов'яних руд становить 2,5 т/год або 0,035 т/(м²год).

На підставі обраного питомого навантаження підраховується необхідна загальна площа шлюзів $F_{необх}$ (м²):

$$F_{необх} = \frac{Q}{q}, \quad (7.83)$$

де Q - продуктивність за вихідним живленням шлюзів, т/год; q - питома продуктивність шлюзу, т / (м²год).

Кількість шлюзів $n_{шл}$ визначається за формулою:

$$n_{шл} = \frac{F_{необх}}{F}, \quad (7.84)$$

де F - площа одного типорозміру шлюзу, обраного в проекті з технічної характеристики.

7.12. 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 мінерали, 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.

Продуктивність конусних сепараторів визначається за формулою (7.85) залежно від крупності живлення, площі робочої поверхні верхнього конуса і відмінності в густині мінералів, які розділяються:

$$Q = k_K \times F \times d_{\text{ср}} \times \left[\frac{(\delta_T - 1)}{\delta_L - 1} \right], \text{ т/год,} \quad (7.85)$$

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; $d_{\text{ср}}$ – середньоарифметичний розмір зерен у живленні, мм.

7.13. 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. 7.18).

Таблиця 7.18 – Класифікація руд за промивністю

Ступінь промивності руд	Вміст глинистих фракцій, %	Число пластичності	Питомі витрати електроенергії на промивання, кВт·год/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

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.

Бутари і барабанні грохоти

Бутари 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 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.

Вібромийки

Вібромийки 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.

Похилі і горизонтальні коритні мийки

Коритні мийки 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 мійок варто віднести високу ефективність, надійність конструкції, невелику витрату води. Основними недоліками коритних мійок 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.

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:

$$Q = \frac{N \times \eta}{q}, \text{т/год} \quad (7.86)$$

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), кВт×год/т.

За другим методом для розрахунку продуктивності промивної машини використовують такі формули:

для скрубера

$$Q = \frac{60 \times V \times \varphi}{t}, \text{ т/год}, \quad (7.87)$$

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), хв.;

для двовальної похилої коритної мийки:

$$Q = \frac{30 \times \pi \times D^2 \times L \times \varphi \times k}{t}, \text{ т/год} \quad (7.88)$$

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:

$$Q = \frac{60 \times m \times \pi \times R^2 \times L \times \varphi}{t}, \text{ т/год} \quad (7.89)$$

де m – число промивних ванн; R – радіус ванни, м; φ – коефіцієнт заповнення ванни матеріалом ($\varphi = 0,6 - 0,7$); L – довжина ванни, м.

7.14. Магнітні сепаратори

Сепаратори для сухого збагачення руд

Доцільність сухої магнітної сепарації обґрунтовується технологічними дослідженнями та техніко-економічними розрахунками з урахуванням можливого використання відходів (хвостів).

Залежно від крупності збагачуваного матеріалу при сухій сепарації бажано застосовувати наступні типи сепараторів:

200...50 мм – шківові сепаратори;

50...15 мм – барабанні сепаратори з верхньою подачею матеріалу живлення;

менше 15 мм – барабанні сепаратори з нижньою подачею матеріалу живлення.

Продуктивність сепараторів визначають за масою руди, яку можна пропустити через робочий простір в одиницю часу, розглядаючи сепаратор як стрічковий конвеєр, але при дотриманні рівності сил тяжіння і конкуруючих з ними відриваючих сил. Питому продуктивність сепараторів з верхньою подачею для сухої сепарації можна визначити за рівністю:

$$Q = 3,6 \times a \times \gamma \times v \times \delta \times n \times d_{max}, \text{ т/(год} \times \text{м)} \quad (7.90)$$

де a – коефіцієнт, що враховує початковий вміст $\alpha_{m(\%)}$ в руді магнітних частинок: при $\alpha_m > 70\%$ $\alpha \approx 0,7$, при $\alpha_m \approx 50\%$ $\alpha \approx 1$ і при $\alpha_m < 30\%$ $\alpha \approx 1,3$; γ – коефіцієнт заповнення шару руди для класифікованого матеріалу,

$$\gamma = \frac{\pi(d_{max} - d_{min})}{6d_{max} \ln\left(\frac{d_{max}}{d_{min}}\right)} \quad (7.91)$$

для некласифікованого матеріалу $\gamma = 0,11 - 0,2$; d_{max} і d_{min} – відповідно верхня і нижня межі крупності, м; v – швидкість переміщення руди через робочу зону, м/с; δ – густина руди, кг/м³; n – число шарів, яке залежить від крупності руди: для сильномагнітних руд при $d_{max} > 25$ мм $n \approx 1$, при d_{max} від 25 до 8 мм $n \approx 1 \div 3$, при d_{max} від 8 до 2 мм $n \approx 3 \div 5$ і для руди < 2 мм $n \approx 5 \div 10$; для слабомагнітних руд крупністю < 3 мм $n \approx 1 \div 3$; h – середня висота шару руди ($h = \gamma \cdot n \cdot d_{max}$), м.

Приклад 1. Однобарабанный сепаратор ПБС-60/100 працює на магнетитовій руді крупністю $-40 + 8$ мм при $n = 1$, $a = 1$ і $\delta = 3\,500$ кг/м³.

Визначити його питому продуктивність, якщо магнітне тяжіння здатне утримувати концентрат при швидкості барабана $0,62$ м/с.

Знаходимо коефіцієнт заповнення шару руди за формулою (7.91):

$$\gamma = \frac{3,14(0,04 - 0,008)}{6 \cdot 0,04 \ln\left(\frac{0,04}{0,008}\right)} = 0,26.$$

Використовуючи значення v , n , a , δ і γ , знайдемо продуктивність сепаратора, як масу об'єму матеріалу, пропущеного за 1 годину на 1 м довжини барабана:

$$Q = 3,6a\gamma v \delta n d_{max} = 3,6 \times 1 \times 0,26 \times 0,62 \times 3500 \times 1 \times 0,04 = 81 \text{ т/(год} \cdot \text{м)}.$$

Ширина живлення у барабанных сепараторів зазвичай на $0,1$ м вужче довжини барабана. Враховуючи це, одержуємо, що його продуктивність на руді крупністю $-40 + 8$ мм складає $0,9 \cdot 81 = 73$ т/год.

При зменшенні крупності і магнітних властивостей руди питома продуктивність сухих сепараторів зменшується, і для збереження тієї ж загальної продуктивності машини необхідно відповідно збільшувати ширину живлення, а при слабомагнітних рудах – силу тяжіння й обертання.

Приклад 2. Продовжимо розрахунок для сепарації бурозалізнякової руди крупністю $-1 + 0,05$ мм з питомою сприйнятливістю 4×10^{-7} м³/кг і вмістом магнітної фракції $\alpha_m = 0,5$ на сепараторі ЕВС-10/100 з радіусом ролика $R = 0,05$ м і напруженістю поля 13×10^5 А/м. Знайти питому продуктивність у цих умовах.

Крок зубців ролика прийемо рівним потрібному діаметру найбільшого магнітного зерна, тобто $0,3$ см. Перетин зубців прийемо трикутним з кутом загострення 50° і радіусом закруглення, рівним 10% кроку, тобто $0,03$ см. Число зерен у шарі рівне 2. Коефіцієнт заповнення рудного шару $\gamma \approx 0,11$. Величина інших параметрів – наведена в попередньому прикладі.

Спочатку визначимо величину магнітної сили, що утримує зерна на ролику:

$$H_{gradH} = \frac{0,5 \cdot 0,25 S_1^2 H_0^2 c (0,5 S_1 - x)(1-c)}{[0,25 S_1^2 - c(0,5 S_1 - x)^2]},$$

де c – коефіцієнт для кроку $S_1 = 1$ см ($C = 0,3$). Підставивши у формулу значення $H_0 = 13 \times 10^5$ А/м; $S_1 = 0,3$ см = $0,003$ м, $x = 0,5 \cdot 10^{-3}$ м і $C = 0,3$, отримаємо:

$$H_{gradH} = \frac{0,5 \cdot 0,25 (3 \cdot 10^{-3})^2 (13 \cdot 10^5)^2 \cdot 0,3 (0,5 \cdot 3 \cdot 10^{-3} - 0,5 \cdot 10^{-3})(1-0,3)}{[0,25 (3 \cdot 10^{-3})^2 - 0,3 (0,5 \cdot 3 \cdot 10^{-3} - 0,5 \cdot 10^{-3})^2]^2} \approx 10^{14} \text{ А}^2/\text{м}^3$$

Підставивши у рівність знайдене значення $H_{gradH} = 10^{14}$ А²/м³ і відомі значення інших величин: $\mu_0 = 4\pi \cdot 10^{-7}$ Гн/м; $1 + \alpha_m = 1,5$; $\chi = 4 \cdot 10^{-7}$ м³/кг; $R = 0,05$ м і $g = 9,8$ м/с², отримаємо:

$$v_k = \sqrt{0,05 (1,5 \cdot 4\pi \cdot 10^{-7} \cdot 4 \cdot 10^{-7} \cdot 10^{14} + 9,8)} = \sqrt{4,26} \approx 2,1 \text{ м/с.}$$

Допустиме число оборотів ролика при цій швидкості складе:

$$N_{кр} = \frac{30v_k}{\pi R} = \frac{30 \cdot 2,1}{3,14 \cdot 0,05} \approx 400 \text{ хв}^{-1}.$$

Питома продуктивність за формулою (1.66):

$$Q = 3,6 \cdot 1 \cdot 0,11 \cdot 2,1 \cdot 3500 \cdot 2 \cdot 0,001 = 5,8 \text{ т/(Г} \cdot \text{м)}.$$

При розрахунку продуктивності сепараторів, що працюють у режимі витягання, повинно бути враховано, що на валки потрапляє тільки магнітна фракція руди.

Приклад 3. Сепаратор ЕВС-30/100 з валком $D = 0,3$ м, на якому збагачується марганцева руда крупністю $d = 0,3$ мм, що також містить 50% магнітних частинок ($\alpha_m = 0,5$) (рахуючи всю руду за одиницю). Питома магнітну сприйнятливості рудних мінералів χ приймаємо рівною $6 \cdot 10^{-7}$ м³/кг, а силу магнітного поля сепаратора за вимірами:

$$H_{gradH} = 1,35 \cdot 10^{13} \text{ А}^2/\text{м}^3.$$

Для визначення допустимої швидкості v переміщення руди через робочу зону валкового сепаратора скористаємося формулою (1.40), прийнявши довжину робочої зони L рівною $0,06$ м, а довжину шляху h зсуву магнітних частинок – $0,006$ м, тоді:

$$v_1 = L \sqrt{\frac{\mu_0 \chi H_{gradH} - q}{2h}} = 0,06 \sqrt{\frac{4\pi 10^{-7} \cdot 6 \cdot 10^{-7} \cdot 1,35 \cdot 10^{13} - 9,8}{2 \cdot 0,006}} \approx 0,67 \text{ м/с.}$$

Мінімально необхідну швидкість обертання валка v_2 , яка забезпечує видалення магнітних частинок з робочої зони, визначимо, виходячи з балансу магнітної фракції, тобто враховуючи, що кількість руди, яка надходить у сепаратор, Q_1 і кількість витягнутого зубцями валка магнітного продукту Q_2 зв'язані рівністю:

$$Q_1 = 3,6 B_1 \gamma_1 \cdot v_1 \delta_1 h_1 = \frac{1}{\gamma_m} Q_2 = \frac{3,6}{\alpha_m} B_2 \gamma_2 S_2 h_2,$$

де B_1 – ширина шару руди, що припадає на 1 м ширини лотка або полюса, який намагнічує, м; γ_1 – коефіцієнт заповнення шару руди (має ті ж значення, що і при верхній подачі); v_1 – швидкість подачі живлення в робочу зону; δ_1 – густина руди, кг/м³; h_1 – середня висота шару руди на лотку або в западинах полюса, що намагнічує, м; α_m – вміст магнітного продукту в живленні (у частках одиниці); B_2 – ширина шару магнітного матеріалу, що припадає на 1 м довжини барабана або ролика, м; γ_2 – коефіцієнт заповнення шару магнітних частинок у валку, $\gamma_2 \approx \gamma_1$;

δ_2 – густина магнітних частинок, кг/м³; h_2 – середня висота шару магнітного матеріалу на поверхні барабана або зубців ролика, м.

Приймаємо $\gamma_1 \approx \gamma_2$, $h_1 \approx h_2 = d_{max} = 0,003$ м; $\delta_1 = 3500$ кг/м³, $\delta_2 = 4500$ кг/м³ і ширину шару магнітних частинок на зубцях валка на 1 м ширини живлення $B_2=0,2B_1=0,2$; у цьому випадку отримуємо:

$$v_2 = \frac{B_1 \delta_1 \alpha_m}{B_2 \delta_2} v_1 = \frac{1 \cdot 3 \cdot 500 \cdot 0,5}{0,2 \cdot 4 \cdot 500} 0,67 \approx 1,3 \text{ м/с.}$$

Мінімальне необхідне число оборотів валка у хвилину складе:

$$n = \frac{60v_0}{\pi D} = \frac{1,3 \cdot 60}{3,14 \cdot 0,3} \approx 83 \text{ хв}^{-1}.$$

Питома продуктивність сепаратора на 1 м ширини живлення на цій руді (враховуючи, що для некласифікованої руди коефіцієнт $\gamma_1 = 0,11$):

$$Q = 3,6B_1\gamma_1v_1\delta_1h_1 = 3,6 \cdot 1 \cdot 0,11 \cdot 0,67 \cdot 3500 \cdot 0,003 \approx 2,8 \text{ т/год.}$$

Сепаратори для мокрого збагачення руд

Магнітні сепаратори з напруженістю магнітного поля до 0,25 кА/м

При крупності збагачуваного матеріалу менше 6 мм бажано застосовувати барабанні магнітні сепаратори для мокрого збагачення.

Залежно від крупності матеріалу за стадіями мокрого магнітного збагачення магнетитової руди необхідно застосовувати сепаратори з різним типом ванн:

- з прямоточною ванною – для грубої сепарації грубозернистих пульп з максимальної крупністю до 6 мм;
- з протиточною ванною – для сепарації дрібнозернистих пульп крупністю 1...0 мм і тонше;
- з напівпротиточною ванною – для сепарації тонкозернистих пульп крупністю менш 0,1 мм.

Для доводки концентрату варто застосовувати в необхідних випадках спеціальні доводочні сепаратори (сепаратори із циркуляцією та ін.).

Продуктивність барабанних сепараторів пропорційна питомій продуктивності q (т/(год×м²)) та довжині барабану L (м):

$$Q = q \times (L - 0,1), \text{ т/год.} \quad (7.92)$$

Для орієнтовних, приблизних розрахунків при проектних проробках продуктивність деяких типів сепараторів при збагаченні магнетитових кварцитів типу криворізьких приймають за табл. 7.19.

Питома продуктивність магнітних сепараторів на погонний метр довжини барабану залежить від крупності збагачуваного матеріалу; щільності пульпи; збагачуваності руди; типу сепаратора і типу ванни; вимог, що ставляться до кількості продуктів збагачення, і визначається на основі науково-дослідних робіт і результатів промислових випробувань даної або аналогічної руди.

Таблиця 7.19 – Питома продуктивність магнітних сепараторів

Тип сепаратору	Рекомендовані значення параметрів
БПБКС 90/120 для сухої сепарації	Дроблена руда $q=100\dots 120$ т/(год \times м ²)
Прямоточні	Вміст класу менше 0,074 мм – 10...30%, масова частка твердого у живленні 50%
ПБМ-90/250	$q = -1,6667 \times \beta + 98,333$, т/(год \times м)
ПБМ-120/300	$q = -2,6667 \times \beta + 133,33$, т/(год \times м)
ПБМ-150/300	$q = -3,3333 \times \beta + 166,67$, т/(год \times м)
Протиточні	Вміст класу <0,074 мм – 30...60 %, масова частка твердого у живленні 50%
ПБМ-П-90/250	$q = -0,8333 \times \beta + 104,58$, т/(год \times м)
ПБМ-П-120/300	$q = -0,5556 \times \beta + 118,06$, т/(год \times м)
Напівпротиточні	Вміст класу <0,074 мм – 60...98%, масова частка твердого у живленні 20...30%
ПБМ-НП-90/250	$q = -0,513 \times \beta + 60,518$, т/(год \times м)
ПБМ-НП-120/300	$q = -1,0762 \times \beta + 124,13$, т/(год \times м)
ПБМ-НП-150/300	$q = -1,2425 \times \beta + 153,57$, т/(год \times м)

Кількість сепараторів на секцію визначається розрахунковим шляхом, виходячи з найвищих досягнутих питомих навантажень, і повинна бути пропорційною для кожної стадії магнітної сепарації. При цьому на кожній стадії передбачається один резервний сепаратор. У випадку, коли загальна кількість сепараторів разом із резервним за продуктивністю на 50% і більше перевищує розрахункове значення, необхідно застосувати сепаратори меншого типорозміру.

Високоградієнтні магнітні сепаратори

Продуктивність високоградієнтних сепараторів пропорційна обсягу і швидкості пересування індукційних магнітів – носіїв, питомому навантаженню їх магнітною фракцією і тим більше, чим менше вміст останньої в початковому матеріалі.

Для роторних сепараторів з обертанням магнітів-носіїв навколо вертикальної осі продуктивність визначається, як:

$$Q = 60 \times n \times n_1 \times n_2 \times L \times q \times n_3 \times 10^{-6}, \text{т/год}, \quad (7.93)$$

де Q – продуктивність, т/г; n – число живильників; n_1 – число касет у роторі; n_2 – число щілин у касеті; L – довжина щілин у матриці; q – питома продуктивність на одиницю довжини щілин (визначається експериментально), кг/м; n_3 – частота обертання ротора, хв⁻¹.

Приклад. Сепаратор 6 ЕРМ-35/315; $n = 2$; $n_1 = 27$; $n_2 = 14$; $L = 260$ мм; q для окисленого залізняку – 2 кг/м; $n_3 = 3,5$ хв⁻¹. Визначити продуктивність сепаратора при збагаченні окисленої залізної руди.

$$Q = 60 \times 2 \times 27 \times 14 \times 260 \times 2 \times 3,5 \times 10^{-6} = 82,6 \text{ т/год.}$$

Продуктивність високоградієнтних барабанних і валкових сепараторів, у яких магніти-носії обертаються навколо горизонтальної осі розраховується за формулою:

$$Q_1 = 3\,600\,S\,v\,q(1+K_d), \text{ т/год}, \quad (7.94)$$

де Q_1 – продуктивність, т/год; q – питома навантаження рудою, одиниці обсягу робочого простору з магнітами-носіями, т/м³, визначається з досліду; S – питома поверхня магнітів-носіїв, м².

Визначення допустимої швидкості руху ротора v виконується, виходячи з однакового часу перебування пульпи в робочій зоні і часу фільтрації її через магніти-носії:

$$v = \frac{v_d l}{h}, \quad (7.95)$$

де v_d – швидкість фільтрації (дренажу), м/с; l , h – відповідно довжина і висота робочого простору.

Швидкість фільтрації необхідно регулювати так, щоб змиваюча сила (наприклад, сила Стокса) не перевищувала силу магнітного тяжіння.

У роторних сепараторах її регулюють величиною робочого зазору і насадками, в барабанних і валкових – діаметром магнітів та зазорами між ними.

Приклад. Сепаратор ВМС-100/2; $S = 0,3$ м²; $v = 0,32$ м/с; q для марганцевих шламів – $0,1$ т/м³; $K_d = 1$. Визначити продуктивність сепаратора при збагаченні шламів марганцевих руд (табл. 7.20).

$$Q = 3600 \cdot 0,3 \cdot 0,32 \cdot 0,1 (1+1) = 69,1 \text{ т/год}.$$

Одним з перспективних методів визначення продуктивності високоградієнтних сепараторів є розрахунок очікуваної її величини, заснований на порівнянні повної поверхні магнітів-носіїв конкретного апарату і поверхні необхідної для закріплення конкретної кількості магнітних частинок з початкового живлення. Це дозволяє без проведення експериментальних досліджень процесу магнітного збагачення мінеральної сировини визначити очікувану продуктивність сепаратора.

За даною методикою, в результаті вивчення фізичних властивостей класів крупної початкового живлення визначаються: маса класу $M_{кл}$, зовнішня питома поверхня $P_{факт}$, коефіцієнт розкриття K_p , коефіцієнт укладання зерен на поверхні магнітів-носіїв K_y (величина K_y змінюється в межах $1,188 - 1,273$) і кількість шарів магнітних частинок $n_{ш}$, для кожного класу, закріплюваних на поверхні магнітів-носіїв (величина $n_{ш}$ залежить від індукції магнітного поля і визначається експериментально для вузьких фракцій рудних мінералів вихідної сировини, що витягуються у магнітну фракцію). Значення величин $n_{ш}$ для конкретного ферозаповнювача є постійними.

Таблиця 7.20 - Вихідні дані та результати розрахунку продуктивності сепаратора ВМС-100/2 на марганцевих шламах крупністю 0,16-0 мм

Параметри класів та сепаратора	Класи крупності					Всього
	160-44	44-30	30-20	20-10	10-0	
1	2	3	4	5	6	7
Класи крупності						
Питома поверхня $P_{\text{факт}}$, м ² /кг	56,5	158,6	250,1	363,1	783,8	–
Частка розкритих рудних зерен K_p , долі од.	0,187	0,312	0,330	0,278	0,250	–
Вихід, %	70,9	3,7	3,3	4,6	17,5	100,0
Маса $M_{\text{кл}}$, кг	0,709	0,037	0,033	0,046	0,175	1,0
Поверхня, зайнята магнітними частинками при моношаровому захваті, м ²	2,38	0,58	0,87	1,18	10,91	–
Кількість шарів, $n_{\text{ш}}$	6,4	7,1	7,8	9,4	25,3	–
Коефіцієнт укладання, K_y						1,273
Поверхня, зайнята магнітними часточками з урахуванням кількості шарів $S_{\text{кл}}$, м ²	0,384	0,085	0,113	0,131	–	0,713
Сепаратор						
Поверхня осадження ферозаповнювача у барабані $S_{\text{мн}}$, м ²						236,1
Частота обертання барабана, об/год						180
Годинна продуктивність по поверхні осадження магнітів-носіїв $S_{\text{мнс}}$, м ² /год						42498
Продуктивність сепаратора Q_c , кг/год						37810

За одержаними даними розраховується поверхня, необхідна для закріплення магнітних частинок:

$$S = \sum S_{\text{кл}} = \sum \frac{P_{\text{факт}} \cdot M_{\text{кл}} \cdot K_p \cdot K_y}{4n_{\text{сл}}} \quad (7.96)$$

Обчислюється поверхня магнітів-носіїв $S_{\text{мн}}$ у робочому органі сепаратора (ротор, барабан) і приймається режим його роботи (частота обертання n ротора або барабана). Визначається годинна продуктивність сепаратора по поверхні магнітів-носіїв: $S_{\text{мнс}} = S_{\text{мн}} \cdot n \cdot 60$. Розраховується продуктивність сепаратора:

$$Q = \frac{S_{\text{мнс}}}{S}, \text{ кг/год} \quad (7.97)$$

Приклад. Розрахувати годинну продуктивність сепаратора ВМС-100/2 при збагаченні шламів марганцевих руд крупністю 0,16-0 мм.

Вміст окисних мінералів у рудній фазі – 70%, карбонатних – 30%. Основний окисний мінерал – псиломелан.

Індукція магнітного поля в робочій зоні сепаратора $B=1,4$ Тл. Ферозапвнювач сепаратора – стрижні діаметром 3 мм із зазором 2,5мм. Площа поверхні магнітів-носіїв у барабані 236,1 м². Частота обертання барабана – 3хв⁻¹.

Вихідні дані та результати розрахунку наведено в табл. 7.20.

Вихідні дані для розрахунку кількості шарів, за класами крупності марганцевмісних мінералів, на поверхні магнітів-носіїв у вигляді стрижнів наведено в табл. 7.21.

Таблиця 7.21 - Вплив індукції магнітного поля на кількість шарів магнітних частинок, що розміщуються на поверхні стрижнів діаметром 3 мм, які розташовані у матриці сепаратора з зазором 2,5мм, при 100% вилученні класів крупності оксидних і карбонатних марганцевих мінералів

Мінерали	Індукція магнітного поля, Тл	Класи крупності				
		160-44	44-30	30-20	20-10	10-0
		кількість шарів	кількість шарів	кількість шарів	кількість шарів	кількість шарів
1	2	3	4	5	6	7
Піролюзит	0,6	0,8	1,3	4,7	5,2	13,6
	0,8	0,8	1,4	5,0	5,4	14,8
	1,0	2,3	1,5	5,6	6,2	17,5
	1,2	4,4	4,6	5,9	7,3	19,6
	1,4	5,3	5,4	6,1	7,3	22,8
	1,6	5,8	6,0	6,3	7,5	22,8
Манганіт	0,6	1,0	1,2	4,9	5,9	14,2
	0,8	1,6	1,9	5,0	6,2	14,4
	1,0	3,3	3,5	5,7	6,8	16,7
	1,2	5,2	5,3	6,1	7,9	21,3
	1,4	5,5	5,7	6,4	8,0	23,0
	1,6	6,0	6,1	6,6	8,1	23,2
Псиломелан	0,6	1,3	1,3	5,6	7,4	15,1
	0,8	2,0	2,4	5,8	7,7	15,6
	1,0	4,8	5,6	6,4	8,3	17,9
	1,2	6,0	7,2	8,0	8,2	21,6
	1,4	6,2	7,4	8,1	9,8	24,1
	1,6	6,3	7,6	8,4	9,9	24,2
Карбонати	0,6	1,8	1,9	6,4	7,6	16,4
	0,8	2,6	2,8	6,6	9,2	22,9
	1,0	5,9	6,3	7,4	11,4	26,5
	1,2	7,4	7,6	8,2	12,3	28,1
	1,4	7,6	7,7	8,5	12,4	28,8
	1,6	7,9	8,2	8,9	12,4	29,0

Розрахунок очікуваної продуктивності сепаратора ВМС-100/2 на шламах марганцевих руд показав (див.табл.7.20), що її величина складе 37,8 т/год, а за даними експериментів ця величина склала 39,3 т/год.

Одним з різновидів магнітів-носіїв є сферичні магніти-носії, які володіють властивістю автоматичного регулювання: чим менше їх діаметр, тим більше сила тяжіння і тим менше порожнини в шарі, менше швидкість дренажу.

Остання складає 30-40 діаметрів куль на секунду і визначається із закону Пуазейля:

$$v_m \leq v_d = \frac{2f^2\theta^2}{(1-\theta^2)\delta^2\mu S^2} \frac{p}{h}, \quad (7.98)$$

де θ, f – коефіцієнти, що враховують пористість і форму частинок у шарі; μ – в'язкість пульпи, Нс/см². За Ейнштейном $\mu = \mu_0 (1 + \kappa\varphi)$; μ_0 – в'язкість чистої рідини; φ – відношення об'ємів твердої фази до об'єму суспензії; κ – коефіцієнт; S – питома поверхня магнітів, для куль

$$S = \frac{\delta}{k_1 \delta d_m}, \text{ м}^2/\text{кг}; \quad (7.99)$$

p – різниця тиску:

$$p = \frac{\Delta h}{2}, \text{ Н/м}^2; \quad (7.100)$$

де d_m, h – діаметр і висота шару куль, м; δ – густина магнітів, кг/м³.

Швидкість дренажу найбільшою мірою залежить від розмірів магнітів (чим менше магніти-носії, більше концентрація частинок і товщій їх шар, тим швидкість менше), а також від в'язкості пульпи: чим більш вона в'язка і щільніша, тим повільніше стікає.

Приклад 1. Дано: $h = 1$ м; $d = 4$ мм; $S = 0,224$ м²/кг; $\mu = 0,001$ Нс/м²; $f = 0,5$; $\delta = 1000$ кг/м³; $p = 5000$ Н/м².

Визначити швидкість фільтрації через шар носіїв.

Підставивши ці значення, отримаємо:

$$v_d = \frac{2 \cdot 0,5^2 \cdot 0,4^2 \cdot 500}{0,224^2 \cdot 7^2 \cdot 10^6 (1 - 0,4) \cdot 0,001 \cdot 1} = 0,3 \text{ м/с.}$$

Щоб уникнути закупорки зазорів між сферичними магнітами-носіями рудою, їх розмір повинен бути приблизно в 10 разів більше зерен руди, що сепарується, тобто має збільшуватися пропорційно крупності матеріалу. Як відомо, площа поперечного перетину порових каналів S змінюється залежно від радіуса кулі за формулою:

$$S = 0,16 r^2, \text{ см}^2.$$

Отже, розмір пор рівний $0,4r$ або $0,2d$ і тому $d_r = 0,02d_{ш}$ або:

$$\frac{d_{ш}}{d_r} = 50.$$

Проте, із збільшенням розмірів куль більше 10 мм магнітні сили різко зменшуються, що неприпустимо, і тому при збагаченні на сферичних магнітах-носіях найбільша крупність матеріалу не повинна перевищувати

$$\frac{10}{50} = 0,2 \text{ мм.}$$

Нижню межу крупності визначаємо за умови, що величина сили опору середовища при даній швидкості фільтрації не перевищує величину сили магнітного тяжіння до магнітів-носіїв.

Приклад 2. Дано: $F_M = 100$ Н; $v_d = 0,025$ м/с; $\mu = 0,001$ Н с/м²; $\delta = 5000$ кг/м³; $\delta_j = 1300$ кг/м³.

Знайти необхідний мінімальний розмір утримуваних магнітною сепарацією частинок.

Розрахунок ведемо за формулами Стокса і Алена:

$$F_M = F_c = \frac{3\pi\mu D v_d}{\frac{\pi D^3}{6} \delta} = \frac{18\mu v_d}{D^2 \delta} \quad \text{і} \quad F_M = F_A = \frac{15v_d^2 \Delta n}{2 \sqrt{\frac{v_d d \Delta n}{\mu}} \delta_m d}$$

У першому випадку отримаємо:

$$D = \sqrt{\frac{18 \cdot 0,001 \cdot 0,025}{100 \cdot 5000}} = 0,00003 \text{ м} = 0,030 \text{ мм.}$$

У другому випадку отримаємо:

$$D \approx 0,00001 \text{ м} = 0,010 \text{ мм.}$$

Розрахункова продуктивність роторних високоградієнтних сепараторів виявляється завищеною в порівнянні з фактичною, якщо не забезпечується безперервне очищення живлення від феромагнітних частинок. У цьому випадку вони першими притягнуться в найсильніші ділянки поля і займуть місця, які призначені для менш магнітних, а останні залишаться непритягаючими і, якщо не зменшити продуктивність, то будуть втрачені у хвостах.

7.15. Електросепаратори

Вибір електросепараторів з визначеними конструкцією і розташуванням електродів, видом електричного поля, природно, пов'язаний з властивостями частинок і вимогами, що ставляться до концентратів. Наприклад, для розділення мінералів, у яких електропровідність відрізняється на декілька порядків, успішно використовуються барабанні коронно-електростатичні сепаратори. Сепарація матеріалів-непровідників, що отримують різні трибозаряди, часто здійснюється на сепараторах з електростатичним полем – барабанних і лоткових.

На барабанних електричних сепараторах успішно здійснюється розділення мінералів, які значно відрізняються за електропровідністю, а також погано провідних мінералів, які отримали різні заряди при трибозарядці. Крім того, на барабанних електросепараторах класифікуються матеріали за класами крупності і формою, а також розділяються частинки, що мають різну діелектричну проникність.

Барабанні електростатичні сепаратори використовуються для сепарації після трибозарядки погано провідних матеріалів, що мають близькі значення електропровідності, таких як кварц-мікроклін, мікроклін-плагіоклаз, галіт-сильвініт, апатит-кварц, азбест-серпентин. Застосовуються ці сепаратори і для відділення частинок плоскої або подовженої форми з високим значенням

діелектричної проникності, наприклад, слюда від кварц-польовошпатової сировини. Раніше електростатичні сепаратори використовувалися також для відділення провідників від непровідників, але потім вони були витіснені сепараторами з коронуючими електродами.

Розділення на барабанних електростатичних сепараторах залежить від вологості, зміни температури; необхідною умовою є чиста поверхня мінералів. Високоякісні концентрати зазвичай одержують після трьох і більше переочищень. У той же час, як показала практика експлуатації електростатичних сепараторів, стабільні технологічні показники мають місце при тривалій безперервній роботі в промислових умовах, якщо за умов сепарації потрібен попередній нагрів матеріалу.

Продуктивність електростатичних сепараторів (барабанного типу) зазвичай становить до 400 кг/год при робочій напрузі до 30 кВ. Вона залежить від фізичних властивостей матеріалу (електропровідності), швидкості обертання барабана та напруженості електричного поля. Для розрахунку використовують параметри робочої поверхні (ширина, швидкість) та товщину шару матеріалу.

Основні фактори розрахунку продуктивності сепаратору (Q):

- Швидкість обертання барабана (v): Оптимальна швидкість забезпечує необхідний час зарядки частинок.
- Ширина барабана (L). Більша ширина дозволяє обробляти більше матеріалу.
- Товщина шару (h): Зазвичай матеріал подається тонким шаром, часто в один шар частинок.

Орієнтовна формула продуктивності сепаратору:

$$Q = v \times L \times h \times \rho \times k \quad (7.101)$$

де: Q - продуктивність (кг/год); L - ширина барабана (м); v - швидкість обертання барабана (м/год); h - товщина шару матеріалу (м); ρ - насипна щільність матеріалу (кг/м³); k - коефіцієнт використання робочої поверхні.

Для досягнення високої селективності розділення мінералів, швидкість обертання барабану та напруга на електродах регулюються залежно від типу матеріалу – діалектик або провідник.

7.16. Флотаційні машини

При виборі типу машин необхідно виходити з властивостей руди, можливостей отримання максимальних технологічних показників, мінімальних енергетичних витрат, простоти регулювання та зручності управління процесом.

Розрахунок кількості камер та визначення оптимального об'єму камери здійснювати виходячи з повного потоку пульпи і часу флотації з урахуванням терміну перебування пульпи в камері, а також практики експлуатації флотаційних відділень фабрик, що збагачують аналогічні руди.

Типорозмір та кількість камер флотаційної машини визначаються за дебітом пульпи в кожній операції та необхідним часом флотації.

Дебіт пульпи розраховується із навантаженням за твердим Q та розжиженням пульпи R :

$$V = Q \cdot \left(R + \frac{A}{\delta} \right), \text{ м}^3/\text{год.} \quad (7.102)$$

Повний потік пульпи складається з об'єму живлення плюс об'єм усіх продуктів, що направляються до операції. Тривалість флотації t у промислових умовах визначається часом флотації, який отриманий при лабораторних випробуваннях t_n :

$$t = K \cdot t_n, \quad (7.103)$$

де K – коефіцієнт, який залежить від типорозміру флотаційних камер та їх конструктивних особливостей і приймається за рекомендаціями заводів-виробників флотаційних машин або на підставі практичних даних флотації аналогічної руди в подібних флотаційних машинах.

Необхідний сумарний об'єм флотаційних камер визначається дебітом пульпи та часом флотації:

$$V_{\phi_m} = \frac{V \cdot t}{60 \cdot k}, \quad (7.104)$$

де t – час флотації, хв.; k – коефіцієнт, рівний відношенню об'єму пульпи в камері при роботі флотаційної машини до геометричного об'єму камери та залежить від ступеню аерації пульпи ($k = 0,7 \dots 0,8$).

Число камер флотаційної машини зменшується із збільшенням їх об'єму. Але максимальний об'єм камери обмежується наступними умовами: для отримання бідних хвостів сумарне число камер для основної і контрольної флотації повинне бути більше 6...8, а в операціях перетищення більше 2-х.

Кількість стиснутого повітря, яке необхідне для аерації пульпи в пневмомеханічних та пневматичних флотаційних машинах, приймається згідно з їх технічною характеристикою.

Перемішування пульпи (агітацію) с флотаційними реагентами необхідно проводити у спеціальних контактних чанах. Аерацію пульпи здійснювати або в контактних чанах, або у спеціальних ємностях, обладнаних системами диспергування повітря (газу).

Розрахунок контактних чанів та аераторів здійснюється відповідно до повного потоку пульпи та необхідного часу контактування пульпи з реагентами або повітрям (газом).

7.17. Устаткування для знешламлення

Для збагачення та знешламлення пульпи з великою кількістю шламів або тонкоподрібнених магнетитових руд з одночасним згущенням застосовуються поличні згущувачі з попереднім намагнічуванням пульпи або магнітні дешламатори. Вибір типу апарату здійснюється на основі техніко-економічного порівняння та результатів дослідження.

Для розрахунку продуктивності магнітних дешламаторів бажано керуватися даними, які отримані в промислових умовах за стадіями знешламлення при збагаченні аналогічних типів руд.

При відсутності даних промислового випробування продуктивність магнітного дешламатора може бути визначена розрахунковим шляхом:

– за питомим дебітом пульпи у живленні, q_v , $\text{м}^3/(\text{м}^2 \text{ год.})$, який визначає швидкість вихідного потоку та максимальну крупність твердих частинок, що переходять у злив:

$$V = F \cdot q_v; \quad (7.105)$$

– за питомим навантаженням за твердим у живленні дешламатора q , $\text{т}/(\text{м}^2 \text{ год.})$:

$$Q = F \cdot q, \quad (7.106)$$

де F – площа дзеркала пульпи дешламатора.

Питомі навантаження на поличні згущувачі приймати за даними досліджень і даними, що отримані у промислових випробуваннях на аналогічних рудах.

Для орієнтовних попередніх розрахунків питомі навантаження на магнітні дешламатори приймаються відповідно до табл. 7.22 (для магнетитових кварцитів типу криворізьких).

Таблиця 7.22 – Питоме навантаження на магнітні дешламатори

Вміст класу менше 0,074 мм, %	Вміст твердого у пульпі, %	Питоме навантаження	
		т ($\text{м}^2 \cdot \text{год.}$)	м^3 ($\text{м}^2 \cdot \text{год.}$)
до 85	15...20	2,0...3,0	до 15
85...90	12...15	1,5...2,0	10...15
95...98	7...12	1,0...1,5	10...15

7.18. Устаткування для зневоднення та сушіння

Для згущення продуктів збагачення застосовуються циліндричні, поличні згущувачі, магнітні дешламатори та гідроциклони.

Розрахунок необхідної площі згущення на підставі даних випробування здійснюється за *питомою продуктивністю* за твердою фазою зливу на одиницю площі осадження та перевіряється за навантаженням по пісках на гребковий пристрій (7.106).

Обрані згущувачі рекомендується перевіряти на крупність зерен, що йдуть у злив.

Питома продуктивність циліндричного згущувача за твердим продуктом не повинна перевищувати 5 т/м² на добу для згущувачів діаметром менше 50 м і 3 т/м² на добу для згущувачів діаметром 50 м більше при щільності згущеного продукту 60...70% твердого.

Для поличних згущувачів, що застосовуються у режимі згущення і повного освітлення води за умови добавки флокулянтів питома навантаження необхідно приймати 30...40 м³/(м²·год.).

Розрахунок гідроциклонів у режимі згущення здійснюється за тієї ж методикою, що і для класифікації.

Для фільтрування тонкоподрібнених магнетитових концентратів застосовуються переважно дискові вакуум-фільтри, для грубоподрібнених – стрічкові.

При виборі фільтруючого устаткування слід враховувати, що на дискові вакуум-фільтри повинна подаватися пульпа з масовою часткою твердого 50...60%, на стрічкові – 70% і вище. Для пульпи з меншою масовим вмістом твердого необхідно застосовувати попереднє згущення. Для дискових вакуум-фільтрів передбачається режим роботи з переливом пульпи і направленням її в операцію згущення або в операцію класифікації, знешламлення в останній стадії збагачення.

Фільтруюче устаткування для зневоднення хвостів прийметься згідно викладеними рекомендаціям для концентратів. При цьому необхідно враховувати:

- при великому розрідженні – обов'язкове використання операції згущення;
- при підвищеному вмісті шламів у хвостах – застосування поверхнево-активних речовини (ПАР).

Вибір схеми зневоднення хвостів магнітної сепарації повинен здійснюватися на підставі спеціальних досліджень, а ступінь згущення (зневоднення) хвостів повинен обґрунтовуватися в проекті техніко-економічними розрахунками.

Питомі навантаження на вакуум-фільтри приймаються за результатами промислових і напівпромислових випробувань.

У випадку відсутності відомостей про промислові випробування, питому продуктивність дискових вакуум-фільтрів при виконанні орієнтовних розрахунків приймається за даними табл. 7.23.

Таблиця 7.23 – Питома продуктивність вакуум-фільтрів

Продукт, що фільтрується, – магнетитові концентрати	Вміст класу менше 74 мкм, або менше 44 мкм, %	Питома продуктивність за твердим, т/(м ² ·год.)
При крупному та середньому подрібненні	60...85	0,6...1,0
При тонкому подрібненні	90...95 або 80	0,4...0,5
При досить тонкому подрібненні	більше 80 класу менше 44 мкм	0,2...0,3

Якщо установка фільтрів секційна, до розрахункової кількості додавати один резервний фільтр на кожен секцію. При централізованому фільтруванні кількість резервних фільтрів приймається в межах 15...20%.

Схема фільтрування з самотечним відводом фільтрату з ресиверів більш надійна у технологічному сенсі, але її застосування приводить до більш високих капітальних витрат у співставленні із схемою з примусовим відводом фільтрату, Це пов'язано із необхідністю розташування площадки вакуум-фільтрів і ресиверів на висоті гідрозатвору (не менше 9 м) над відміткою підлоги відділення фільтрування. Кінцеве рішення щодо тієї чи іншої схеми приймається після техніко-економічного співставлення.

При неможливості одержання після фільтрування концентрату з оптимальною вологістю для огрудкування через досить тонке подрібнення або інші причини (наприклад, незадовільну здатність фільтрування флотажного концентрату), а також при встановленні межі вологості стандартами або технічними умовами для його відвантаження, необхідно передбачати сушіння концентрату, що у проекті повинне обґрунтовуватися техніко-економічним розрахунком.

Вологість висушених продуктів збагачення при перевезенні або зберіганні повинна виключити можливість їх змерзання в зимовий час. Допустима для транспортування вологість продуктів руд та їх концентратів становить 3-5%, а перед випалом у багатоподових печах або плавкою у відбивних печах - 6-8%. Вологість концентрату перед електроплавкою має не перевищувати 2%, а перед плавкою у зваженому стані - 1%. Вологість залізних концентратів перед обгорткуванням становить 8,5-10%, а бурозалізнякавих руд - 13-15%.

Схема сушіння, кінцева вологість концентрату повинні визначатися за технічними умовами на відвантаження або його наступну переробку.

Для сушіння концентратів необхідно застосовувати барабанні сушарки з безпосереднім контактом сушильного агента з матеріалом, що піддається сушінню. Ці установки використовують для сушіння мідних, цинкових, свинцевих, магнетитових, вугільних та інших концентратів. Барабанні сушарки високопродуктивні, відрізняються малим споживанням енергії при високому тепловому коефіцієнті, надійні в експлуатації. Робота барабанної сушарки значною мірою визначається системою пиловловлення та димонасною установкою. Сушарки обладнані одно-або двоступінчастою системою пиловловлення. Одноступенева система подана циклоном або мокрим пиловловлювачем, електрофільтром або рукавним фільтром. Двоступінчаста система складається з циклону та скрубера.

Як паливо використовуються різні сорти мазуту, природний газ, вугілля. Вид палива обирається на підставі техніко-економічного розрахунку та узгоджується з відповідними органами.

Розрахунок сушильних барабанів полягає у визначенні необхідного сумарного обсягу сушильного простору та кількості сушильних барабанів.

Розрахунок барабанних сушарок необхідно виконувати за допустимою напруженістю за вологою, що випаровується, норма якої встановлюється на підставі дослідних досліджень, практичних даних, що отримані при сушінні аналогічних за складом і вологістю матеріалів.

Напруженість сушильного барабана за вологою, що випаровується (кг/(м³год)) залежить від його початкової і необхідної кінцевої вологості, фізичних властивостей матеріалу, крупності, температури газів на вході і виході з сушильного барабана, швидкості потоку газу, якості палива.

Для визначення розміру числа сушарок спочатку підраховується об'єм сушильних барабанів $V_{сб}$ (м³):

$$V_{сб} = \frac{10^3 \times Q \times (R_B - R_K)}{A}, \quad (7.107)$$

де Q - продуктивність по сухому концентрату, т/год; A - напруженість сушарки за вологою, що випаровується, кг/(м³год); R_B і R_K - співвідношення Ж: Т у вихідному та кінцевому продуктах сушіння:

$$R = \frac{W}{100 - W}, \quad (7.108)$$

де W - вологість, % (табл. 7.24, 7.25).

Задавшись стандартними розмірами барабану: D (діаметром, м), l (довжиною, м), визначають його обсяг $V_б$ (м³):

$$V_б = \frac{\pi D^2 l}{4}. \quad (7.109)$$

У випадку відсутності дослідних даних допустиму напруженість за вологою, що випаровується, при виконанні в проекті орієнтовних розрахунків приймається згідно з табл. 7.26.

Таблиця 7.24 - Напруженість за вологою барабанних сушарок з випаруваної вологи для різних продуктів

Концентрат	Вологість, %		напруженість за вологою випаруваної, кг/(м ³ × год)	Питомі витрати умовного палива, кг/кг вологи
	на вході	на виході		
Цинковий	11-17	6-7	15-25	0,12-0,17
Свинцевий	15-16	7-8	15-20	0,12-0,17
Мідний	10-18	6-7	20-65	0,12-0,19
Мідно-нікелевий	18-20	8-10	30-40	0,12-0,16
Піритний	10-14	3-8	15-40	0,15 0,17
Баритовий	14	4-5	10-11	0,175
Флюоритовий	10-20	1	40-50	0,15 0,17
Магнетитовий	8-11	0,7-2,5	30-60	0,14-0,25
Апатитовий	11	1	64	0,19

Таблиця 7.25 - Напруженість за вологою барабанних сушарок прямої дії

Вихідний матеріал для сушіння	Вологість, %		Температура газу, °С		Напруженість за вологою А, кг/(м ³ ·год)
	вихідного	висушеного	на вході в сушарки	на виході з сушарки	
Дрібний вугільний концентрат	12-18	3-6	700-900	80-100	70-90
Вугільний флотаційний концентрат	20-26	3-6	700-800	90-100	90-120
Вугільний шлам	50	1,3	700-800	120-130	120
Сланець	33	12	500-600	100	45-65
Нефеліновий концентрат	17-18	0,5	1000-100	100-150	80
Вапняк	4,3-7,7	0,5	600-700	80-100	80-88
Пісок	22	5			50-60

Таблиця 7.26 – Напруженість сушарок з випаруваної вологи

Вміст класу менше 74 мкм у концентраті, %	Початкова вологість, %	Кінцева вологість, %	Напруженість за вологою, що випаровується, кг/(м ³ ·год.)
60...85	8...10	0,8	50...60
85...90	9...10	2,0	35...45
90...95	9...10	2,5...3,0	40
до 98	11...12	6...7	30...35

Необхідна кількість барабанних сушарок:

$$n_c = \frac{V_3}{V_6}. \quad (7.110)$$

При тепловому розрахунку за балансами тепла з урахуванням витрат повітря, необхідного для спалювання палива, визначають експериментально витрати газів, що виходять із сушильного барабана, V_r (м³/с).

Тоді діаметр барабана D (м) розраховують за формулою:

$$D = \frac{0,188}{\sqrt{100-\beta}} \times \sqrt{\frac{V_r}{v_{r_{\text{вих}}}}}, \quad (7.111)$$

де β - коефіцієнт заповнення барабана, $\beta = 10-25\%$; $v_{r_{\text{вих}}}$ – швидкість руху газів на виході з сушарки, зазвичай $v_{r_{\text{вих}}} = 1,5-2,5$ м/с.

Довжина барабана l (м) визначається за формулою

$$l = \frac{4W}{\pi D^2 A}, \quad (7.112)$$

де W - маса вологи, що випаровується, визначається за матеріальним балансом сушіння, за 1 год, кг:

$$W = Q \times (R_B - R_K) \times 10^3. \quad (7.113)$$

За каталогом приймають стандартну барабанну сушарку, розміри якої найбільш близькі до розрахованих.

Практичний розрахунок труб сушарок здійснюється за фактичною продуктивністю, за вологим матеріалом і за випареною вологою.

При тепловому розрахунку експериментально визначають витрату газів V_{Γ} ($\text{м}^3/\text{с}$), що виходять з труби сушарки. Діаметр D (м) труби сушарки розраховують за формулою:

$$D = \sqrt{\frac{2V_{\Gamma}}{3600\pi v_{\Gamma\text{вих}}}}, \quad (7.114)$$

де $v_{\Gamma\text{вих}}$ - швидкість руху газів на вході в трубу-сушарку, $v_{\Gamma\text{вих}} = 30 \dots 40$ м/с.

Швидкість руху газів на вході в трубу-сушарку може бути розрахована за формулою:

$$v_{\Gamma\text{вих}} = \psi v_{\text{вит}}, \quad (7.115)$$

де ψ - коефіцієнт, що враховує запас швидкості газу ($\psi = 1,25-1,5$); $v_{\text{вит}}$ - швидкість витання частинок, м/с:

$$v_{\text{вит}} = 5.22 \sqrt{\frac{d\delta_{\text{м}}}{\delta_{\Gamma}}}, \quad (7.116)$$

де d – середній діаметр частинок, мм; $\delta_{\text{м}}$ і δ_{Γ} - середня щільність відповідно матеріалу та газів, $\text{кг}/\text{м}^3$.

Щільність газу залежить від температури газів і становить 0,3-0,35 $\text{кг}/\text{м}^3$ на вході в сушарку та 0,75-0,85 $\text{кг}/\text{м}^3$ на виході з неї.

Довжину труби сушарки приймають 20-25 м.

Гази, що відходять з сушарок перед викидом в атмосферу необхідно піддавати очищенню від пилу до рівня, що відповідає санітарним нормам.

7.19. Перемішувачі

Для усереднення пульпи концентратів варто застосовувати перемішувач типу МП.

Годинна продуктивність за пульпою, необхідна загальна ємність і число перемішувачів розраховується за об'ємом пульпи для перемішування, необхідної ємності для усереднення і робочого об'єму перемішувача:

$$V_n = Q \cdot \left(\frac{1}{\delta_{\text{мс}}} + \frac{1-P}{\delta_{\text{с}} \cdot P} \right); \quad (7.117)$$

$$V_{\text{уср}} = V_n \cdot N \quad (7.118)$$

$$n = \frac{V_{уср}}{V_p}, \quad (7.119)$$

де V_n – загальний об’єм пульпи, м³/год; Q – продуктивність за сухим концентратом, т/год.; $\delta_{тв}$ – щільність твердої фази, т/м³; δ_c – щільність середовища, т/м³; T – вміст твердого в пульпі, частки од.; $V_{уср}$ – необхідна ємність для усереднення, м³; N – число годин (період) усереднення, визначається залежно від коливання вмісту заліза в концентраті (середнє квадратичне відхилення приймається рівним 0,2 перед огрудкуванням і агломерацією); n – число перемішувачів; V_p – робочий об’єм одного перемішувача, м³.

Типорозміри перемішувачів визначаються з урахуванням компоновальних рішень і продуктивності за концентратом.

7.20. Фабричний конвеєрний транспорт

Стрічкові конвеєри входять у систему внутрішнього фабричного транспорту. Стрічкові конвеєри відносяться до найбільш поширених транспортуючих машин безперервної дії. Конвеєри класифікуються за такими основними ознаками: за призначенням - загального призначення, підземні, кар’єрні; за типом приводних пристроїв - одно- і багатопривідні; за конструктивним виконанням - стаціонарні, пересувні; за типом приводних пристроїв – одно- та багатопривідні.

Конвеєри загального призначення, що набули широкого поширення на збагачувальних фабриках, поділяють на розподільчі - для завантаження бункерів, апаратів для збагачення сировини та продуктів; складальні - для збору матеріалу з ряду послідовно розташованих осередків або від декількох конвеєрів; передавальні - для зв'язку між окремими збагачувальними апаратами та цехами.

Конвеєри виготовляються із шириною стрічки 300 мм, 400, 500, 650, 800, 1000, 1200, 1400, 1600, 2000, 2500, 3000 мм.

Продуктивність конвеєра Q (т/год) розраховується за формулою:

$$Q = 3600 \times F_0 \times v \rho k, \quad (7.120)$$

де F_0 - площа поперечного перерізу жолоба, м²; v - швидкість переміщення вантажу по стрічці, м/с; ρ - насипна щільність вантажу, т/м³; k - коефіцієнт заповнення жолоба, $k = 0,7-0,85$.

При транспортуванні матеріалів швидкість руху стрічки залежить від ширини стрічки (табл. 7.27).

Кут нахилу конвеєра залежить від сили тертя між стрічкою і матеріалом, що транспортується. Максимальний кут нахилу на підйомі стрічкових конвеєрів із гладкою стрічкою залежить від матеріалу, що транспортується, та наведений у таблиці 7.28.

Таблиця 7.27 - Швидкість руху стрічки при транспортуванні матеріалів

Матеріал	Ширина стрічки, мм							
	400-500	650	800	1000	1200	1400	1600	2000
Пиловидний та порошковий, сухий, що утворює пил	1	1	1	1	1	1	1	1
Крихкий, лускуватий	1,25	1,6	1,6	1,6	2	2	2	2
Зернистий	1,6	2,5	3,15	4	4	4	5	5
Кусковий розміром $d_{сер}$, мм:								
≤80	1,6	2	2,5	3,15	4	4	5	5
≤160	1,6	1,6	2	2,5	2,5	3,15	4	4
160-350	-	-	1,6	1,6	2	2,5	3,15	3,15
≤500	-	-	-	-	2	2	2,5	3,15

Таблиця 7.28 – Максимальний кут нахилу на підйомі стрічкових конвеєрів із гладкою стрічкою

Найменування матеріалу	Максимальний кут нахилу конвеєра на підйом, градус
Руда залізна, крупно кускова (0...350) мм	16
Руда середньо кускова (0...120) мм	20
Руда дрібно кускова (0...25) мм	20
Руда класифікована більше 100 мм	25
Руда в замкнутому циклі сухого дроблення крупністю (60...100) мм	16
Галя рудна кругла суха	10
Галя рудна мокра	12
Апатит	16
Руда кольорових металів	18-20
Вапняк	18
Концентрат магнетитових руд	22

Потужність електродвигуна (кВт) визначається за формулою

$$N = \frac{k_3 W_0 v}{1000 \eta_{пм}}, \quad (7.121)$$

де k_3 - коефіцієнт запасу потужності, $k_3 = 1,15-1,2$; v - швидкість переміщення вантажу, м/с; $\eta_{пм}$ - ККД передавального механізму; W_0 — максимальне тягове зусилля, яке може бути передано барабанній стрічці без ковзання:

$$W_0 = S_{\text{нк}}(e^{f\alpha} - 1), \quad (7.122)$$

де $S_{\text{нк}}$ - натяг гілки конвеєра, що збігає, кг (зазвичай 600-900 кг), залежить від довжини конвеєра; e - основа натурального логарифму, $e = 2,72$; f - коефіцієнт тертя між стрічкою і поверхнею приводного барабана (0,3-0,4); α - кут обхвату стрічкою приводного барабана, град.

На стрічкових конвеєрах для початкової рудою, що надходить на збагачення, і концентрату, що направляється на відвантаження або огрудкування, повинно передбачатися подвійне зважування:

– загального потоку при подачі руди в корпус збагачення та відвантаження концентрату;

– потоку руди, що надходить на кожну секцію, і концентрату, що направляється на кожний навантажувальний пункт або на фабрику огрудкування.

У всіх випадках повинні застосовуватися ваги із допустимою похибкою виміру $\pm 0,5\%$.

7.21. Насоси та трубопроводи

Для перекачування пульпи необхідно застосовувати відцентрові ґрунтові насоси з безпосереднім приводом від електромотору.

Насоси повинні бути стійкими до абразивного зносу та забезпечувати перекачування суспензій із щільністю до 2000 кг/м³ з водневим показником рН = 6...8 та мати напірні характеристики, що дозволяють створювати необхідний тиск в гідроциклонах та інших апаратах при використанні технологічних трубопроводів.

Для однієї технологічної операції перекачування слід вибирати один насос з відповідною подачею.

Переваги слід надавати насосам з регульованою частотою обертання робочого колеса, що забезпечує корекцію напірної характеристики внаслідок зносу в процесі експлуатації.

Зумпф повинен мати запірний пристрій, що запобігає замулюванню насосу під час зупинок.

Вибір типорозміру насоса при виконанні викладених вище вимог повинен здійснюватися з урахуванням напірних характеристик насоса та трубопроводу з використанням відомих методик.

Кількість резервних насосів необхідно приймати при одному насосі, що знаходиться в експлуатації на технологічній секції в даній операції – 100%, при двох – 50%.

Трубопроводи повинні мати найбільш просту схему при прийнятих компоновальних рішеннях та найменшу довжину, що забезпечують зниження шляхових та місцевих втрат напору та зниження енерговитрат.

Напірний трубопровід повинен мати діаметр, який відповідає типорозміру насоса та бути зносостійким при транспортуванні пульпи, яка вміщає абразивну тверду фазу.

Трубопроводи не повинні мати ділянки, що схильні до замулювання під час зупинок.

Для створення вакууму використовуються водокільцеві вакуум-насоси типу ВВН та подібні, а для віддування кеку – турбоповітродувки типу ТВ та подібні.

Розрахунок потреб у вакуум-насосах та повітродувках (дутьєвих вентиляторах) необхідно проводити за питомою витратою на одиницю площі фільтруючої поверхні, що приймається за результатами дослідження та практичними даними, які отримані при фільтруванні аналогічних за складом і фізичними властивостями концентратів. Кількість вакуум-насосів та турбоповітродувок приймати з резервом 10%.

Розрахунок піскових насосів необхідно проводити за заданою продуктивністю, вмістом твердого в пульпі, з урахуванням геометричного тиску і траси пульпопроводу з визначенням відносної продуктивності відцентрового насоса за водою і манометричному тиску.

Відносна продуктивність насоса за водою розраховується за формулою:

$$V_0 = V \cdot (1 + T), \quad (7.123)$$

де V_0 – відносна необхідна продуктивність за водою, м³/год.; V – необхідна продуктивність насоса за пульпою, м³/год.; T – вміст твердого в пульпі за масою, долі од.

Манометричний тиск визначається за формулою:

$$H_M = H_\Gamma + H_{\text{ПУ}} + H_{\text{ВГ}} + H_{\text{ВЗЛ}}, \quad (7.124)$$

де H_M – манометричний тиск, м; $H_{\text{ПУ}}$ – втрата тиску на прямих ділянках, м; H_Γ – геометричний тиск, м; $H_{\text{ВГ}}$ – втрата тиску на вигинах труб, м; $H_{\text{ВЗЛ}}$ – втрата тиску при всмоктуванні і зливі пульпи, м (приймається рівною 1,5 м).

Значення $H_{\text{ПУ}}$ розраховується за формулою:

$$H_{\text{ПУ}} = \alpha \cdot \frac{l \cdot V^2}{2 \cdot d \cdot g}, \quad (7.125)$$

де α – коефіцієнт опору для пульпи (приймається рівним 0,04); l – довжина трубопроводу, м; V – швидкість пульпи в трубі, м/с; d – діаметр труби, м; g – прискорення вільного падіння, м/с².

Значення $H_{\text{ВГ}}$ розраховується за формулою:

$$H_{\text{ВГ}} = K \cdot n_B \cdot \frac{90}{\alpha}, \quad (7.126)$$

де K – коефіцієнт опору пульпи, рівний 0,2; n_B – число вигинів по трасі пульпопроводу; α – кут вигинання труб, градусів.

За значеннями V_0 і H , що отримані розрахунковим шляхом, відповідно до характеристики роботи на воді відцентрових піскових насосів підбирається

типорозмір насосів, визначається їх кількість, потрібна потужність і число обертів електродвигуна

7.22 Бункери

Бункери на збагачувальній фабриці розрізняють за їх призначенням у технологічному процесі.

Приймальні бункери призначені для розвантаження сировини, що поставляється на фабрику. Місткість приймальних бункерів залежить від системи доставки руди на фабрику, від організації роботи цеху рудопідготовки, від розміру найбільших шматків корисних копалин. При крупнокускової руді (більше 400-600 мм) приймальний бункер влаштовується можливо малої місткості, визначається конструктивно за розмірами вагона або самоскида. Місткість складів руди визначається головним чином різницею режимів роботи рудника та фабрики.

Створення фабриці лише мінімальних (загалом на 1,5 діб) рудних запасів вимагає найменших капітальних витрат загалом. Але ці мінімальні запаси руди ускладнюють проведення оптимального усереднення руди, ускладнюють умови проведення ремонтних робіт дробильного, подрібнювального обладнання, правильної організації живлення дробарок середнього та дрібного дроблення. Для вирішення цих завдань необхідно улаштування на фабриці складів подрібненої руди запасом приблизно на 2-3 доби, що вимагає спеціального техніко-економічного обґрунтування.

У разі відставання гірничих робіт, коли фабрика отримує руду, як правило, «з коліс», проектування складів руди виключено.

Акумуляуючі бункери компенсують відмінності у продуктивності та графіку роботи цехів, а розподільні забезпечують рівномірний розподіл руди за однотипним обладнанням. Наприклад, при завантаженні млинів першої стадії подрібнення. При синхронній роботі цехів крупного, середнього та дрібного дроблення бункери служать як розподільні. Наявність акумуляуючих бункерів в цехах середнього і дрібного дроблення зменшує місткість бункера в цеху збагачення, але за умови однакового числа робочих днів на тиждень цехів дрібного дроблення та збагачення.

Місткість акумуляуючих бункерів визначається продуктивністю і графіком роботи суміжних цехів. Необхідна місткість проміжних бункерів (G) підраховується за формулою:

$$G = Q_{ц} t_{ц} k, \quad (7.127)$$

де $Q_{ц}$ - продуктивність цеху, меншого за своєю продуктивністю, т/год; $t_{ц}$ - максимальне надлишкове число годин роботи меншого за продуктивністю цеху в проміжок часу між зупинкою і наступним запуском цеху більшої продуктивності; k - коефіцієнт запасу (1,2-1,3)

Місткість акумуляуючих бункерів в цеху збагачення може бути розрахована з умови 36-годинного запасу руди для забезпечення необхідної продуктивності

цеху. Місткість розподільчих бункерів визначається місткістю осередків бункеру.

Мінімальна продуктивність осередків розподільчого бункера визначається сумарною продуктивністю одночасно працюючих апаратів, підключених до даної комірки, і проміжним часом між завантаженням комірки рудою. При завантаженні розподільного бункера за допомогою скидного візка, що безперервно рухається, або реверсивного конвеєра тривалість одного циклу завантаження бункера T (ч) визначається за формулою:

$$T = \frac{2L}{V}, \quad (7.128)$$

де L - довжина бункера, м; V - швидкість переміщення візка або реверсивного конвеєра, м/год.

Якщо число осередків дорівнює n , то тривалість завантаження одного осередку у кожному циклі: $t=T/n$. Звідси визначимо час перерви (год) між завантаженням осередку рудою t_n (для крайніх осередків):

$$t_n = T - t = T - \frac{T}{n} = \frac{2L}{V\left(1-\frac{1}{n}\right)}. \quad (7.129)$$

Необхідна місткість кожного осередку G' (т) і загальна місткість розподільчого бункера G (т) обчислюються за формулами:

$$G' = Q_p t_n k - \left[\frac{2Q_p L}{V\left(1-\frac{1}{n}\right)} \right]; \quad (7.130)$$

$$G = nG' = \frac{2Q_p L(n-1)k}{V}. \quad (7.131)$$

де Q_p - швидкість розвантаження руди з комірки, дорівнює сумарної продуктивності одночасно працюючих апаратів, підключених до комірки, т/год; k - коефіцієнт запасу.

Місткість навантажувальних бункерів повинна забезпечувати навантаження транспорту у встановлені терміни. При нормальній подачі транспорту під навантаження місткість навантажувального бункера залежить від рівномірності надходження концентрату в бункер k_n (k_n - коефіцієнт нерівномірності надходження концентрату в бункер, $k_n = 1,3-1,5$) і можливості запізнення транспортного засобу (год).

Основна вимога до бункерів - безперешкодне і повне самопливне вивантаження з них матеріалу.

Нормальне розвантаження бункера практично порушується внаслідок утворення склепіння матеріалу, заклинювання великих шматків матеріалу у випускному отворі, зависання і змерзання матеріалу в бункері. Обвалення склепінь і вогнищ матеріалу, що злежався в бункерах здійснюється за допомогою

пневматичних і вібраційних обрушуючих пристроїв. Під час проведення цих робіт слід керуватися вимогами правил безпеки.

За типом будівельного матеріалу бункери поділяють на залізобетонні, металеві та змішаної конструкції. Найбільш поширені залізобетонні бункери. Найчастіше проектують бункери з прямокутним корпусом та пірамідальним днищем. Бункери великої місткості для дрібних матеріалів, що злежуються, виконують корпусом циліндричної форми. Зустрічаються бункери з плоским днищем та щільним розвантаженням матеріалу.

Внутрішній об'єм бункера називають його будівельною, або геометричною, ємністю (V_0), м^3 , т; а об'єм бункера, що заповнюється матеріалом, називають його корисним об'ємом (V), м^3 , т.

Склади руди та концентратів на збагачувальній фабриці забезпечують умови для максимальної ритмічності роботи фабрики за відмінності режимів роботи рудника, фабрики - від рудопідготовки до видачі концентратів та їх відвантаження. Місткість складів крупнодробленої руди може досягати 50-70 т. Доцільність будівництва спеціального складу усереднювача та його місткість у кожному конкретному випадку додатково обґрунтовуються. На складах руди зі стаціонарним обладнанням можна розміщувати руду будь-яких сортів (але з обмеженою верхньою межею крупності до 100-150 мм).

Місткість складів концентратів (або промпродуктів) необхідно приймати в межах 5-15-добової виробничої потужності фабрики за концентратом. При проектуванні складів повинні виконуватися такі будівельні вимоги: розвантажувальні живильники необхідно встановлювати одного типу та з однаковим проміжком між ними по довжині розвантаження складу; з урахуванням місцевих умов передбачається можливість розширення складу. Режим роботи складу приймається за режимом роботи цеху фільтрації та сушіння. Склад може бути відкритим для досить великих концентратів (залізних, марганцевих та ін) або закритим для зберігання дрібних флотаційних концентратів.

Крупнокускові, зернисті концентрати перевозяться у відкритих вагонах, порошкові - у закритих. Концентрати кольорових металів перевозяться у контейнерах.

Запитання та завдання для самоперевірки

1. Які типи дробарок менш схильні до заглишення при дробленні вологих та глинистих руд та менш пристосовані для дроблення плитнякового матеріалу?

2. Назвіть методи визначення продуктивності конусних, щокових, валкових та молоткових дробарок.

3. Який клас крупності приймають за розрахунковий при грубому, середньому та тонкому подрібненні?

4. Назвіть область використання спіральних класифікаторів, гідроциклонів та гідравлічних класифікаторів.

5. Які типи відсаджувальних машин застосовують для середньовкраплених руд.

6. Які типи суспензійних сепараторів використовують для легкозбагачуваних руд?

7. Назвіть відношення годинної продуктивності до обсягу ванни у глибоких та дрібних ванн суспензійних сепараторів; норму питомого навантаження гідроциклону, концентраційного столу та шлюзу; мінімальна кількість камер та межі хвилинного дебіту пульпи в операціях флотації.

8. Розкажіть про методи визначення кількості контактних чанів, камер флотаційних машин і живильників реагентів в операції.

9. Назвіть потужність живлення магнітних сепараторів типу ПБМ, ЕРМ, ЕОМ та ЕВС.

10. Які методи використовують визначення продуктивності устаткування.

11. Які чинники впливають рішення про кількість запасних апаратів.

12. Перерахуйте апарати для дроблення, подрібнення та класифікації корисних копалин, для гравітаційних, флотаційних, магнітних, електричних та спеціальних методів збагачення, для пиловловлення та зневоднення; їх переваги та недоліки.

8. ПРОЄКТНО-КОМПОНУВАЛЬНІ РІШЕННЯ. РОЗМІЩЕННЯ ОБЛАДНАННЯ У КОРПУСАХ ГІРНИЧО-ЗБАГАЧУВАЛЬНОГО ПІДПРИЄМСТВА

Проектно-компонувальні рішення виробничих та допоміжних цехів та відділень, служб фабрики впливають на умови експлуатації обладнання та визначають техніко-економічні показники проекту в цілому.

При розробці компонентувальних рішень необхідно створювати найбільш економічні умови роботи обладнання фабрики, передбачаючи високий рівень механізації та автоматизації всіх процесів та операцій за найменших капітальних витрат на будівництво. Важливо також забезпечити здорові та безпечні умови праці для працівників фабрики.

8.1. Загальні вимоги

Проектно-компонувальні рішення поряд з правильно вибраним устаткуванням, ефективним і високопродуктивним обладнанням та обґрунтованими випробуваннями технологічної схеми, суттєво впливають на рівень основних техніко-економічних показників проекту, таких як капітальні витрати, експлуатаційні витрати та продуктивність праці.

Основними завданнями при розробці проектно-компонувальних рішень є:

а) створення найбільш вигідних умов експлуатації фабрики з максимально можливим ступенем механізації, автоматизації виробничих та допоміжних процесів і операцій.

б) забезпечення безпечних умов праці;

в) раціональне розміщення виробничих та допоміжних споруд з мінімальним вилучення земель та скороченням транспортних комунікацій.

Конструктивно-компонувальними рішеннями корпусу збагачення повинна бути забезпечена можливість самопливного видалення промислового дренажу з підвалу у хвостовий лоток під час аварійних ситуацій для уникнення підтоплення дренажних насосних станцій.

Під час вибору та компоновки обладнання, з метою отримання найбільш економічних рішень, слід приймати мінімальну кількість окремих машин з найбільшими як для даної продуктивності типорозмірами, а також мінімальну кількість потоків та секцій; продуктивність секцій – якомога більшою, що забезпечить скорочення:

- загальної маси машин і витрат електроенергії;
- виробничої площі та об'ємів будівель;
- довжини внутрішніх цехових комунікацій;
- кількості приладів та засобів автоматичного контролю виробничого процесу;
- чисельності персоналу для експлуатації.

При виборі основного та допоміжного технологічного, а також підйомно-транспортного обладнання необхідно прагнути до його максимальної уніфікації з метою створення найкращих умов для організації ремонтної служби, постачання запасних частин, скорочення терміну виконання ремонтних робіт та підвищення коефіцієнту використання обладнання.

При вирішенні питань із підвищення потужності діючих гірничо-збагачувальних комбінатів, підвищення якості продукції, що виробляється, підтримання потужності підприємства, щодо товарної продукції, у зв'язку з погіршенням якості початкової сировини, необхідно особливо ретельно розглядати варіанти реконструкції та розширення діючих фабрик без зростання виробничої площі. Реконструкцію і розширення необхідно проводити за рахунок вдосконалення технології та укрупнення обладнання з одночасним поліпшенням проектних рішень основних виробничих вузлів та санітарно-гігієнічних умов праці, а також забезпечення вимог сучасних норм проектування.

В процесі проектування і будівництва слід вносити в проект необхідні зміни, які спрямовані на поліпшення техніко-економічних показників завдяки впровадженню передової техніки та технології, покращенню конструктивно-компонувальних рішень, щоб збагачувальні фабрики, що будуються (реконструюються), на час їх вводу до експлуатації за рівнем техніки, технології і продуктивності праці відповідали кращим світовим аналогам.

Конструкція будівель повинна бути найбільш економічною, відповідати діючим будівельним нормам і правилам. Будівлі повинні мати, як правило, прямокутну форму з рівною кількістю прольотів за шириною. При цьому слід мати на увазі, що мінімальний периметр стін, мінімальна протяжність транспортних та інших комунікацій, а також найбільша пропускна здатність забезпечуються формою будівлі, що наближається до прямокутної.

При проектуванні корпусів збагачення розміри будівель приймаються тільки у відповідності до вимог технології.

Суміщення в одному корпусі (будівлі) найбільшої кількості технологічних та допоміжних операцій повинно бути загальним напрямком при розробці конструктивно-компонувальних рішень будівель і споруд фабрик.

Рекомендується об'єднати у блоки підсобні та допоміжні будівлі. Доцільно проектувати єдиний адміністративно-побутовий корпус (АПК), що включає приміщення для управління фабрикою, центральні побутові приміщення з повним комплексом допоміжних служб, а також медичний пункт, їдальню та інші приміщення, призначені для розміщення служб та організацій, що необхідні для експлуатації підприємства. У разі розміщення на одній площадці рудника, фабрики огрудкування, ремонтних служб, АПК та ін. передбачається максимальна кооперація в роботі допоміжних служб.

Спеціальні приміщення сантехнічного (аспіраційного) обладнання необхідно передбачати, як правило, в окремих блоках. Не слід розміщати це обладнання на вільних від основного обладнання площах в корпусі, або на відкритих площадках поблизу нього.

При розробці конструктивно-компонувальних рішень враховуються вимоги максимальної уніфікації будівельних параметрів та широкого застосування індустріальних типів будівельних конструкцій.

При будівництві в районах, що характеризуються великою кількістю снігових опадів та одночасно потужними вітрами, рекомендується розробляти компонентні рішення без перепаду покрівлі.

Проектно-компонувальні рішення повинні забезпечувати можливість поетапного вводу до дії будівель та споруд у відповідності до пускових комплексів, а також передбачати індустріальні методи будівництва, нормальні умови будівництва та експлуатації підприємства в період нарощування потужностей та реконструкції.

Проекти збагачувальних фабрик необхідно виконувати відповідно до вимог усіх діючих будівельних норм і правил, настанов, вказівок, інструкцій, інших державних, галузевих нормативних документів та норм проектування.

8.2. Основні будівельні параметри корпусів збагачувальної фабрики

При проектуванні виробничих та допоміжних корпусів та споруд слід дотримуватись правил уніфікації наступних основних будівельних параметрів будівель: величина прольотів, крок колон, висота поверхів, загальна висота будівлі. З метою скорочення кількості типорозмірів елементів будівель та виробів, що застосовуються в будівництві, встановлений єдиний ряд похідних укрупнених модулів: 1М (100 мм), 3М (300 мм), 6М (600 мм), 12М (1200 мм), 15М (1500 мм^{3,00} мм). Ширину прольотів одноповерхових будівель слід приймати кратним модулем 60М. Розміри прольотів будівель без мостових кранів – 12, 18, 24, 30 м; розміри прольотів будівель з мостовими кранами - 18, 24, 30 м і більше, кратні 6 м. Можливі прольоти 6, 9, 12 м (кратні 3 м). Крок колон (відстань між осями колон вздовж і впоперек будівлі) приймається 6, 12 м. Допускаються прольоти 9, 15, 21, 27, 33, 42 м (кратні 3 м). Висота приміщень (від позначки чистої підлоги до несучих конструкцій покриттів) приймається: у будинках без мостових кранів для прольотів до 12 м - 3,6; 4,2; 4,8; 5,4; 6 м; для прольотів 18, 24 м - 5,4; 6; 7,2; 8,4; 9,6; 10,8; 12,6м. У будинках з мостовими кранами висоту приміщень слід приймати: для прольотів 18, 24 м - 8,4; 9,6; 10,8; 12,6 м; для прольотів 30 м - 12,6; 14,4; 16,2; 18м.

Висоту підвальних приміщень слід приймати 3,6 м, виробничих приміщень - не менше 3,2 м. Висоту поверхів багатоповерхових будівель від позначки чистої підлоги до позначки чистої підлоги наступного поверху слід приймати 3,6; 4,8; 6 м; для першого поверху допускається 7,2 м. Мінімальні розміри проходів між обладнанням приймаються відповідно до правил безпеки при дробленні та збагаченні. Найважливіша умова, якій має відповідати об'ємно-планувальне рішення багатоповерхової будівлі, - забезпечення безпечної евакуації людей при пожежі та інших нестандартних ситуаціях через евакуаційні виходи.

Деякі норми технологічного проектування компонентування обладнання

1. Обладнання розташовувати так, щоб кількість продуктів, що транспортуються, і відстані, на які вони передаються, були найменшими.

2. Основний вантажопотік продуктів збагачення має проходити через фабрику самопливом.

3. Слід приймати найпродуктивніші апарати. При цьому зменшуються кількість точок контролю та регулювання технологічного процесу, чисельність обслуговуючого персоналу.

4. Апарати, що виконують однакові технологічні операції, для зручності обслуговування та ремонту слід встановлювати на одних відмітках. Великогабаритне, важке обладнання розміщується на нульових відмітках.

5. Слід прагнути застосування взаємозамінних однорідних апаратів. При виході з ладу одного або кількох можливий рівномірний розподіл навантаження на інші апарати.

6. Необхідне виконання правил безпеки, встановлених для цехів та окремих апаратів.

7. Цехи, апарати, що виділяють в атмосферу пил, газ, пар, дим, мають бути ізольовані від цехів із менш шкідливими умовами праці.

8. Нормальна освітленість робочого приміщення повинна бути забезпечена денним та штучним світлом. Останнє виявляється в деяких випадках економічнішим (фабрика без вікон).

9. Не слід допускати надмірності щодо площ та обсягів будівель.

Якщо ухили жолобів, труб, течок недостатні, то відбувається їх забивання, замулювання. Невиправдано великі ухили призводять до швидкого зношування транспортних засобів, пилоутворення та ошламування м'яких матеріалів. Оптимальні ухили залежать від багатьох факторів: крупності, щільності, коефіцієнта ковзання, форми зерен, поверхні транспортуючого пристрою, для пульп - розведення (Ж: Т).

Для сухих продуктів дроблення та грохочення крупністю від 350-0 до 5-0 мм мінімальні кути нахилу жолобів та течок становлять 35-45°; для вологих, глинистих продуктів - 60-65 °, для розвантаження кека фільтрів - 75-85 °.

Ухили самопливних жолобів та труб для продуктів переробки різних руд наведено в табл. 8.1 та 8.2.

Таблиця 8.1 - Ухили самопливних жолобів

№ з/п	Транспортовані продукти	Максимальна довжина односхилим жолоба, м	Максимальний кут нахилу жолобу, %
1	Колективні сульфідні концентрати, які отримують після грубого подрібнення руди з великою кількістю піриту, що направляються в десорбцію без додавання води	10	40
2	Те ж саме, з додаванням змивної води, що направляються в перечищення	10	15
3	Остаточні свинцеві, мідні, цинкові, піритні концентрати, що направляються в згущення, коли за умов згущення допустимі вихідні розрідження змивною водою до 20-25% твердого	20	7

Таблиця 8.2 – Ухили труб

№ з/п	Транспортовані продукти	Вміст твердого в пульпі за масою, %	Ухили самопливних труб, %
1	Колективні сульфідні концентрати з великою кількістю піриту, отримані після великого подрібнення руди, що направляються в десорбцію з натрієм сірчистим без додавання води	40-50	15-25
2	Те ж саме, з додаванням змивної води, що направляються в перецищення	25-30	7
3	Остаточні свинцеві, мідні, цинкові та інші концентрати, що спрямовуються в згущення, коли за умов згущення допустиме розрідження змивною водою	20-25	5-7
4	То же, концентрати після згущення	50-70	7-10

8.3. Конструктивні елементи будівель

Навантаження від технологічного устаткування підрозділяються на статичні та динамічні.

Розміщення устаткування на проектних перекриттях будинків і споруджень виконується із врахуванням статичних і динамічних навантажень від устаткування, що розраховані у проекті. Дані для розрахунку цих навантажень приводяться в технічній характеристиці заводів-виготовлювачів устаткування та у завданні на будівництво, що поставляється підприємствам.

При проектуванні виконується розрахунок опорних навантажень на фундаменти та сприйняття цих навантажень перекриттями, визначається маса фундаментів, їх армокаркас і пристрій закріплюючих анкерних болтів.

Статичне навантаження в будівельній механіці це навантаження, напрямок і місце якого змінюється в часі настільки незначно, що при розрахунку споруджень, їх приймають не залежними від часу і тому зневажають впливом сил інерції, обумовлених таким навантаженням. До статичного навантаження ставиться власна вага спорудження, устаткування, великих вузлів і деталей.

Статичні навантаження – це розосередження загальної маси устаткування, вузлів, деталей його опорної поверхні на опорну поверхню підлог, перекриття фундаментів у спокійному стані.

Розрахункову напругу у фундаментних болтах при статичному навантаженні рекомендується приймати 90 МПа.

Статичний тиск, що допускається, на підставу приймати, МПа:

- слабкі ґрунти – 0,15;
- середньої міцності ґрунти – 0,15...0,35;
- інші ґрунти – 0,35...0,6.

Фундаменти під устаткування (машину) розраховуються таким чином, щоб амплітуда коливань підшви фундаменту в кожному разі не перевищувала 0,1...0,2 мм, а для особливо відповідальних споруджень – 0,05 мм.

При закладенні фундаменту на глибину до 4 метрів від поверхні землі, що допускається, тиск різні види ґрунтів не повинне перевищувати, Мпа:

- слабкий глинистий – 0,1;
- сухий мало ущільнений пісок – 0,2;
- щільний глинистий, великий щільний пісок – 0,4;
- скелястий, кам'яний, крупний пісок, гравій – 0,6.

Маса фундаменту G (т), розраховується за формулою:

$$G = a \times Q, \quad (8.1)$$

де a – коефіцієнт навантаження на фундамент, що залежить від типу машини; Q – маса машини (т).

Коефіцієнт «а» для конусних дробарок рекомендується приймати рівним 2,5...3.

Відношення маси встаткування (т) до об'єму фундаменту (м³) повинно бути в межах 1: (3...5).

Динамічні навантаження – це навантаження що характеризуються швидкою зміною їх величини, напряду або місця прикладання (відразу усіх параметрів чи окремих з них), в результаті чого в елементах конструкцій можуть виникати значні сили інерції, які необхідно враховувати у динамічному розрахунку.

Динамічний вплив вертикальних навантажень від дробильного та збагачувального встаткування і механізмів визначаються шляхом множення нормативних значень статичних навантажень на фундаменти та перекриття на коефіцієнт динамічності, який наведений у таблиці 8.3.

Таблиця 8.3 - Коефіцієнт динамічності для основного технологічного встаткування гірничозбагачувального комплексу

Найменування устаткування	Коефіцієнт динамічності
Дробарки конусні, щоківі та молоткові	
– вертикальне навантаження	5,0
– горизонтальне навантаження, що становить 10% від ваги машини	2,0
Дробарки молоткові	
– вертикальне навантаження	3,0
– горизонтальне імпульсне навантаження, що становить 50% від ваги машини	2,5
Млини кульові, ММС	2,5
Класифікатори	1,5
Конвеєри:	
– середня частина, кінцеві станції та розвантажувальні візки	1,3
– приводні станції	1,5
– натяжні станції	1,0
Насоси відцентрові	
– 750 об/хв	1,6
– 1000 об/хв	2,0
– 1500 об/хв	3,0

Продовження табл. 8.3

Найменування устаткування	Коефіцієнт динамічності
Грохоти вібраційні	4,0
Обертові печі	2...2,5
Вентилятори відцентрові – 750 об/хв – 1000 об/хв – 1500 об/хв	1,35 1,60 2,25
Компресори горизонтальні та вертикальні	5,0
Кран мостовий електричний грейферний	1,2
Живильники тарілчасті, пластинчасті та маятникові	1,5
Живильники лоткові – вертикальне навантаження – горизонтальне навантаження	1,5 2,0
Пластинчасті транспортери і їх приводи	1,5
Пневматичні гвинтові насоси	1,5
Редуктори	1,2
Рукавні фільтри	1,2
Сушильні барабани	1,5
Скрубери промивні	3,0
Тельфери	1,1
Пакувальні машини	1,2
Фільтри барабанні та дискові	1,1
Холодильники	1,5
Ланцюгові транспортери	1,2
Живильники шламу	1,2
Шнеки транспортні, розвантажувальні, змішувальні, просіювальні	1,2
Елеватори ковшові	1,3
Електрофільтри (струшуючі пристрої)	1,2
Примітка: Наведені в табл. 6.1 значення коефіцієнта динамічності запозичені з «Тимчасових вказівок із визначення технологічних навантажень при проектуванні рудопідготовчих підприємств металургійної промисловості, з даних заводів-виготовлювачів.	

Установка конусних дробарок великого дроблення, щокових, конусних середнього та дрібного дроблення виконується на спеціальних фундаментах. Фундамент дробарок повинен бути масивним, монолітним без тріщин. Щоб уникнути передачі динамічних навантажень від вібрацій і інших струсів, фундаменти дробарок повинні відділятися від фундаментів будинків, споруджень і колон будинків. Площа основи фундаменту приймається для конкретного ґрунту та питомому тиску, що допускається на цей ґрунт.

Відношення ваги фундаменту до ваги дробарки повинне бути рівним від 3 до 5.

Фундаменти дробарок рекомендується виготовляти з бетону марки 300.

Дробарки більших розмірів із простим і складним рухом тіл для дроблення, закріплюються на фундаментах, з подальшою підливою їх цементним розчином. Дробарки закріплюються на фундаментах анкерними болтами. При монтажі великих дробарок рекомендується застосовувати анкерні болти в колодязях з

анкерними плитами, що дає можливість огляду в нішах і заміни анкерних болтів у нішах під час експлуатації. Внутрішній діаметр труби колодязя у фундаменті під анкерний болт повинен бути не менш двох діаметрів анкерного болта.

Колодязі анкерних болтів засипаються піском на всю висоту болтів, промасленим клоччям на висоту 200 мм від верхньої площини фундаменту, щоб уникнути повне заливання болта в колодязі.

Для зменшення вібрацій і струсу фундаментів, а також зменшення шуму, станини дробарок рекомендується встановлювати на вібраційні основи, які пом'якшують передачу фундаменту динамічних навантажень.

Вивірення станини на фундаменті рекомендується виконувати за допомогою клинів, як менш трудомісткий варіант, а потім виконати підливу рідким бетоном. Підлитий рідкий бетон рекомендується ущільнювати вібраторними трамбуваннями для підливи повної опорної площі станини. Анкерні болти, після зазначених вище операцій із засипання, заливають одночасно з підливою станини дробарки після її вивірки.

Положення станини (рами) щодо горизонтальної площини перевіряють за рівнем у двох взаємно перпендикулярних напрямках. Станині надають потрібне положення шляхом підбиття клинів, а потім виконується підлива рідким бетоном на висоту близько 50 мм.

Після затвердіння бетону, клини можуть видалятися, затягаються анкерні болти. Необхідно відзначити, що вивірення станини вимагає перевірки строгої паралельності головних валів і валу електродвигуна.

Встановлення плити фундаменту вважається закінченою, якщо її загальний нахил уздовж осі валу (машини) не перевищує 0,15 мм, а в поперечному напрямку становить не більше 0,3 мм на 1 м довжини.

Точність встановлення дробарки (машини) на фундаменті (мм на 100 м довжини) приймається:

Дробарно-подрібнювального устаткування

– уздовж валу – 0,2...0,3 мм;

– поперек валу – 0,2...0,3 мм.

8.4. Корпуси крупного дроблення

Крупне дроблення слід здійснювати в одну стадію.

Корпус крупного дроблення розташовується за можливістю поблизу кар'єру або в кар'єрі.

При конвеєрному транспортуванні крупнодробленої руди питання про ємність прийомних бункерів вирішується відповідно до відомчих та галузевих норм, що діють на даний час.

Корпус крупного дроблення необхідно передбачати таким, що складається з двох частин: підземної та надземної, яка являє собою одне ціле.

У надземній частині розміщується прийомні бункери для руди, завантажувальні шляхи, ремонтна площадка, приміщення для електротехнічного і санітарно-технічного обладнання. Надземна частина виконується з металевих конструкцій з урахуванням більших навантажень від підйомних кранів.

В умовах теплового клімату надземна частина корпусу крупного дроблення виконується відкритою.

Підземна частина може бути виконана у вигляді опускного колодязя або у вигляді багатоярусної монолітної залізобетонної системи, вибір яких залежить від ґрунтових умов і оснащення будівельних організацій.

Корпус крупного дроблення на промисловій площадці збагачувальної фабрики проектується за відповідним техніко-економічним обґрунтуванням.

Місце розташування корпусу крупного дроблення з максимальним зануренням або з більшими насипними спорудженнями для залізничного транспорту (при мінімальному зануренні) визначається за кращими техніко-економічними показниками порівнюваних варіантів і залежить від рельєфу місцевості, будівельної характеристики ґрунтів, вартості будівельних матеріалів насипу.

При надходженні руди залізничним транспортом будівництво корпусу крупного дроблення здійснюється без естакади, якщо інші умови аналогічні. При цьому необхідно розглядати інші варіанти будівництва підземної частини відкритим способом і способом опускного колодязя із проходкою підземної галереї методом заморожування.

Конусні дробарки крупного дроблення з діаметром основи конуса для дроблення 1500 мм і 1200 мм завантажуються безпосередньо («у завал») з рухливого складу транспорту при двосторонньому завантаженні.

Для захисту траверси дробарки крупного дроблення від прямих ударів великими кусками початкової сировини передбачається в бункері балка-розсікач.

Дробарки меншого типорозміру – 900; 750 і 500 мм і шоківі дробарки всіх розмірів повинні завантажуватися живильниками, переважно пластинчастими.

У прийомних пристроях (бункерах) перед шоківими дробарками, при наявності в руді вологого глинистого дріб'язку, передбачається футеровка з матеріалів з низьким коефіцієнтом тертя або зі сталевих плит і підігрів бункеру для попередження налипання та примерзання руди.

При надходженні руди автотранспортом або залізницею розміри та місткість прийомних бункерів для початкової сировини визначаються продуктивністю корпусу крупного дроблення та повинні бути мінімальними, але не менш чим на 4...6 думпкарів або на 6...8 автосамоскидів без врахування обсягу руди усередині бункера; при цьому повинно враховуватися можливе збільшення в перспективі вантажопідйомності та габаритів транспортних одиниць.

Кількість прийомних пристроїв визначається залежно від продуктивності фабрики, приймається, як правило, продуктивність одного прийомного пристрою (15...20) млн. т руди в рік.

При двох конусних дробарках з діаметром основи конуса для дроблення 1500 мм і 1200 мм необхідно передбачати їх поперечне розташування відносно розвантажувальних шляхів.

Прийомний бункер для розвантаження думпкарів виготовляється залізобетонним. При визначенні форми бункера необхідно враховувати утворення самофутерівки під кутом природного укусу не менш 45° і передбачається у верхній частині бункера вертикальні ділянки стінок глибиною 1 м для запобігання завалу під'їзних колій.

На розвантаженні конусних дробарок типорозмірами 1500 мм, 1200 мм і щоквої дробарки 1500 мм × 2100 мм для привода живильника встановлювати по два двигуна. Тип живлення – пластичний.

Розташування натяжних станцій конвеєрів (у наземних, спеціально збудованих будівлях або в кінцевій частині конвеєра), що подають вихідну руду в корпуси, визначається при проектуванні з урахуванням фізичних властивостей руди.

Вантажопідйомність крана для ремонту дробарки вибирається, виходячи з маси конуса для дроблення із траверсою та маси привода дробарки.

Для знепилення прийомного бункера, перевантажувальних пунктів корпусу крупного дроблення застосовується, як правило, централізована аспіраційна установка.

Сантехнічні служби та устаткування розташовуються усередині корпусу на вільних площах, при їх відсутності – на відкритих площадках поза корпусом.

Для механізації робіт з виїмки негабаритів із завантажувального отвору конусних дробарок великого дроблення передбачаються спеціальні гідравлічні захвати, а для руйнування негабаритів – бутобої.

8.5. Корпуси середнього та дрібного дроблення

Компонувальне рішення корпусів середнього та дрібного дроблення (КСДД) розробляються й обґрунтовуються на основі прийнятої схеми дроблення, типорозмірів і кількості основного встаткування – дробарок і грохотів, з урахуванням фізичних властивостей руди й особливостей площадки фабрики (рельєфу, ґрунтових умов, сейсмічності та ін.).

Рекомендуються компонувальні рішення, як правило, із суміщенням відділень середнього та дрібного дроблення з одноярусним (одноповерховим) розташуванням дробарок на віброоснові.

Каскадне розташування дробарок у сучасній практиці використовується вийняткові при обґрунтуванні вилучення замкнутого циклу, при дробленні з промивкою, при розташуванні середнього та дрібного дроблення безпосередньо при шахті та інших особливих випадках.

Застосування в проекті замкнутого циклу дроблення у кожному особливому випадку повинне підтверджуватись економічним обґрунтуванням із урахуванням наступного технологічного процесу (сухої магнітної сепарації, подрібнення та інше) та фізичних властивостей руди.

На невеликих шахтних фабриках припускається застосування каскадного компонування дробарок середнього та дрібного дроблення з діаметром основи конусу для дроблення 2200 мм з відкритим циклом дроблення та використанням висоти надшахтної будівлі для самопливу руди.

Дробарки КСД і КДД з діаметром основи конусу для дроблення 3000 мм у замкненому та відкритому циклах дроблення встановлюються на одній позначці (на єдиній площині – одноплощинна схема).

При розробці конструктивно-компонувальних рішень КСДД з дробарками КСД та КДД з діаметром основи конуса для дроблення 3000 мм, окрім варіантів розташування дробарок в одну лінію з відстанню між ними 9 м у прольоті 24 м, слід розглядати варіант «шахового» розміщення з відстанню між ними 6 м у прольоті 30 м.

Грохоти для попереднього та перевірного (контрольного) грохочення, як правило, розміщують у сумісному корпусі середнього і дрібного дроблення.

При проектуванні корпусу середнього та дрібного дроблення із замкненим циклом необхідно приймати компоновання з розташуванням грохотів під дробарками.

Проектно-компонувальні рішення вузла завантаження грохоту повинні виключати великі перепади висот у місці його завантаження початковим матеріалом та забезпечувати рівномірний розподіл руди за всією шириною грохоту.

Компоновання корпусу із розташуванням грохотів перед дробарками КСД і КДД та замкненим циклом в останній стадії дроблення застосовується при техніко-економічному обґрунтуванні, але, як правило, при відсвіві не менші 30% готового класу із крупно дробленої руди.

Бункера перед середнім і дрібним дробленням розміщуються безпосередньо у корпусі, переважно бункера мають форму прямокутного паралелепіпеда.

Запас руди у бункерах перед середнім дробленням приймається із розрахунку 1,5...2 години роботи дробарок.

Збільшення або зменшення ємності бункерів перед середнім дробленням обґрунтовується техніко-економічними розрахунками.

Для забезпечення нормального запасу руди ширина бункерного прольоту приймається 12 м (15 м при спеціальному обґрунтуванні); для збільшення запасу руди (при достатньому техніко-економічному обґрунтуванні) – 18 м.

Завантаження бункерів початковою рудою (0...350 мм) здійснюється:

при установці не більш двох дробарок КСД – безпосередньо з конвеєру, що надходить до корпусу;

при установці 3-х чи більше дробарок КСД – за допомогою реверсивного пересувного конвеєру або конвеєру з барабанною завантажувальною візком.

За наявністю складу крупно дробленої руди та однорядному або «шаховому» розташуванні дробарок середнього дроблення з діаметром основи конусу для дроблення 3000 мм руда подається безпосередньо конвеєрами з підлогового складу; при дворядному, але не «шаховому» компоновальному рішенні – з проміжного бункеру, який зблокований із дробарним відділенням.

Для можливого вводу у дію КСДД за пусковими комплексами та подальшого розширення конвеєри, що подають руду до корпусу, транспортують готовий продукт та циркуляційний матеріал повинні розміщатись, як правило, в центрі корпусу.

При кількості дробарок дрібного дроблення більше шести розглядається варіант двобічного розміщення в корпусі дробарок КСД та КДД.

На вузлах розвантаження руди крупністю 0...300 мм з бункерів КСДД встановлюються стрічкові живильники із розподілом тиску руди на живильник.

Пластинчаті живильники використовуються для погано сипучих руд, що вимагають більших отворів для розвантаження.

Для знепилення бункерів, перевантажувальних вузлів, вузлів завантаження та розвантаження дробарок і грохотів використовуються централізовані аспіраційні установки.

Устаткування приточно-витяжної вентиляції корпусів середнього та дрібного дроблення розміщується на відкритій площадці поблизу корпусу та обслуговується при ремонті за допомогою пересувних автокранів.

При проектуванні бункерів в корпусах середнього та дрібного дроблення обов'язково виконання вимог норм технологічного проектування прийомних складських і навантажувальних комплексів збагачувальних фабрик гірничо-видобувної промисловості.

8.6. Проектно-компонувальні рішення щодо дробарних фабрик

Перспективний напрямок у проектуванні першої стадії дроблення - встановлення в кар'єрі або на його борту пересувних дробильних комплексів.

Конструктивно-компонувальні рішення вузлів корпусу середнього та дрібного дроблення виконуються з мінімальними перепадами за висотою.

Розглянемо приклади.

Двохстадіальне дроблення у відкритому циклі.

На збагачувальних фабриках малої та середньої продуктивності на кожен дробарку першої стадії встановлюють одну або дві дробарки у другій стадії. Дробарка першої стадії завантажується з бункера живильником. Дроблена руда першої стадії подається на грохот перед дробаркою другої стадії. Дроблена руда з дробарок другої стадії розвантажується на загальний збірний конвеєр, на який надходить також підгратний продукт

Тристадіальне дроблення у відкритому циклі.

На збагачувальних фабриках малої та середньої продуктивності при дозованому харчуванні першої стадії дроблення вузли середнього та дрібного дроблення розміщують послідовно (рис. 8.1), бункер можна виключити зі схеми.

Перед кожною стадією дроблення одну дробарку встановлюють 1-2 грохоту.

На збагачувальних фабриках великої продуктивності (понад 10 тис. т/добу) можливе встановлення на другій та третій стадіях дроблення кількох дробарок. Транспортування руди на кожен технологічну лінію здійснюється стрічковими конвеєрами.

Двох-, тристадіальне дроблення у замкнутому циклі в останній стадії.

При невеликій продуктивності фабрики, якщо число грохотів у останній стадії дроблення трохи більше двох, замкнутий цикл дроблення здійснюється без розподільчого бункера (рис. 8.2).

Варіант розміщення обладнання другої та третьої стадій дроблення може бути таким: дробарки встановлені поруч, а вузол грохочення розташовується на певній відстані. Цикл дроблення замикається конвеєрами.

При цьому можливе винесення вузла грохочення в самостійний корпус.

На збагачувальних фабриках великої продуктивності у схемах дроблення встановлюють значну кількість дробарок та грохотів. У цьому випадку застосовні дві схеми розміщення обладнання:

1. Розподільні бункери, грохоти, дробарки встановлюють у одному корпусі. Організація замкнутого циклу здійснюється дво- або трьохмаршевою системою двох конвеєрів (рис. 8.3). Схема має компактний вигляд. В умовах високої продуктивності можливе встановлення будь-якого числа дробарок та грохотів. Скорочується обсяг будівель у порівнянні з іншими варіантами.

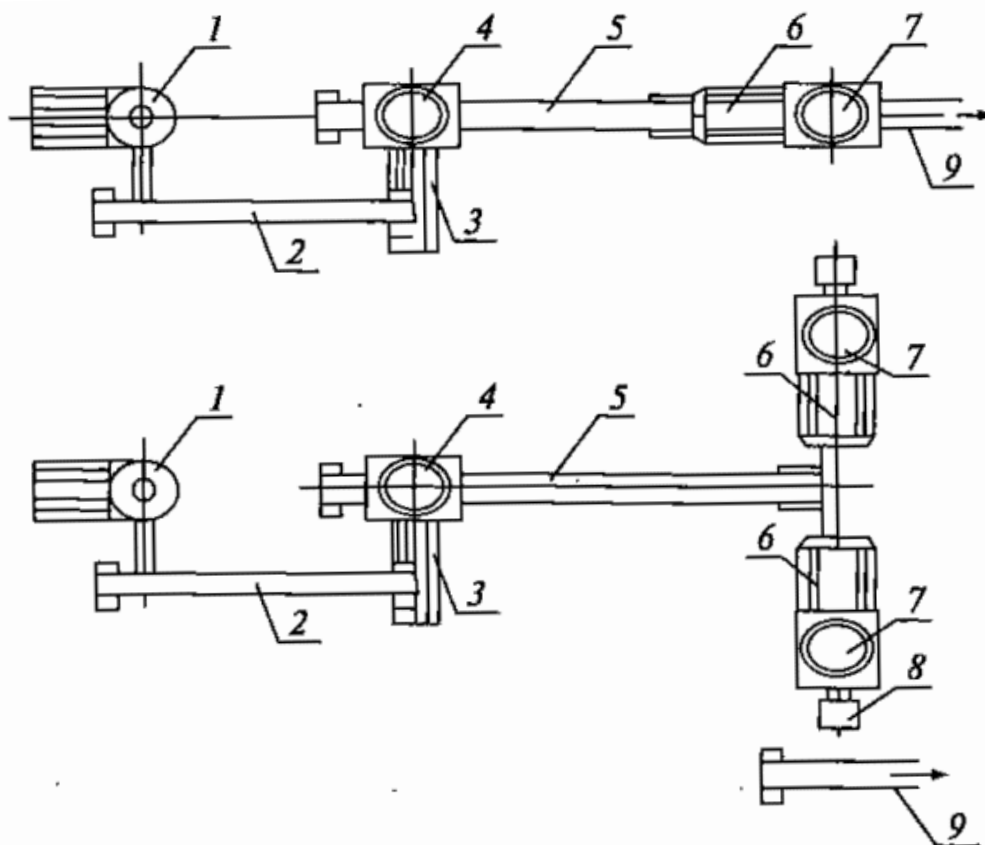


Рис. 8.1. Схеми розташування дробарок при дробленні в три стадії без проміжного бункера:

1 - дробарка першої стадії дроблення; 2, 5 та 9 - проміжні конвеєри; 3, 6 - грохоти; 4 - дробарка другої стадії дроблення; 7 - дробарка третьої стадії дроблення; 8 - збірний конвеєр

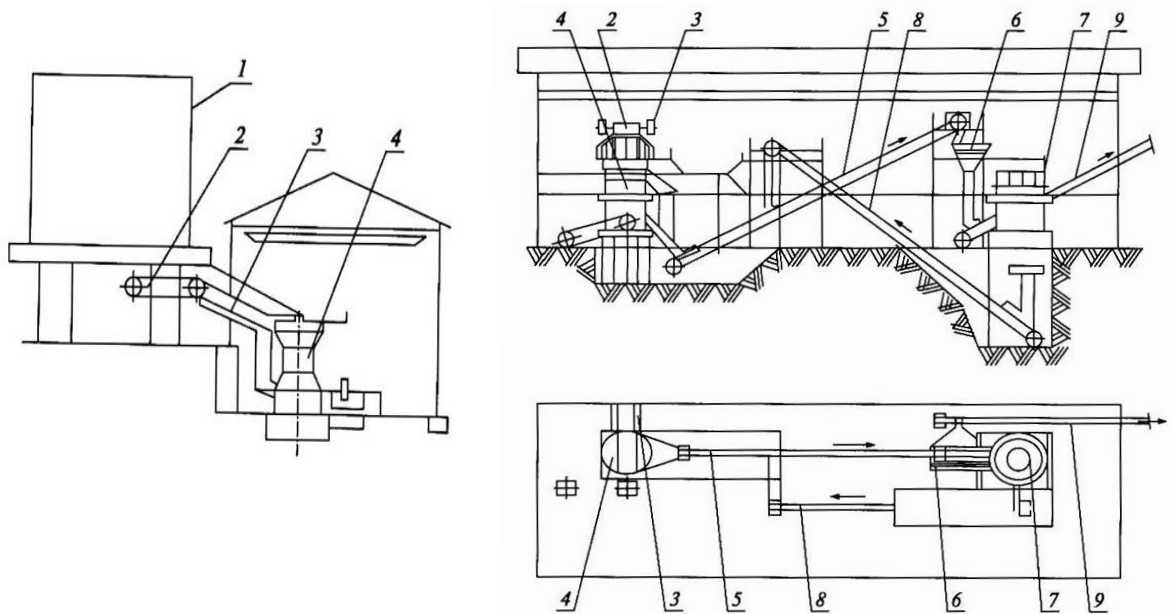


Рис. 8.2. Схема розміщення дробарок у дві стадії у замкненому циклі на фабриках малої та середньої продуктивності:

1 – бункер; 2 - пластинчастий живильник; 3 – колошниковий грохот; 4 – конусна дробарка I стадії; 5 – конвеєр стрічковий; 6 – вібраційний горизонтальний грохот; 7 – дробарка дрібного дроблення; 8 -конвеєр зворотного продукту; 9 – конвеєр продукту дроблення

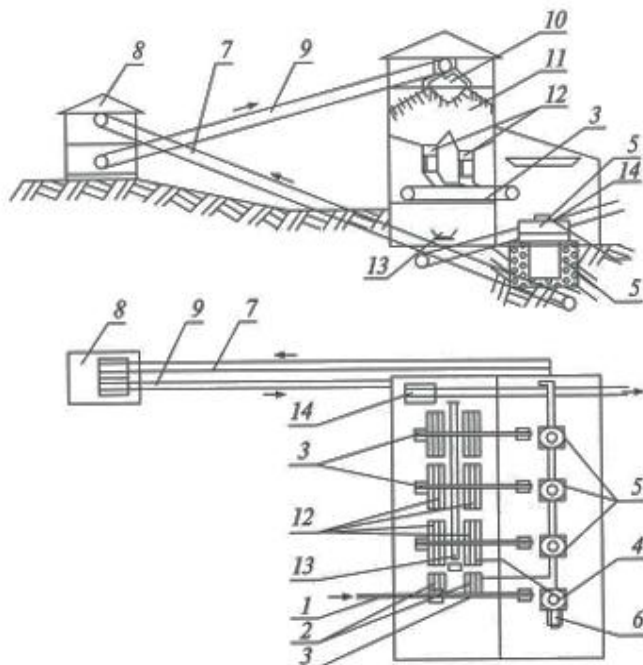


Рис. 8.3. Схема розташування дробарок та грохотів II та III стадії дроблення у замкненому циклі в одному корпусі:

1 – конвеєр крупнодробленої руди; 2 – грохоти перед дробаркою середнього дроблення; 3 – конвеєри к дробаркам; 4 – дробарки середнього дроблення; 5 – дробарки дрібного дроблення; 6 – конвеєр збірний; 7 – конвеєр

проміжний; 8 – вузол перевантаження; 9 – конвеєр проміжний; 10 – конвеєр розподільчий перед бункерами; 11 – бункер; 12 – грохоти замкнутого циклу; 13, 14 – конвеєри дробленої руди

Недолік такого компоновання - значне число перевантажень у будівлі, що призводить до великого пилоутворення. Крім того, система конвеєрів, що забезпечують циркуляцію оборотних продуктів у системі замкнутого циклу, виявляється громіздкою.

2. Розподільні (ситові) бункери та грохоти розміщують в окремих корпусах. У корпусі дроблення встановлюються дробарки середнього та дрібного дроблення (КСД, КМД). Матеріал між корпусом дроблення та корпусом грохочення транспортується системою зустрічних конвеєрів (рис. 8.4). У таких корпусах менше місць пиловиділення, можлива організація знепилювання за місцем встановлення грохотів, дробарок. Певна зручність в обслуговуванні та ремонті обладнання. Технологічна схема ускладнюється, якщо необхідне промивання руди, що містить велику кількість дріб'язку та глинистих утворень.

Промивку зазвичай проводять на стадії попереднього грохочення перед середнім або дрібним дробленням. Для важкопромивних залізних і марганцевих руд промивання можливе на стадії крупного дроблення.

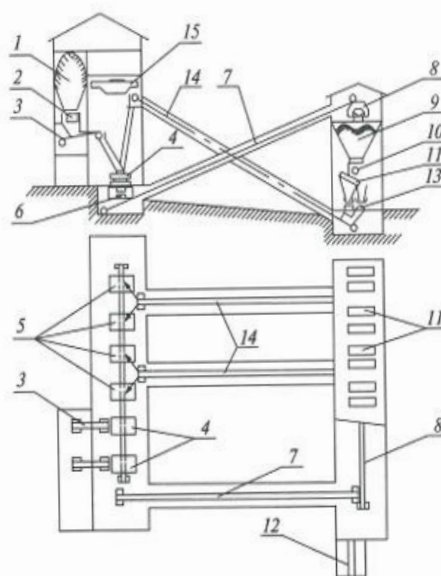


Рис. 8.4. Схема розміщення дробарок другої та третьої стадій дроблення в замкнутому циклі та грохотів в окремих корпусах:

1 - бункер крупнодробленої руди; 2 - пластинчастий живильник; 3 - конвеєр стрічковий; 4 - конусні дробарки середнього дроблення; 5 - конусні дробарки дрібного дроблення; 6 - конвеєр збірний; 7 - конвеєр до ситових бункерів; 8 - розподільчий конвеєр; 9 - ситові бункери; 10 - живильники барабанні; 11 - грохоти вібраційні; 12 - конвеєр готового продукту; 13 - збірні конвеєри верхнього продукту грохотів; 14 - конвеєри для оборотного продукту; 15 - кран мостовий електричний

Якщо застосовується промивка, то дробарки розташовуються за стадіями каскадом. Приклади компоновки устаткування цеху дроблення наведено на рис. 8.5, 8.6 та 8.7.

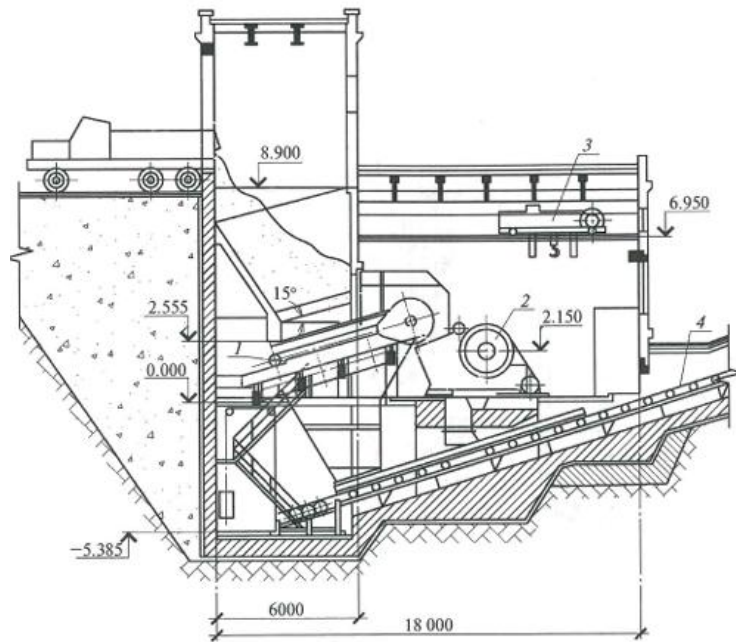


Рис. 8.5. Корпус крупного дроблення зі щоквою дробаркою:
1 - пластинчастий живильник; 2 - щоква дробарка; 3 - мостовий кран; 4 - стрічковий конвеєр

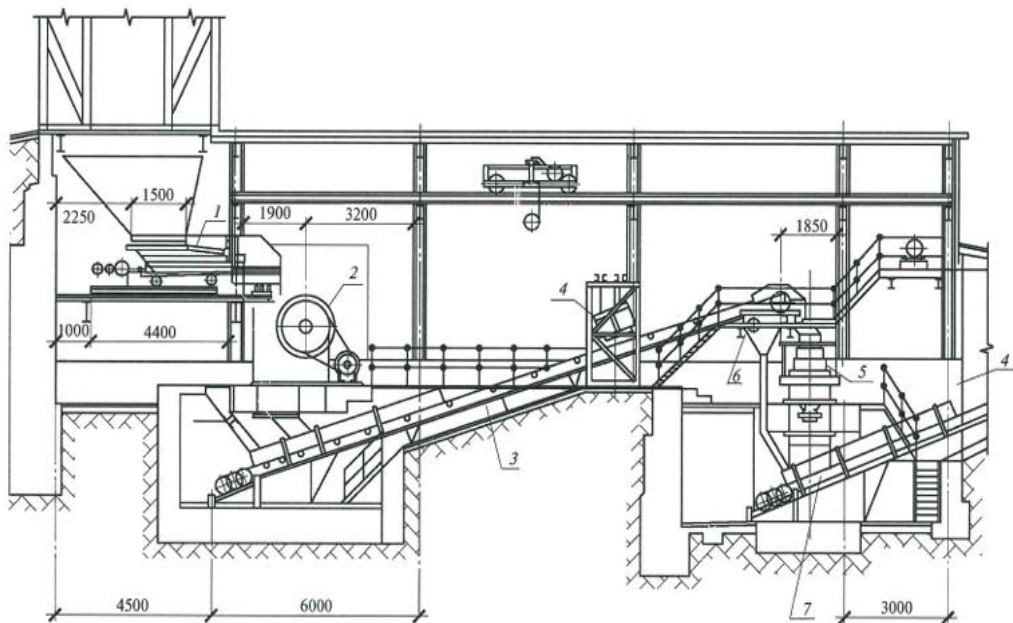


Рис. 8.6. Корпус крупного та середнього дроблення збагачувальної фабрики малої продуктивності (розріз):

1 – колюаючий живильник; 2 - дробарка щоква; 3 - конвеєр стрічковий; 4 - залізовідділювач; 5 - дробарка конуса середнього дроблення; 6 - грохот; 7 - конвеєр стрічковий; 8 - вентиляційна камера

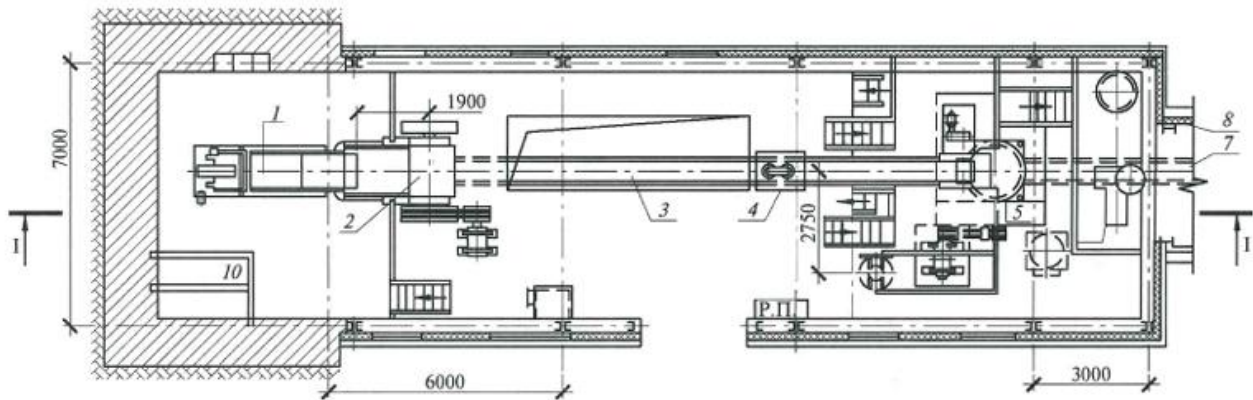


Рис. 8.7. Корпус крупного та середнього дроблення збагачувальної фабрики малої продуктивності (план):

1 – коливаючий живильник; 2 - дробарка щокочова; 3 - конвеєр стрічковий; 4 - залізовідділювач; 5 - дробарка конусна середнього дроблення; 6 - грохот; 7 - конвеєр стрічковий; 8 - вентиляційна камера

8.7. Головний корпус збагачувальної фабрики

8.7.1. Відділення подрібнення у разі застосування стрижневих або кульових млинів

Відділення подрібнення та збагачення розміщують зазвичай в одному корпусі. На фабриках малої продуктивності головному корпусі можуть розташовуватися відділення зневоднення.

У головному корпусі розміщують відділення подачі реагентів, хвостові насоси першого підйому.

З допоміжних служб розміщені: потужні трансформаторні підстанції, ремонтно-механічні майстерні, санітарно-технічне обладнання, конторські приміщення, системи контролю, експрес-аналізу та АСУ.

Основні принципи планувальних рішень під час розміщення основного технологічного устаткування:

- Ступінчасте розташування основних прольотів з метою використання рельєфу місцевості та створення умов самопливного транспорту основних пульпових потоків.
- Розташування однотипного устаткування одному прольоті корпусу.
- Виділення спеціальних зон для розміщення електротехнічного, сантехнічного та інших пристроїв.

Для створення запасу руди перед процесом подрібнення, забезпечення усереднення її за гранулометричним складом та мовною характеристикою необхідні бункери або підлогові склади.

Загальний запас подрібненої руди на фабриці має бути:

- при семиденній неділі подачі руди на фабрику - не менше півторадобової її продуктивності;
- при п'ятиденній неділі подачі руди на фабрику та безперервній роботі головного корпусу - не менше тридобової продуктивності фабрики.

Набули поширення бункер прямокутного перерізу, рідше — силосного типу або параболічні.

Прямокутні бункери застосовують для розпушених сипких руд. Вони роблять велику кількість розвантажувальних відвернень по довжині бункера. Розміри отворів: ширина — 600-700 мм, довжина — 600-1200 мм. Відстань між випускними відварами — 2-2,5 м.

Бункери силосного типу виконуються циліндричною формою із залізобетону. Система розвантаження аналогічна до розвантаження бункера прямокутного типу.

Бункер параболічного типу застосовують для сухих, сипких руд. У них утруднене розвантаження вологого матеріалу. При переробці глинистих вологих руд доцільно проектувати індивідуальний циліндричний бункер мінімальної місткості, що забезпечує рівномірне живлення млина.

Бункери розвантажують на збірний стрічковий конвейер. Для рівномірного розвантаження бункера застосовують живильники різної конструкції: вібраційні, дискові тощо.

При вологості руди вище 3% наявності глинистого та дрібного матеріалу розвантажують бункер на пластинчастий живильник.

Щоб уникнути «зависання» глинистих, вологих руд, для захисту вузлів перевантаження руди, тічок, жолобів від знесення та шуму передбачається футерування з полімерних матеріалів, гуми.

Відділення подрібнення компонується зазвичай в одному прольоті розміром від 12 до 36 м. Загальна довжина подрібнення цеху пов'язується з довжиною цеху збагачення для зручності завантаження пульпи в технологічне обладнання. У разі застосування млинів об'ємом понад 140 м³, перспективна установка для класифікації гідроциклонів замість механічних класифікаторів.

Залежно від схеми подрібнення, типу та числа млинів, класифікуючого обладнання, а також залежно від рельєфу та ґрунтових умов майданчика будівництва фабрики застосовують однорядне (рис. 8.8) або дворядне (рис. 8.9) компонування з поперечним, поздовжнім або змішаним розташуванням млинів.

Живлення млинів здійснюють за галереєю. Таке компонування економічне на фабриці високої продуктивності.

При проектуванні самопливного циклу млин - класифікатор необхідно дотримуватися мінімально допустимих ухил жолобів зливу млина в класифікатор і пісків до млина. Подача в млин пісків класифікатора повинна відповідати пропускній здатності класифікатора. Узгодження роботи млина і класифікатора відбувається згідно спряження млина та класифікатора. Розміри, що визначають взаємне розташування млина та класифікатора вибираються згідно довідників і встановлюють при побудові епюри замикання циклу (рис. 8.10).

На фабриках високої продуктивності в циклах подрібнення економічніше встановлювати гідроциклони.

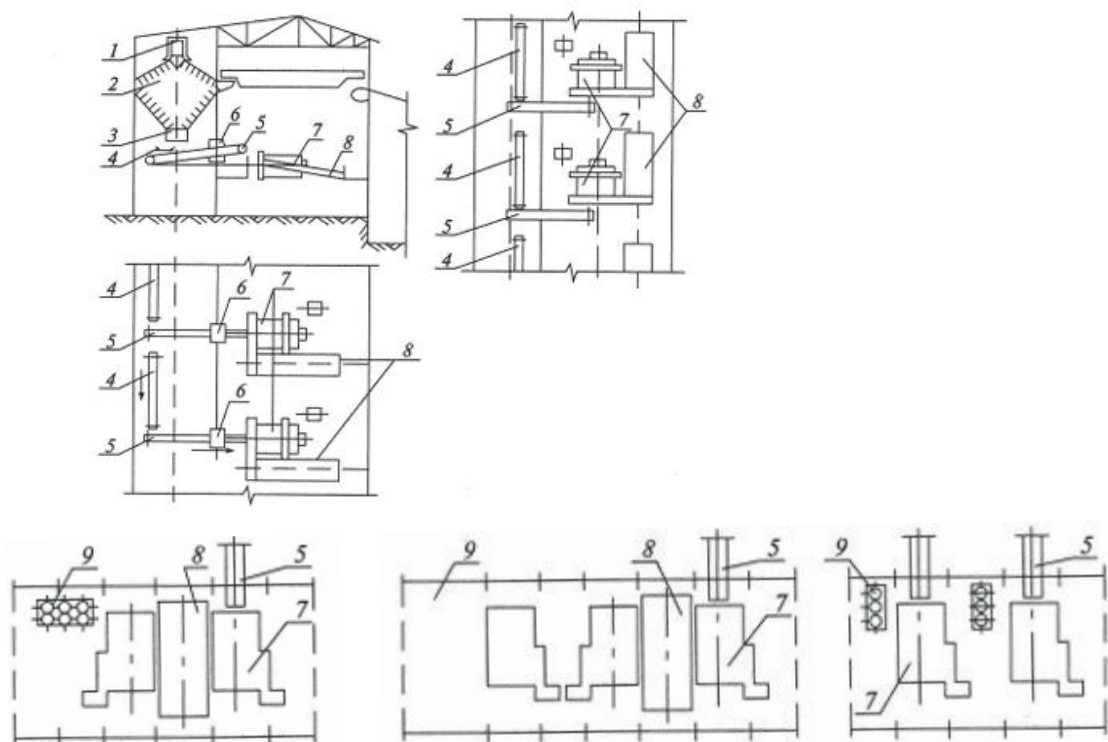


Рис.8.8. Схеми розміщення млинів в один ряд у корпусі збагачення:

1 – конвеєр дробленої руди; 2 – бункер; 3 – живильник; 4 – збірний конвеєр; 5 – наклонений конвеєр; 6 – ваги; 7 – млини; 8 – класифікатори; 9 - гідроциклони

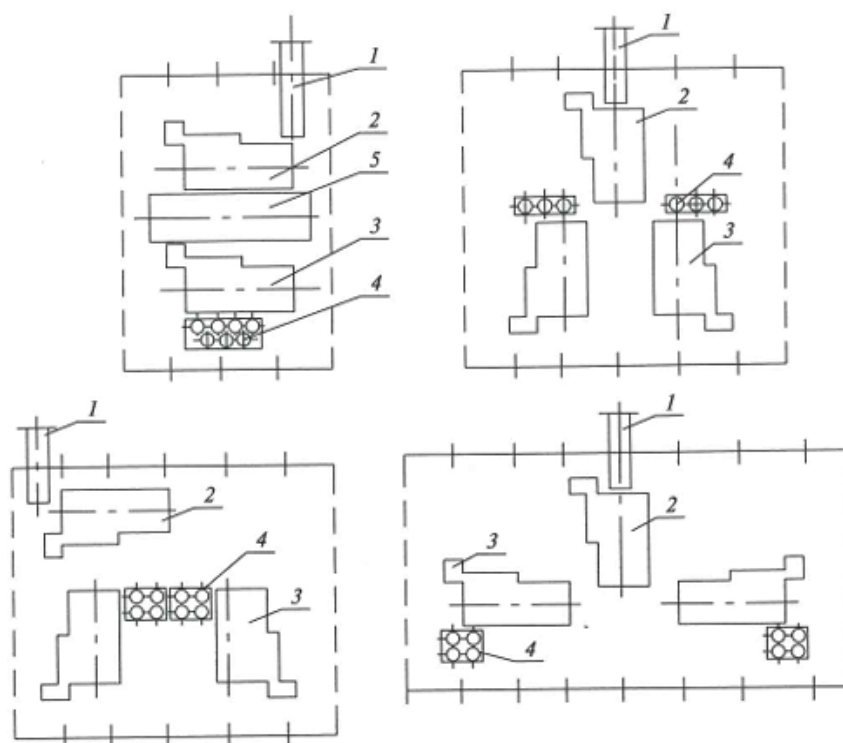


Рис.8.9 Схеми розміщення млинів в два ряд у корпусі збагачення:

1 – конвеєр дробленої руди; 2 – млин I стадії подрібнення; 3 – млин II стадії подрібнення; 4 – гідроциклони; 5 – класифікатор

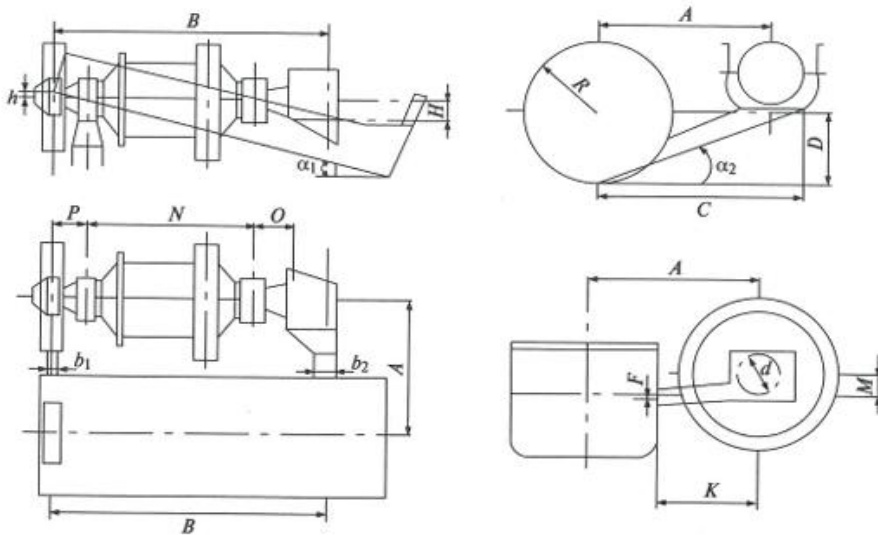


Рис. 8.10 Епюри спряження млина та класифікатора

Для уловлювання дрібних куль і скрапу на розвантажувальній цапфі млина укріплюють бутару з отворами 10-30 мм. На потоках зливу класифікаторів передбачають пристрої для уловлювання тріски. Фундаменти для млинів встановлюють монолітні.

Млини в блоці з гідроциклонами для доподрібнення проміжних продуктів встановлюють або на позначці первинного подрібнення, або нижче на уступі цеху збагачення (рис. 8.11).

«Вузол» млин-насос-гідроциклон розглядається як один агрегат. Зумпф із насосом встановлюють безпосередньо на зливі млина. У цьому випадку забезпечується траса від насоса до гідроциклону при мінімальних перепадах висот, і злив гідроциклону самопливом направляється в цикл збагачення, а піски повертаються на подрібнення в млин.

Гідроциклони як класифікуючий апарат застосовують для поділу живлення на піскову та шламову фракції у разі роздільного збагачення, а також для зневоднення продуктів збагачення та десорбції реагентів з поверхні мінералу. При цьому необхідно дотримуватися принципу найменших перекачування продуктів (пульпи).

У цеху передбачається повністю механізоване розвантаження та завантаження подрібнюючого середовища (стрижні, кулі).

Проліт подрібнення обладнаний мостовим краном (рис. 8.11). Вантажопідйомність крана приймається в залежності від числа та розміру млинів та способу ремонту.

При великій кількості млинів великого розміру і великій довжині цеху можливе встановлення двох мостових кранів: другий — допоміжний, вантажопідйомністю 10-20 т. Підлоги в цеху подрібнення роблять бетонними з ухилом (до 10-12%). Млини мають бути підняті над підлогою на 2,5-3 м для зручності прибирання. Часто для зниження капітальних витрат на будівництво потужних підкранових колон і придбання мостового крана, призначеного в основному для ремонту млинових підшипників, застосовують гідравлічні

домкрати, що дозволяють швидко і легко підняти барабан млина на висоту 0,2-0,3 м.

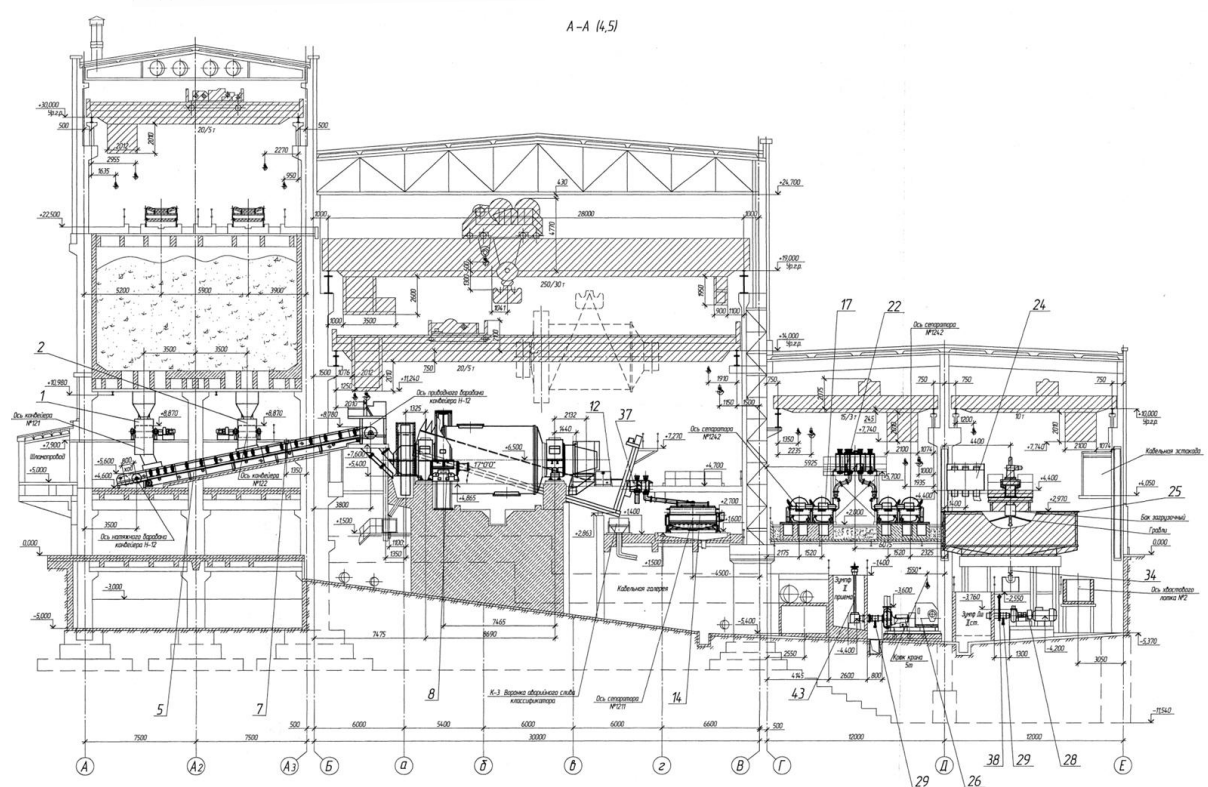
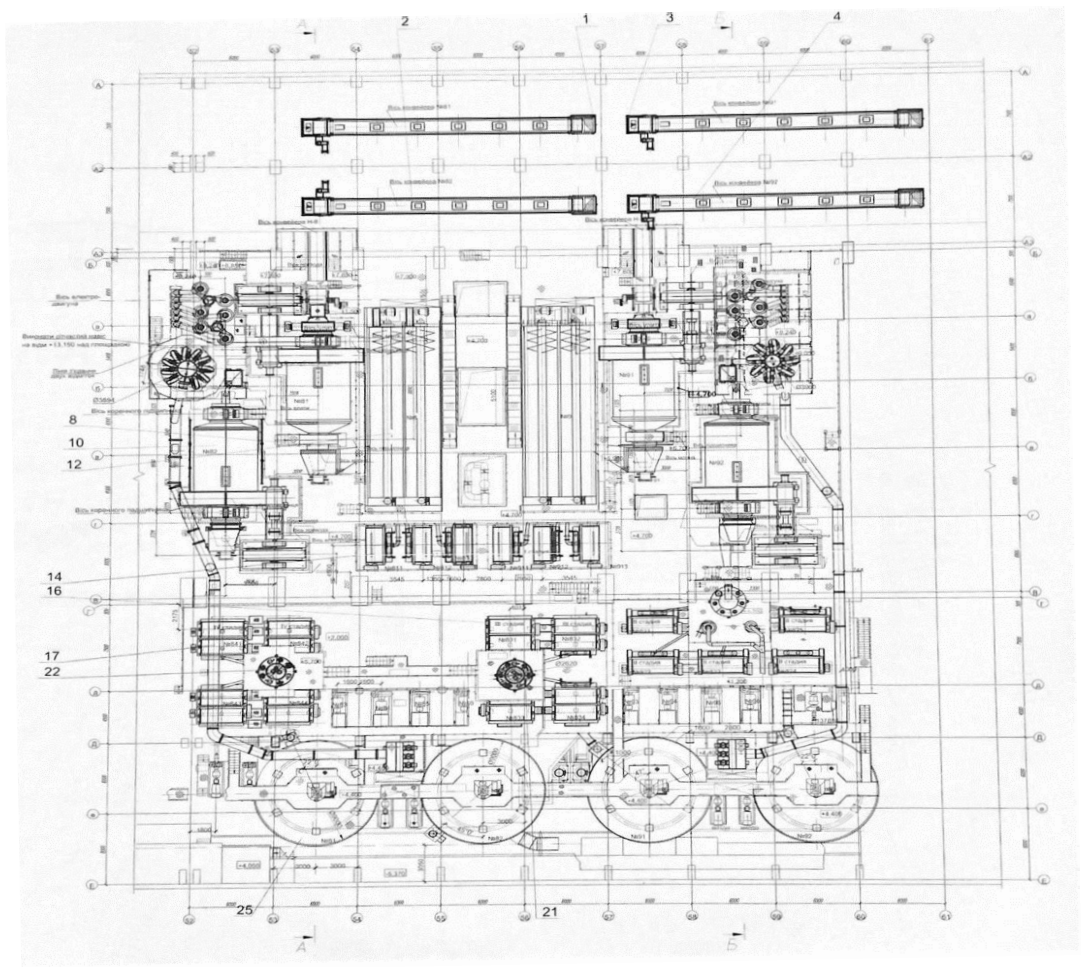


Рис. 8.11 Головний корпус фабрики зі збагачення магнетитових руд:

1-6 – конвеєри; 7 – ваги; 8-11 – млини; 12,13 – класифікатор; 14-17 – магнітні сепаратори; 18, 19, 40, 41 – гідроциклони; 20-24 пульпрозподілювачі; 25 – магнітний знешламлювач; 26-28, 32, 42 – насоси; 29-34 – фільтр, 35,36 – воронка; 37 – коробка зливу класифікатора; 43,44 – засувки; 45 – зумпф насосу

8.7.2. Основні проектно-компонувальні рішення відділень подрібнення з млинами самоподрібнення

Загальне принципове компонування обладнання в головному корпусі залишається таким самим, як і у разі застосування кульових і стрижневих млинів.

Відділення рудного самоподрібнення включають складні вузли з операціями грохочення, класифікації, виділенням «галі критичної крупності», іноді тут же встановлюються операції дроблення вихідної руди і додроблення «галі».

Млини сухого самоподрібнення обладнують складною системою відсмоктування матеріалу з млина, підігріву та очищення повітря, що циркулює. Обладнання для повітряної класифікації (циклони, сепаратори та ін), камери для підігріву повітря розміщують поблизу млина.

Відділення подрібнення як з одностадіальною схемою, так і з двостадіальною (коли встановлюють млин самоподрібнення і рудогалькові або кульові) проектуєть в одному прольоті головного корпусу розміром 24x36 м. Проліт обладнаний мостовим краном вантажопідйомністю 30-50 т. Розміщення млинів. Найчастіше бункерний проліт відсутній.

Млини самоподрібнення завантажуються великодробленою рудою зі складу підлогового типу. У разі підвищеної вологості руди, її схильності до стеження, змерзання застосування бункера замість складу може виявитися вигіднішим.

Якщо в проекті передбачено роздільну подачу до млинів дробного середовища і руди або розсортованої на класи руди, то в прольоті, суміжному з млинами, вибудовують дво- і трирядні бункери для різних класів руди.

Ремонт млинів самоподрібнення проектується на місці їх установки.

Млини мокрого самоподрібнення працюють при більш високих циркуляційних навантаженнях у порівнянні з кульовими. Для розвантаження обкатаної рудної галі крупністю до 80 мм у млині встановлюють решітки або вікна розміром до 100 мм. Злив млина надходить на грохот для виділення шматків більше 10 мм. Верхній клас грохотів конвеєрами повертається до того ж млина або збирається з усіх млинів і подається до одного з них. Нижній продукт грохоту насосами прямує на одну- двоступінчасту класифікацію в гідроциклонах або на дугових грохотах та в гідроциклонах.

Можливе розвантаження млина без грохочення. У цьому випадку злив млина піднімається аероліфтом в первинні гідроциклони. Великі піски самопливом надходять до млина, а злив насосами подається у вторинні гідроциклони для остаточної класифікації. Піски вторинної класифікації повертаються до млина.

Крупна галька, якщо вона виділяється, використовується як подрібнюоче середовище для рудно-галькових млинів.

На багатьох збагачувальних фабриках проводиться довантаження цикл самоподрібнення куль у кількості 6-8% від обсягу млина. Це сприяє подрібненню фракції руди критичного розміру і підвищує продуктивність млина за розрахунковим класом при зниженні питомої витрати електроенергії.

У поєднанні з млинами «Каскад» не застосовують спіральні класифікатори, оскільки неможливо здійснити самопливне замикання циклу внаслідок великого діаметра млина (7, 9, 12 м).

8.7.3. Основні положення компоновання обладнання у цеху магнітної сепарації

При проектуванні магнітозбагачувальних фабрик із сухою магнітною сепарацією часто застосовують багатоповерхову схему розміщення обладнання. У верхньому поверсі фабрики знаходиться бункер з живильником, який подає руду на попереднє грохот перед магнітною сепарацією. Нижче поверхом розміщуються грохоти та магнітні сепаратори. Ще нижче поверхом розташовуються конвеєри для продуктів збагачення. При крутому ухилі майданчика фабрики обладнання допускається розміщувати за уступ-чато-одноповерховою схемою.

Магнітні сепаратори встановлюються на загальному перекритті із металевих конструкцій. Опорою перекриття є колони з кроком 6×6 м. Це дозволяє вільно пересувати та встановлювати сепаратори.

На магнітозбагачувальних фабриках, що переробляють тонкокраплені руди, що вимагають тонкого подрібнення та мокрої магнітної сепарації, розміщення обладнання в цехах подрібнення описано вище.

Число секцій магнітної сепарації зазвичай приймають рівним числу секцій подрібнення. У середині секції число паралельних потоків має бути мінімальним.

На зливі млина першої стадії подрібнення магнітні сепаратори встановлюють безпосередньо біля млинів (див. рис. 8.11).

Стрижневі та кульові млина, магнітні сепаратори першого прийому (якщо необхідно - гідроциклони) встановлюють в одному прольоті, де організується ремонтно-монтажний майданчик з відповідними підйомно-транспортними механізмами.

Компоновання магнітних сепараторів може бути поздовжнім, поперечним і навіть змішаним.

Для ущільнення магнетитового концентрату не потрібно великих згущувачів, але значний вихід концентрату передбачає встановлення відповідного числа вакуум-фільтрів.

8.7.4. Особливості компоновання обладнання у цеху флотації

Основне технологічне обладнання для забезпечення процесу флотації крім флотомашин різного типу, розміру: контактні чани, насоси, обладнання реагентного майданчика (витратні ємності для реагентів, різні живильники). У разі застосування пневматичних, пневмомеханічних машин необхідні

повітродувки. Цех флотації оснащується підйомно-транспортними пристроями (мостовий кран вантажністю до 30 т).

При проектуванні цеху флотації необхідно компактно розмістити обладнання, передбачити зручне, безпечне його обслуговування за мінімальної кількості насосів. Для цього по можливості скоротити обсяги продуктів, що перекачуються, зменшити висоти підйому пульпи, скоротити відстані транспортування продуктів за технологічною схемою.

Число секцій основних операцій флотації може дорівнювати числу секцій подрібнення або кратним йому.

Флотомашини у відділенні розташовуються поперечно чи поздовжньо, тобто. перпендикулярно або паралельно до осі бункера. Багатосекційне компоновочне рішення подрібнювально-флотаційних відділень з поздовжнім розташуванням флотомашин дозволяє скоротити довжину і висоту перекачування продуктів. Скорочуються траси пересування пульпи з подрібнення цикл флотації. Переважною є можливість посекційного регулювання та контролю процесу флотації. Цей варіант для фабрик, що переробляють поліметалеві руди.

Багатосекційне проектно-компоновальне рішення подрібнювально-флотаційних відділень з поперечним розташуванням флотомашин виправдовується у разі встановлення у подрібненні млинів великого розміру і виключення для класифікації зливу млина механічних (спіральних) класифікаторів, а також якщо більшоб'ємні флотомашини встановлюються на горизонтальній.

При компонуванні слід прагнути до того, щоб у кожній флотомашині було однакове число камер. У цьому випадку довжини флотомашин у рядах вирівнюються один щодо одного і подрібнювального обладнання.

Флотомашини встановлюються на загальному перекритті із металевих конструкцій. Опорою перекриття є колони з кроком 6×6 м. Це дозволяє вільно пересувати та встановлювати флотомашини.

Висота установки флотомашин основної флотації визначається перепадом висот між відмітками шламового патрубку гідроциклону і завантажувальної кишені флотомашини. Це створює умови самопливу зливу гідроциклону на флотацію.

На позначці флотомашин можливе встановлення млинів подрібнення та згущувачів (невеликих розмірів).

Реагентні майданчики розташовуються в прольоті флотації, в прольоті млина або між цими двома прольотами. Виготовляють реагентні майданчики як двоповерхових металевих конструкцій.

Якщо не вдається скомпонувати самопливну схему флотації, доцільно поєднати всі промпродукти, що повертаються в одну операцію, і подавати їх насосами.

Для підйому пульпи замість піскових насосів рекомендується використовувати пульпопідйомники, встановлені в переобладнаній камері фло-

машини. Такий пристрій піднімає пульпу на висоту до 6 м та має перевагу перед пісковими насосами за витратою електроенергії.

Поділ пульпи перед флотомашинами здійснюється пульподілювачами різних конструкцій. У разі встановлення контактних чанів перед флотаційними камерами для вирівнювання рядів обладнання у відділенні кількість камер в 1-2 рядах машин зменшується на діаметр чана, а вийняті з рядів флотокамери додають у наступні ряди (рис. 8.12, 8.13).

При використанні пневмомеханічних флотомашин рекомендується встановлювати на одному рівні не більше шести прямоочних камер. При більшій кількості камер наступні встановлюються з перепадом 500-600 мм залежно від типорозміру флотомашини. Це пояснюється особливістю конструкції та принципом роботи пневмомеханічної флотомашини.

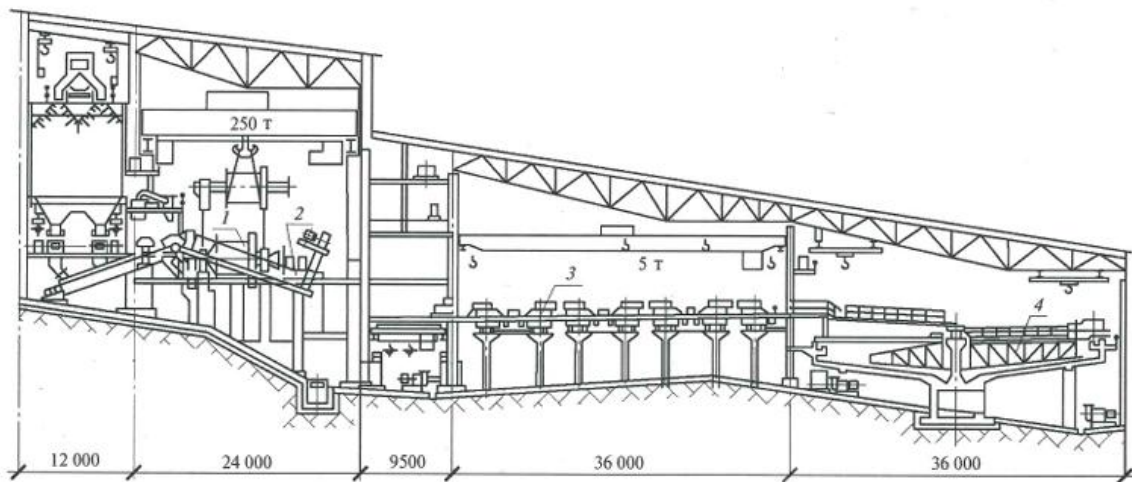


Рис. 8.12. Головний корпус флотаційної фабрики:
1 – млин; 2 – класифікатор; 3 – флотаційні машини; 4 – згушувач

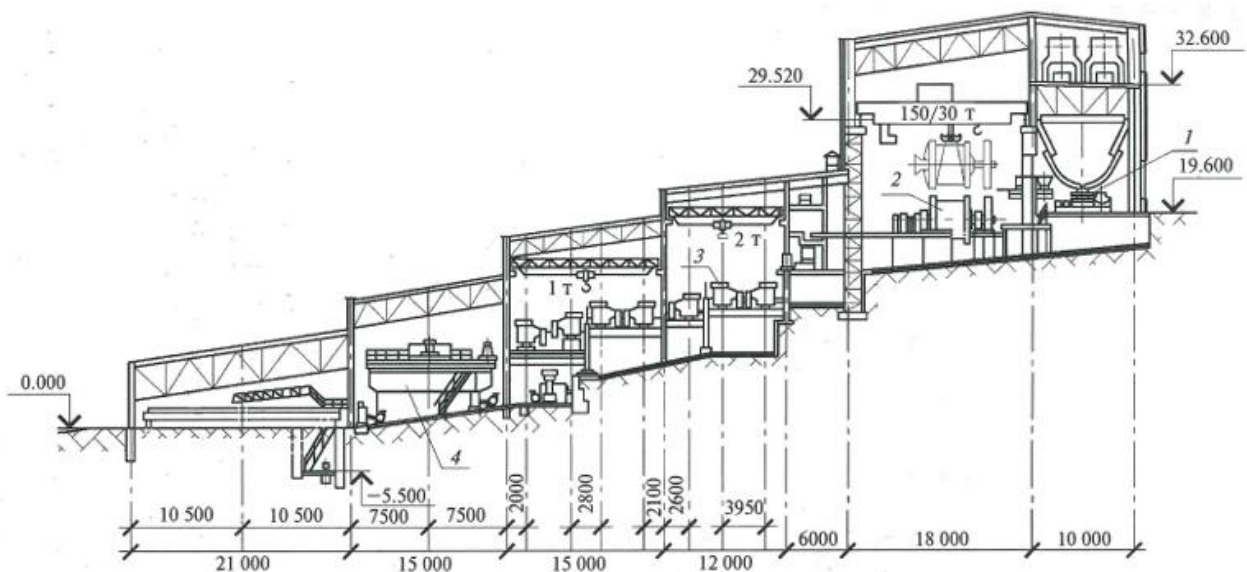


Рис. 8.13. Головний корпус флотаційної фабрики з переробки поліметалевих руд:

1 – бункер; 2 – млин; 3 – флотаційні машини; 4 – згушувач

Для механічних флотомашин компонування можна здійснити без застосування пристроїв, що перекачують пульпу. Надійне підсмоктування промпродуктів здійснюється з відстані 4-6 камер.

В останні роки на більшості збагачувальних фабрик цеху подрібнення та флотації компонують за одноповерховою схемою. При крутому рельєфі флотомашин можуть встановлюватися на двох поверхах.

Відцентрові насоси розміщують на нижніх уступах, бажано в одному або кількох місцях для зручності обслуговування краном або тельфером.

При розміщенні флотомашин слід дотримуватися мінімальних ухил жолобів і трубопроводів. Максимальна довжина односхилих жолобів не повинна перевищувати Юмі мінімальний ухил — 40%.

При додаванні води жолоб для готових флотоконцентратів з вмістом 20-25% твердого може мати довжину до 20 м з ухилом 7%.

Для встановлення механічних пробовідбирачів у жолобах та трубах передбачають перепади за висотою приблизно 1-1,5 м. Ефективність компонування обладнання в цеху флотації оцінюється:

коефіцієнтом ефективності використання площі цеху k_3 , частки од. та %,

8.7.5. Розміщення обладнання у гравітаційних цехах фабрики

На гравітаційних фабриках крупнозернисті фракції збагачуються відсадженням, дрібні - на концентраційних столах, на сепараторах (гвинтових, відцентрових, конусних). При проектуванні вуглезбагачувальних фабрик із застосуванням процесу збагачення у важких суспензіях основне обладнання розміщують на одному поверсі з обслуговуванням мостовим краном.

На вуглезбагачувальних фабриках, що переробляють сировину методами відсадки, флотації, все обладнання для дроблення, відсадки, флотації, зневоднення та сушіння продуктів збагачення розміщують в одному корпусі. Тільки циліндричні згущувачі виносять в окремий корпус.

8.8. Компонування обладнання у відділеннях згущення, фільтрації, сушки

Для зневоднення флото-і гравіоконцентратів рекомендується застосовувати стандартну схему, що включає операції згущення, фільтрації та сушіння.

На фабриках малої продуктивності або на великих фабриках, але з малим виходом концентрату встановлюють невелику кількість згущувачів та фільтрів. В цьому випадку обладнання для зневоднення розміщують в одному будинку з основними цехами виробничими збагачення (див. рис. 8.11 – 8.13).

Корпуси згущення проектують самостійно лише за великому числі згущувачів, застосуванні згущувачів діаметром понад 30 м, з урахуванням рельєфу місцевості, умов розвантаження згущеного продукту і зливу згущувачів. В окрему будівлю також виносяться згущувачі великого діаметра, що працюють у циклі з фільтрацією, що здійснюється у значній кількості фільтрів.

У районах з розрахунковою температурою +20 °С і вище рекомендується встановлювати згущувачі без будівель з утепленням зливного жолоба і укриттям насосної установки, що працює на розвантаженні продукту, що згущує.

При такому розташуванні згущувача його розміщують у безпосередній близькості до головного корпусу або до корпусу фільтрації з урахуванням довжини перекачування згущених продуктів, рельєфу місцевості та генплану фабрики. Для згущення шламистих продуктів, що містять тверде в широкому діапазоні крупності, раціонально здійснити скидання великої фракції в гідроциклонах, направивши злив гідроциклона у згущувач. Згущення продуктів, які містять великих класів, проводять у згущувачах.

Згущення концентратів, промпродуктів рекомендується проводити в стандартних радіальних згущувачах і згущувачах пластинчастого типу, а знешламлювання - в гідроциклонах, згущувачах. Зливи згущувачів концентратів, промпродуктів слід повертати в процес або спрямовувати до спеціальних відстійників.

Згущувачі малих розмірів розвантажують через діафрагмові насоси і, якщо потрібно, перекачують згущений продукт відцентровими пісковими насосами. Згущувачі великого розміру можна розвантажувати відцентровими насосами, які встановлюють безпосередньо до розвантажувальної лійки згущувача на рівні, що забезпечує заповнення насоса пульпою. Застосування відцентрових насосів з регульованою кількістю обертів забезпечує автоматичну підтримку щільності пісків.

На рудних збагачувальних фабриках фільтри зазвичай розміщують в одному корпусі з сушарками, так як зневоднені на фільтрах концентрати важко транспортуються конвеєрами.

Рекомендується розміщувати фільтри по відношенню до згущувачів так, щоб переливи фільтрів і фільтрат можна було повертати в згущувачі. Повернення переливів на фільтри без згущення обводнює живлення фільтрів, призводить до накопичення шламів. Якщо перед фільтруванням немає згущення пульпи, то для переливу фільтру та фільтратів рекомендується проектувати згущувач, який забезпечує автономну роботу цеху зневоднення.

Під час проектування фільтрувально-сушильних корпусів необхідно звернути увагу на промислову санітарію, очищення газів від пилу, вентиляцію приміщень. При великій кількості концентратів, що підлягають сушінню, з санітарно-гігієнічних міркувань рекомендується споруджувати окремий корпус фільтрації та сушіння, а іноді - у блоці зі складом сушеного концентрату. Для сушіння концентратів кольорових і рідкісних металів застосовують переважно барабанні сушарки (прямоткові).

Їх характерний великий пиловинос, іноді до 20%. Це дорожчає процес сушіння. Встановлення барабанних сушарок вимагає складної системи пиловловлювання, щоб уникнути втрат концентрату та забезпечення охорони навколишнього середовища.

Поширена одноступінчаста система пиловловлення з установкою батарейного циклону, або електрофільтра, або скрубера для остаточного

промивання газу. Скруббер виконує, до того ж, роль теплообмінника: промивні води відбирають тепло від газу, що очищається, і використовуються для підігріву пульпи у флотоції.

Найбільш ефективна двоступінчаста система очищення. При цьому на першій стадії для грубої очистки встановлюються циклони, а в другій скрубери або електрофільтри.

Електрофільтри встановлюються в окремому приміщенні, довжина прольоту якого 24-30 м, ширина 72-84 м. Пил після струшування електрофільтра потрапляє в бункер, розташований під ним. Очищене повітря через трубу видаляється в атмосферу.

Набули поширення також сушарки киплячого шару і розпилювальні сушилки. Розпилювальні сушарки не вимагають вакуум-фільтрів, сушать матеріал, що згущує. Паливоподачу та видалення золи необхідно механізувати. Застосування газового або рідкого палива краще.

Приклад розташування устаткування цеху зневоднення наведено на рис. 8.14.

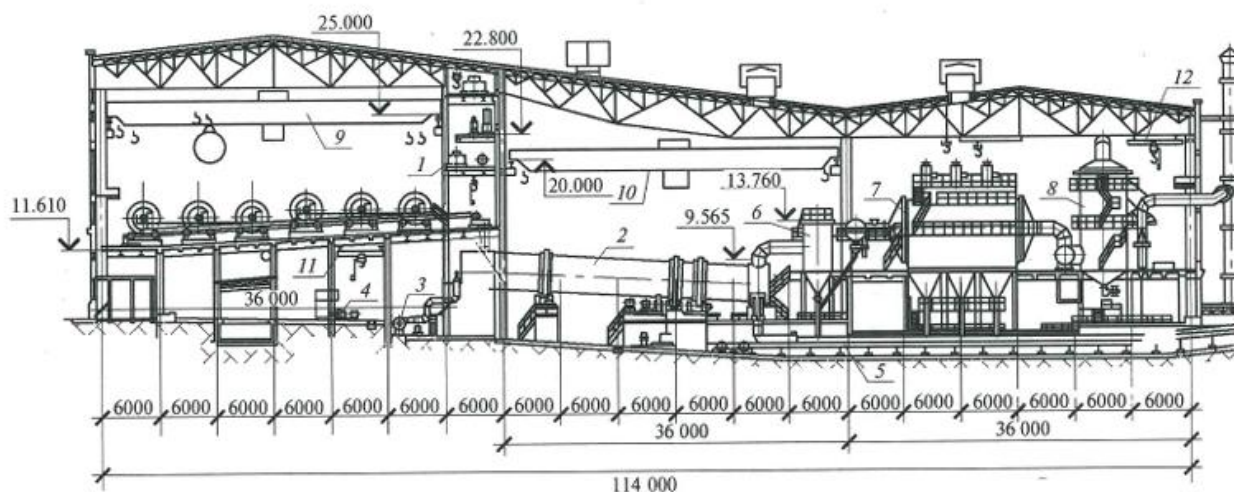


Рис. 8.14. Фільтровально-сушильний комплекс фабрики великої продуктивності:

1 – пульпорозподілювач; 2 – барабанна сушарка; 3 – вентилятор; 4 – насос; 5 – конвеєр; 6 – циклон; 7 – електрофільтр; 8 – скруббер; 9,10 – кран мостовий; 11, 12 – кран-балка

8.9. Зберігання і відвантаження концентрату

Склади концентратів забезпечують безперебійну роботу фабрики та збереження режиму транспортування концентрату на металургійний завод. Місткість складів залежить від відстані збагачувальної фабрики до споживача та регулярності подачі порожняка під навантаження. Максимальну місткість складів для концентратів, що відправляються залізничним транспортом,

приймають рівною 5 діб для фабрик великої продуктивності, для середньої - 10, для малої - 15.

Тип складу визначається необхідною його місткістю, крупністю, вологістю та цінністю концентрату.

При виборі складу вирішується питання, чи буде склад відкритим чи закритим. Відкриті склади великої місткості споруджуються для зберігання менш цінних і досить великих концентратів, одержуваних при обробці гравітаційними, магнітними процесами залізних, марганцевих руд, кам'яного вугілля та інших корисних копалин, що переробляються методом сортування. Закриті склади будуються для зберігання дрібних концентратів, так як при відкритих складах можливе значне розпилення концентрату. Режим роботи складу приймають за режимом роботи відділення фільтрування та сушіння. При великому виході концентрату проектують силосні вежі. Завантаження складу передбачають в одній або декількох точках з подальшим розподілом концентрату по складу грейферним краном або за допомогою візків, що скидають стрічкових конвеєрів, або пересувними Човновими конвеєрами. Навантаження концентрату в контейнери проводиться грейферними кранами або ковшовими навантажувачами.

Для розвантаження злежуються концентратів на відкритих складах застосовують скрепери, грейферні крани, екскаватори, а на закритих - мостові, грейферні крани. При великій продуктивності використовують екскаватори.

Концентрати, що не злежуються, з відкритих і закритих складів на фабриках великої продуктивності розвантажують через люки і живильники на стрічкові конвеєри, що проходять під складом.

Склади концентратів розміщують у прольотах, суміжних з відділенням фільтрації та сушіння. Якщо фабрики отримують кілька концентратів, склади проектують закритими, окремо кожного типу концентрату.

На вуглезбагачувальних фабриках застосовують такі склади:

- безестакадний – відкритий склад – подача вугілля на склад стрічковими конвеєрами, грейферним краном. Завантаження в штабелі – грейферним краном, розвантаження – грейферним краном, бульдозером, стрічковими конвеєрами, екскаваторами, скріперними навантажувачами. Склад служить для тривалого зберігання;
- естакадний склад – завантаження стрічковим конвеєром, розвантаження – екскаваторами, грейферними кранами, скріперними навантажувачами. Продуктивність до 250 т/год;
- напівбункерний склад - розвантаження та завантаження стрічковими конвеєрами. Живильники на розвантаженні - хитаються. Продуктивність до 1000 т/год;
- скреперні склади - штабелі вугілля, зазвичай мають форму сектора. У вершині сектора розташовується пристрій для завантаження вугілля в первинний штабель конічної форми. Основний штабель утворюється скреперами.

Зі складу вугілля подається в воронки, потім живильником і конвеєром направляється в вантажний бункер або вантажиться безпосередньо в залізничні вагони.

При залізничному або автотранспорті концентрати частіше вантажать навалом.

Крупнокускові та зернисті концентрати транспортують у відкритих вагонах, порошкові - у спеціальних закритих.

Концентрати кольорових металів перевозяться у контейнерах. Цінні концентрати рідкісних металів поставляють у міцній м'якій (мішки) або в жорсткій тарі (бляшані барабанні бочки).

Питомі будівельні об'єми складів концентрату розраховуються залежно від об'єму концентрату, що знаходиться на складі з урахуванням габаритних розмірів по довжині складу, ширині складу, висоті складу і його геометричної форми (трапеція, конус).

Питомі будівельні об'єми складів концентрату наведені в таблиці 8.4.

Таблиця 8.4 - Питомі будівельні об'єми складів концентрату

Корпус	Тип складу за способом завантаження і розвантаження	Питомий будівельний об'єм на 1000 м ³ корисного об'єму концентрату, м ³	Розрахунковий аналог
Склад концентрату	Завантаження реверсивними пересувними конвеєрами. Відвантаження грейферними кранами	3500...5000	ГЗК ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг», (НКГЗК) Лебединський ГЗК
	Завантаження вантажною машиною, розвантаження грейферними кранами	6000...8000	Північний ГЗК III черга, Полтавський ГЗК II черга.

8.10. Проектування мобільних збагачувальних фабрик

Ринкові зміни в економіці гірничодобувної та металургійної промисловості викликали підвищений інтерес до прискорення освоєння невеликих за запасами корисних копалин, залучення у виробництво рудних відвалів, хвостів збагачувальних фабрик, металургійних шлаків та інших видів техногенної сировини. Сьогодні в країнах з гірничодобувною промисловістю, що розвивається, існують нестандартні збагачувальні фабрики в основному двох типів: збірно-розбірні і пересувні (мобільні).

Такі фабрики мають низку переваг.

1. Низькі капітальні витрати на підготовчі роботи та монтаж обладнання, стислі терміни монтажу.

2. Можливість доставки обладнання у важкодоступні райони.

3. Мінімальне відчуження землі.
4. Невеликий штат, можливість організації вахтового методу роботи.
5. Можливість реалізації різних варіантів схеми.
6. Зниження собівартості видобутку та переробки сировини.
7. Мінімальний об'єм гірничих робіт, висока рентабельність експлуатації модуля.

Продуктивність модульних установок може варіювати в широких межах - від 5 до 20 т/год.

Збірно-розбірні конструкції включають ряд уніфікованих вузлів (модулів), що складаються з металоконструкцій, деталей, апаратів, що виконують самостійно одну або кілька операцій у схемі рудопідготовки і збагачення. При цьому забезпечується конструктивно-технологічна стикування між собою апаратів та тривала експлуатація без встановлення на залізобетонні фундаменти. Збірно-розбірні збагачувальні установки монтується в будинках з легких конструкцій (типових), що збираються на болтових з'єднаннях. Модульні конструкції легко транспортується при мінімальному розбиранні основних вузлів на автомобілях середньої вантажопідйомності.

За технологічним призначенням розроблені модулі поділені на групи: дробильні, подрібнювальні, класифікаційні, гравітаційні, флотаційні, підготовки реагентів, магнітного збагачення, згущення пульпи, фільтрації, сушіння, збагачення у важких суспензіях, насосні, конвеєрні.

Схеми ланцюга апаратів складаються із цих модулів. Оперативний монтаж та демонтаж дозволяє змінювати технологічну схему залежно від властивостей сировини. Ці модулі дозволяють скомпонувати збагачувальну фабрику продуктивністю 15-20 т/год. Виняток становить дробильний модуль, обладнання якого вибрано за максимальним розміром шматка руди, що завантажується. Його продуктивність досягає 40-50 т/год. Пересувні збагачувальні фабрики монтується із типових блоків серійного заводського виготовлення з повним комплектом апаратури пуску, контролю, управління. Для експлуатації необхідне лише підключення до системи водо-, енерго-, теплопостачання.

Типові блоки виконуються в габаритах, що забезпечують їх перевезення залізничним або автомобільним транспортом. Після відпрацювання ділянки родовища фабрику можна перенести на нове місце.

При проектуванні модульних фабрик необхідно прагнути до скорочення числа стадій рудопідготовки, класифікації, збагачення, збільшення питомої продуктивності апаратів, зниження енергоємності фабрики, зменшення площі, займаної обладнанням. Доцільно у цьому плані застосування у циклі дроблення дробарок відцентрового типу, а циклі подрібнення - млин рольгангового типу. Перспективним напрямком є використання способу руйнування гірничої маси методом роздавлювання у млинах високого тиску (ролер-преси). Нове покоління високочастотних грохотів дозволяє здійснювати класифікацію подрібненої руди з високою ефективністю за класом $-0,040$ мм і менше. Батареї гідроциклонів здатні виділити в слив клас $-0,020$ мм.

Крім традиційних процесів гравітаційного збагачення (відсаження, гвинтова сепарація, концентрація на столах) на модульних збагачувальних фабриках доцільно застосовувати відцентрові сепаратори.

На рис. 8.15 надано проєкт модульної фабрики (план та розріз), що переробляє золотовмісну руду.

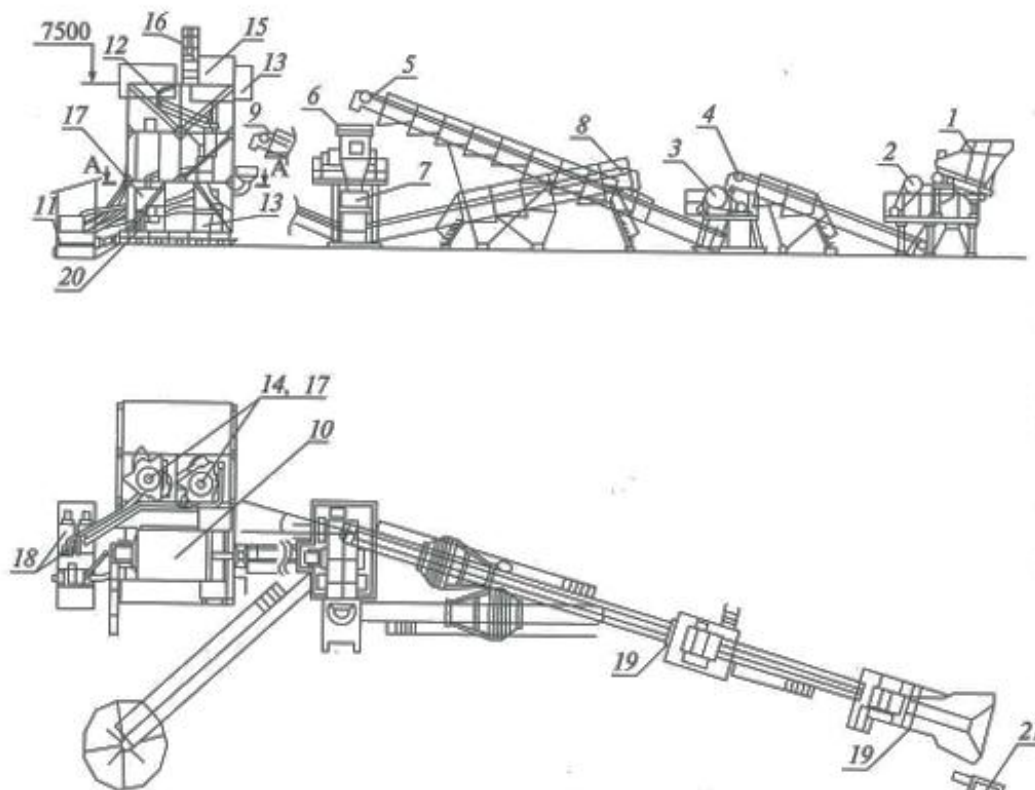


Рис. 8.15. Проєкт модульної фабрики:

1 – бункер; 2,3 – щоківі дробарки; 4, 5, 8, 9 – конвеєри; 6, 12 – грохоти; 7 – роторна дробарка; 10 – кульовий млин; 11, 18 – зумпф насоси; 13 – пульпорозподілювач; 14, 17 – сепаратори відцентрові; 15, 16 – гідроциклони; 19 – залізвідділювач; 20 – піддон; 21 – кабіна управління

Основні технічні характеристики фабрики:

- продуктивність по руді – до 15 т/год;
- ступінь подрібнення руди – 90% класу -0,074 мм;
- вилучення розкритого золота - 90%;
- енергоємність - 400 кВт;
- витрати технологічної води - 60-80 м³/год;
- при монтажі не потрібне встановлення залізобетонних фундаментів;
- термін монтажу обладнання фабрики – 8 днів;
- модуль крупного дроблення, до складу якого входять бункер-живильник, дві щоківі дробарки, грохот, стрічкові конвеєри. Дроблення здійснюється від 350 мм до 35 мм;
- модуль дрібного дроблення включає роторну дробарку, грохот, стрічкові конвеєри. Модуль дозволяє одержати продукт -5 мм. Модулі дроблення

можуть встановлюватись на стаціонарних платформах або мобільних трейлерах;

- модуль подрібнення представлений кульовим млином, вібраційним грохотом тонкого грохочення, поліуретановим гідроциклоном $L = 250$ м та батарейними гідроциклонами діаметром 127 мм;
- модуль сепарації включає два концентратори відцентрових марки КС-СДМЗО та КС-МДЗО;
- насосна станція, що представлена модулем з трьома насосами та зумпфами;
- модуль сходових прольотів і майданчиків призначений для обслуговування технологічного обладнання.

До складу модульної установки можуть бути включені дизель-генераторні агрегати, теплоцентралі, модульні їдальні, гуртожитки, душових, ремонтних майстерень.

Управління роботою модулів здійснюється з пульта управління сигналізації та блокування. На кожному модулі передбачається пускова апаратура для роботи у режимі місцевого управління.

При компонуванні обладнання в модулі передбачені максимальне використання принципу самопливного транспортування продуктів збагачення, механізація технологічного процесу, раціональне використання виробничих площ.

Запитання та завдання для самоперевірки

1. Перерахуйте умови, за яких приймають: склад руди; каскадне розташування дробарок середнього та дрібного дроблення; установку грохотів другої та третьої стадії в самостійному корпусі, обладнання для подрібнення руди у двох прольотах та для подрібнення промпродуктів у відділенні флотації, флотаційних машин довгою віссю поперек прольоту.

2. Скільки градусів становить мінімальний ухил ринв для самопливного транспорту сухих продуктів?

3. Назвіть типи дробарок, які завантажують пластинчастими живильниками та в завал.

4. Які схеми розміщення обладнання використовують для середнього та дрібного дроблення.

5. Опишіть особливості розміщення обладнання на гравітаційних та магнітозбагачувальних фабриках із сухою та мокрою технологією.

6. Перерахуйте вимоги до складів та бункерів, відділень зневоднення, дренажу підлоги.

7. Назвіть мінімальне заглиблення фундаменту та ухил маршів основних, службових, пожежних та аварійних сходів.

9. ПІДЙОМНО-ТРАНСПОРТНЕ ТА РЕМОНТНЕ ГОСПОДАРСТВО ЗБАГАЧУВАЛЬНОЇ ФАБРИКИ. ВІДДІЛ ТЕХНІЧНОГО КОНТРОЛЮ (ВТК). ДОСЛІДНИЦЬКА ЛАБОРАТОРІЯ (НДЛ). РЕМОНТ ТА ОБСЛУГОВУВАННЯ ОБЛАДНАННЯ

9.1. Підйомно-транспортне господарство

Все встановлене на фабриці обладнання, що має масу змінних вузлів (деталей) понад 50 кг, має бути забезпечене підйомно-транспортними засобами для повної механізації ремонтних робіт та проведення їх за короткий термін. Вибір підйомно-транспортного механізму залежить від маси змінного вузла, кількості обладнання, конструктивних особливостей машин (тип кріплення, приводів та ін.). До найпростіших вантажопідйомних механізмів відносяться лебідки, домкрати, талі.

Лебідки призначені для підйому, опускання або підтягування вантажів, а також для обслуговування вантажно-розвантажувальних та монтажних робіт.

Домкрати застосовують при монтажних та ремонтних роботах для підйому вантажу на невелику висоту (до 0,8-1 м).

Талі нерухомі застосовують для переміщення вантажів у вертикальному напрямку. Вантажопідйомність талей – до 2 т, висота підйому талі – 3 м.

Талі пересувні із електричним приводом називають тельферами. При значній довжині переміщення вантажів горизонтальним шляхом застосовують рух тельфера по монорейці (вантажопідйомність - до 5 т). Наприклад, доставка контейнерів із кулями до млинів, переміщення обладнання у цеху флотації та ін.

Кран-балка - тельфер на крановій установці (полегшений бруківка), вантажопідйомність - до 5 т.

Грейферні крани та тельфери служать для розвантаження дренажних відстійників, зумпфів.

Широке застосування на збагачувальних фабриках отримали мостові крани, що піднімають та переміщують вантаж у поперечному та поздовжньому напрямках. Вантажопідйомність мостових кранів загального призначення від 5 до 300 т. Ефективно використовують роботу мостових кранів при ремонті та монтажі важкого обладнання (млинів, класифікаторів, дробарок та ін.).

Вантажопідйомність підйомно-транспортного механізму вибирається в залежності від способу ремонту обладнання. На вибір способу значною мірою впливають загальна маса обладнання, кількість встановлених апаратів, конструктивні особливості машин, маса окремих вузлів, що монтуються.

Для всіх типів дробарок рекомендується застосовувати змінно-вузловий спосіб ремонтних робіт. Вантажопідйомність кранів приймають: для щоківних дробарок за вагою рухомої щоки; для конусних дробарок великого дроблення - за вагою конуса, що дробить, з траверсою; для конусних дробарок середнього і дрібного дроблення - за вагою конуса, що дробить, або за вагою станини, пружини і опорного кільця.

Змінно-машинний спосіб ремонту в цехах середнього та дрібного дроблення з перенесенням машини на ремонтний майданчик застосовують у разі кількості дробарок до 10 і більше.

Ремонт млинів може здійснюватися чотирма основними способами:

1. Ремонт на місці встановлення млина. Вантажопідйомність крана вибирається за вагою барабана, торцевих кришок, вінцевої шестерні, живильника. Число встановлених млинів 4-6.

2. Млин розвантажується від пульпи, подрібнюючого середовища та переноситься на ремонтний майданчик. Застосовується за числі однотипних млинів - 6-10, а за рахунок млинів двох або трьох типів - 8-16. Вантажопідйомність крана приймають за вагою барабана в зборі з футеруванням.

3. Барабан млина разом з подрібнюючим середовищем і пульпою переноситься на ремонтний майданчик. Застосовується при кількості млинів понад 12.

Для розвантаження подрібнюючого середовища, перефутерування та ремонту на місці рекомендується застосовувати мостовий кран вантажопідйомністю за вагою важкої деталі = 30 т.

4. Ремонт на місці встановлення млина. Вантажопідйомність крана вибирається за вагою торцевих кришок, вінцевої шістки, електродвигуна. Барабан піднімається домкратами і переміщається на візку рейковим шляхом.

Застосування четвертого способу дозволяє використовувати мостовий кран меншої вантажопідйомності та, як наслідок, менш потужні підкранові шляхи та колони будівлі. Цей підхід значно знижує вартість будівництва цеху збагачення.

У цеху флотації вантажопідйомність транспортних механізмів вибирається за вагою вузла аератора флотомашини або вагою корпусу найбільшої встановленої машини (двокамерної або чотирикамерної).

У цеху магнітної сепарації вантажопідйомність механізмів приймають за вагою магнітного сепаратора у зборі.

Для ремонту та обслуговування піскових насосів вантажопідйомність приймають за вагою (насос + електродвигун + рама). Для великих насосів ($\Gamma > 300$ мм) – найбільша вага насоса або електродвигуна.

У фільтрувальному відділенні вибирається кран за вагою фільтра у зібраному вигляді.

Для обслуговування конвеєрів приймають вантажопідйомні машини з ваги приводного барабана, редуктора у зборі, електродвигуна. До складу фабричної майстерні зазвичай входять відділення: демонтажне, слюсарно-механічне, ковальсько-котельне, з електрозварюванням, електроремонтне та КВП, вулканізаційне, інструментальна майстерня, комора, побутове приміщення.

Майстерня призначена для виконання капітальних ремонтів обладнання, виготовлення нових та реставрації старих запасних частин, ремонту окремих вузлів та змінного обладнання.

9.2. Ремонтне господарство збагачувальних фабрик

Ремонтно-монтажне господарство та його організація впливають на стійку роботу збагачувальної фабрики в цілому, на технологічні та економічні показники. Перший етап проектування ремонтно-монтажного господарства – оцінка технологічного компонування обладнання та створення матеріально-технічної бази для ремонтних робіт. У складі фабрики передбачаються ремонтно-монтажні майданчики та пункти, підйомно-транспортне обладнання, ремонтно-механічні майстерні з ремонту вузлів машин (грохотів, флотаційних машин, гідроциклонів, насосів та ін.) .

Ремонтно-монтажні майданчики (РМП) і ремонтні пункти (РП) розміщують у всіх корпусах фабрики в прольотах, де встановлюють важке устаткування й у його обслуговування мостові крани (рис. 9.1). На монтажний майданчик проектується введення залізничної колії чи автопоїзда.

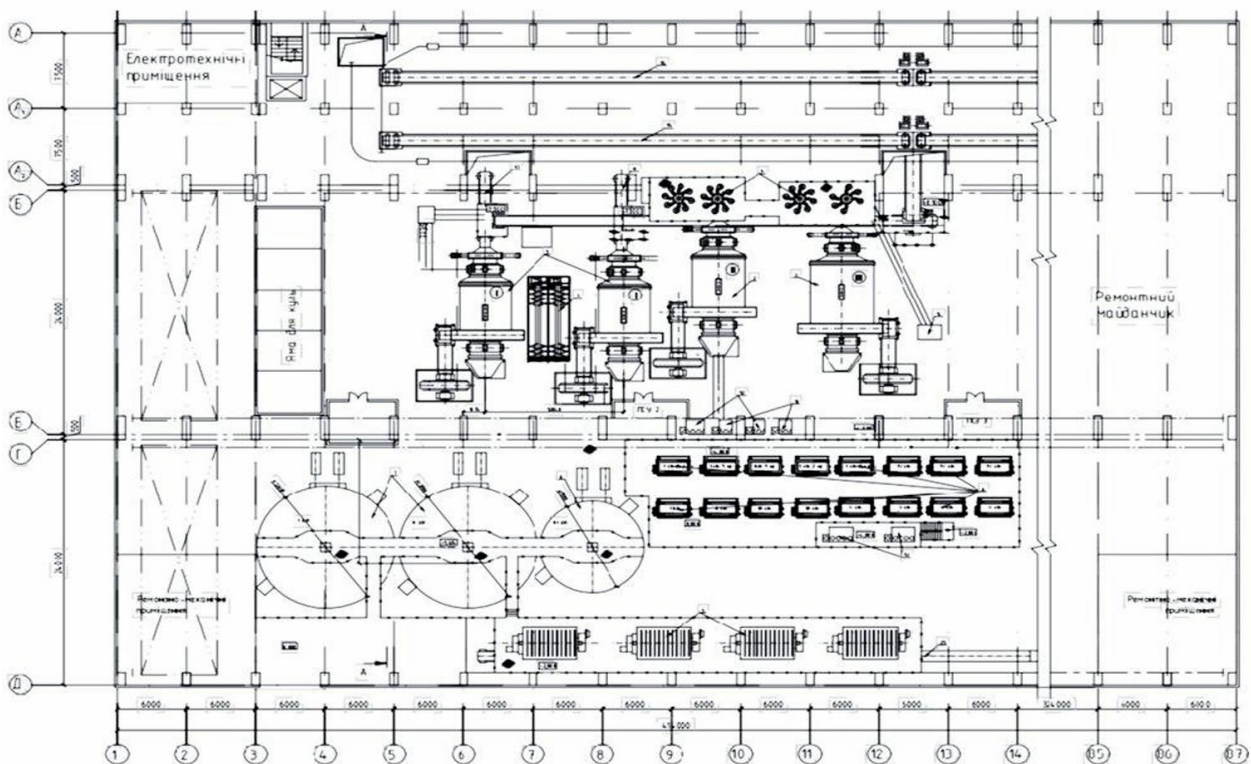


Рис. 9.1 Розміщення ремонтно-монтажних майданчиків на збагачувальних фабриках

Методи ремонту, що використовуються на фабриці: індивідуальний, змінно-вузловий, машинно-змінний та секційний. Використання того чи іншого методу ремонту залежить від часу, необхідного на демонтаж, монтаж вузлів чи обладнання загалом. Критерієм оцінки вибору методу є час простою устаткування ремонті.

При індивідуальному методі всі вузли устаткування ремонтуються дома установки агрегату. Цим методом ремонтують млини самоподрібнення і великі кульові.

При змінно-вузловому методі всі вузли обладнання замінюють на відремонтовані заздалегідь, агрегат при цьому не демонтують. Змінно-вузловим методом ремонтують дробарки всіх типів, живильники, флотомашини, магнітні сепаратори, класифікатори, згущувачі, вакуум-фільтри, сушильні барабани.

При машинно-змінному методі агрегат демонтують повністю і його місце встановлюють відремонтований. Цим способом ремонтують насоси, гідроциклони, гуркіти.

Секційний метод ремонту переважно застосовується на флотаційних фабриках. При цьому методі ремонтується все технологічне обладнання цілої секції технологічної схеми.

Для видачі завдань на проектування ремонтно-механічних майстерень обсяг ремонтних робіт визначається підсумовуванням річних витрат часу на ремонт кожної позиції всього обладнання, встановленого на фабриці, включаючи електрообладнання, аспіраційно-вентиляційні пристрої, маслопостачання та апаратуру КВП. Ремонтний час розраховується чи приймається за нормативами з усіх видів ремонтних робіт.

Розміри ремонтно-монтажних майданчиків у відділеннях дроблення наведені в таблиці 9.1, а розміри прольотів в залежності від довжини РММ в таблиці 9.2.

Таблиця 9.1 – Розміри ремонтно-монтажних майданчиків (РММ) у відділеннях дроблення

Корпус	Тип дробарок	Потрібний ремонтно-монтажний майданчик, м ²	Приклад
Корпус крупного дроблення	Встановлення в корпусі однієї дробарки крупного дроблення ККД-1500	386	Південний ГЗК комплекс ЦПТ рудного тракту
	Встановлення в корпусі двох дробарок крупного дроблення	540	Північний ГЗК комплекс ЦПТ рудного тракту
Корпус середнього і дрібного дроблення	Встановлення дробарок середнього і дрібного дроблення каскадне на 6 технологічних ниток	432	Інгулецький ГЗК

Таблиця 9.2 – Розміри прольотів в залежності від довжини РММ

Розміри прольоту	Довжина РММ при кількості млинів одного типорозміру в прольоті, (м)			
	до 4	5...10	11...16	17...30
12	9	–	–	–
15	12	36	–	–
18	18	36	–	–
24	–	36	42	48
30	–	–	36	42
36	–	–	30	36

Примітки:

1. При установці в прольотах подрібнення млинів двох типорозмірів РММ, вказані в таблиці, збільшуються на 25 %, а трьох і більш типорозмірів – на 50 %.

2. Розміри РММ дані стосовно існуючих методів ремонту і організації, технічного обслуговування і ремонту.

3. У разі вузлового методу ремонту величина РММ обґрунтовується особливо при одночасному вузловому ремонті в прольоті двох млинів і більше (з урахуванням розширення) розглядати варіант розташування млинів в двох прольотах.

9.3. Відділ технічного контролю (ВТК) на збагачувальній фабриці

Відділ технічного контролю (ВТК) на збагачувальній фабриці є ключовим підрозділом, що забезпечує відповідність якості готової продукції (концентрату) вимогам ДСТУ, ТУ або контрактам споживачів. Він здійснює вхідний контроль сировини, контроль технологічного процесу, лабораторні дослідження та фінальну приймання продукції.

Основні функції ВТК збагачувальної фабрики такі.

➤ Контроль якості сировини: Перевірка зольності, вологості, крупності та вмісту корисної копалини у рядовому вугіллі або руді, що надходить на переробку.

➤ Операційний контроль: Моніторинг роботи обладнання у головному корпусі (відсаджувальні машини, сепаратори, флотація, центрифуги) для забезпечення оптимальних показників розділення.

➤ Вихідний контроль: Відбір проб та лабораторний аналіз готової продукції (концентрату, промпродукту) на відповідність якісним характеристикам.

➤ Документальне оформлення: Видача паспортів якості та сертифікатів на відвантажену продукцію.

ВТК запобігає випуску бракованої продукції, аналізує причини відхилень від технологічного регламенту та вживає заходів щодо їх усунення.

Проектування відділу технічного контролю (ВТК) збагачувальної фабрики базується на забезпеченні точного аналізу якості сировини та продукції. Основні вимоги включають розміщення лабораторій у безпосередній близькості до виробничих ліній, забезпечення суворих санітарно-гігієнічних норм, оснащення сучасним обладнанням для пробовідбору або аналізу, ефективну вентиляцію та пожежну безпеку відповідно до проектної документації

Основні вимоги до проектування ВТК.

Розташування: ВТК слід розміщувати так, щоб мінімізувати час доставки проб від місця відбору до лабораторії. Зазвичай це окремий блок або крило виробничої будівлі, що забезпечує зручний доступ до основних вузлів фабрики.

Функціональне зонування:

Приймальня та підготовка проб: Приміщення для приймання, сушіння, дроблення та подрібнення проб (мають бути обладнані потужною вентиляцією через пил).

Аналітична лабораторія: Хімічна лабораторія для проведення аналізів (вагова, титраторна, приміщення для роботи з кислотами).

Фізико-механічна лабораторія: Ситний аналіз, визначення густини, вологості.

Приміщення для персоналу: Кабінети, роздягальні, санвузли.

Технічне оснащення та комунікації:

Вентиляція: Обов'язкова припливно-витяжна вентиляція, особливо в зонах дроблення проб та хімічного аналізу.

Освітлення: Поєднання природного та штучного освітлення з високим індексом передачі кольору.

Комунікації: Забезпечення водопостачанням, каналізацією (з очисними спорудами для хімлабораторії), стисненим повітрям та електроживленням для лабораторного обладнання.

Охорона праці та екологія:

Встановлення витяжних шаф у хімлабораторії.

Забезпечення пожежної безпеки (вогнетривкі матеріали, сигналізація).

Звукоізоляція зон дроблення (пробообробка).

Проектування ВТК має відповідати чинним державним будівельним нормам (ДБН) та нормам технологічного проектування збагачувальних фабрик.

9.4. Фабрична науково-дослідна лабораторія

Фабрична науково-дослідна лабораторія розміщується у головному корпусі збагачувальної фабрики чи приміщенні центральної хімічної лабораторії. Приміщення лабораторії має бути захищене від проникнення пилу, вологого повітря, від шуму та струсів.

Завданнями лабораторії є: попередні випробування збагачування нових технологічних сортів руд і розсипів, що переробляються на фабриці; дослідження окремих операцій, вузлів технологічної схеми з метою встановлення оптимальних режимів та контролю технологічного процесу.

У лабораторії зазвичай є відділення:

а) підготовки проб до дослідження, оснащене лабораторним обладнанням для здійснення схеми дроблення, подрібнення, стирання у поєднанні з процесами грохочення, скорочення проб, оцінки грануло-метричної характеристики продуктів схеми;

б) для випробування проб на збагачуваність та дослідження різних методів та процесів збагачення, оснащене обладнанням для випробування всіма процесами збагачення, що застосовуються на фабриці та перспективними у разі зміни речовинного складу руди. Слід мати установку для випробування на збагачуваність безперервним процесом продуктивністю 10-50 кг/год;

в) фільтрування та сушіння проб, оснащене мокрими скорочувачами, воронками під вакуум-, фільтр-пресами, сушильними печами, стирателями;

г) вагове та мінералогічне - для оцінки мінерального складу, вкрапленості цінного мінералу в рудній масі. Обладнання у відділенні: ваги, біокуляри, мікроскопи, аналітичні ваги, набір важких рідин;

д) експрес-лабораторія для оперативного контролю кількості та якості руди в операціях технологічної схеми та її продуктах.

За результатами швидких визначень регулюється рН, щільність пульпи, основні параметри процесу, гранулометричний склад продуктів, зміст основних компонентів у продуктах схеми. Експрес-лабораторія оснащена сучасними фізичними приладами для експрес-визначення вмісту хімічних елементів у продуктах схеми.

Для розміщення лабораторії необхідні такі площі в залежності від продуктивності фабрики; до 500 т/с - 210 м²; 500-2000 т/с - 270 м²; більше 2000 т/с - 540 м².

9.5. АСУТП і АСУП на збагачувальній фабриці

Основними завданнями автоматизованої системи управління технологічними процесами (АСУТП) є оперативний контроль виробництва, оптимізація технологічних процесів та забезпечення функціонування інших підсистем підприємства. До складу АСУТП збагачувальної фабрики входять підсистеми централізованого контролю, автоматизованого аналітичного контролю, розрахунку техніко-економічних показників, управління технологічними процесами та інформаційного оперативно-диспетчерського обслуговування.

АСУТП - виробнича підсистема автоматизованої системи управління підприємством (АСУП), завданням якої є забезпечення найбільшої ефективності управління підприємством. До інших (функціональних) підсистем АСУТП належать такі:

- оперативне планування та управління (оперативний облік вишуканої продукції, витрачання сировини, матеріалів, електроенергії тощо);
- техніко-економічне планування (розробка виробничих програм, розрахунки з праці та заробітної плати, нормативної та планової собівартості, накопичень та ін);
- матеріально-технічне постачання (розрахунок потреби матеріалів та облік руху товарно-матеріальних цінностей та ін.);
- бухгалтерський облік (облік матеріальних ресурсів, праці та заробітної плати, використання основних та оборотних коштів та реалізованої продукції тощо);
- управління обслуговуванням (зокрема ремонтно-енергетичними роботами, транспортом та інших.).

Стимулювання отримання продукції кращої якості передбачається преїскурантами оптових цін на корисні копалини та продукти збагачення. Управління якістю продукції є невід'ємною частиною наукового управління виробництвом, яке залежить зрештою від усіх технічних служб підприємства. З

метою координації цієї роботи створено служби управління якістю, розроблено комплексні системи управління якістю продукції (КС УКП), які передбачають: регламентацію вимог до вихідної сировини та параметрів технологічних операцій; вдосконалення методів аналітичного контролю та служби метрології; регламентацію виробничих відносин між цехами та службами об'єднання; визначення прав та обов'язків ІТП в організації роботи з управління якістю; систему матеріального стимулювання за стабільність якості руди та концентратів та інші заходи. Основою КС УКП є оперативне випробування руд та продуктів збагачення.

Сучасні збагачувальні фабрики мають у своєму розпорядженні автоматизовану систему управління підприємством (АСУП). Оскільки організаційно-збагачувальна фабрика входить до складу гірничо-збагачувального або гірничо-металургійного комбінату, АСУП передбачає кілька рівнів управління.

9.6. Допоміжні будівлі й споруди

До допоміжних будівель і приміщень належать адміністративні, побутові, пункти харчування, пункти контролю здоров'я працівників. Допоміжні приміщення проектуються у прибудовах до виробничих будівель або окремо збудованих адміністративно-побутових комбінатах. Висота поверхів допоміжних будівель має бути не нижче 3,3 м. Площа адміністративно-побутових приміщень визначається згідно з СНіП. На одного працюючого в конторі слід приймати площу 3-5 м². Для залів зборів до 100 осіб одне місце передбачається 1,5 м².

На фабриці мають бути передбачені приміщення бібліотеки, кабінет з техніки безпеки.

Приміщення для цехових начальників змін та майстрів розташовуються безпосередньо у цехах.

До складу побутових приміщень входять:

а) загальні - вбиральні, душові, туалети, курильні, пункти харчування і здоров'я пункти;

б) спеціальні - приміщення для сушіння одягу, знепилювання (для дробильних відділень), для знешкодження робочого одягу (для реагентних відділень).

Пункти живлення на збагачувальних фабриках можуть бути:

а) відкриті їдальні поза територією фабрики;

б) закриті, розміщені на території фабрики в окремій будівлі або у складі виробничих та допоміжних будівель;

в) закриті буфети, розміщені в ізольованих приміщеннях виробничих чи допоміжних будівель.

Пункти контролю здоров'я працівників розміщують на перших поверхах поблизу виробничих будівель або в окремих приміщеннях.

Запитання та завдання для самоперевірки

1. Які вимоги слід виконувати під час проектування олійних станцій?
2. Перерахуйте завдання, що вирішуються дослідною лабораторією та ВТК. Назвіть приміщення, в яких повинні розташовуватися ВТК та НДЛ.
3. Яким умовам має відповідати пробовідбирач?
4. Яку площу має займати НДЛ?
5. За допомогою яких методів визначають вантажопідйомність крана та розмір ремонтно-монтажних майданчиків?

10. ГЕНПЛАН ЗБАГАЧУВАЛЬНОЇ ФАБРИКИ

10.1. Вибір майданчика для будівництва фабрики

Вибір району та конкретної майданчика будівництва фабрики виконується в результаті комплексної оцінки варіантів у проекті будівництва гірничозбагачувального підприємства в цілому.

Будівництво фабрики, як правило, варто здійснювати на землях, непридатних для сільськогосподарського використання, з дотриманням вимог охорони навколишнього середовища та використання природних ресурсів.

Вирішальними факторами при виборі конкретного майданчика для будівництва фабрики є:

- а) транспортування руди;
- б) джерело водопостачання і енергопостачання;
- в) інженерне-геологічні умови площадки;
- г) розташування хвостосховища та умови гідротранспорту хвостів;
- д) транспортування товарної продукції;
- е) розташування житлового селища;

ж) можливість розширення підприємства з мінімальними капітальними витратами.

Ці фактори повинні розглядатися із урахуванням можливого розвитку підприємства на весь період експлуатації.

Схема виробничих споруд повинна бути максимально простою і компактною та забезпечувати найбільш економічне використання рельєфу і особливостей розташування площадки, а також максимальну поточність руди та продуктів збагачення. Найбільш раціональною схемою компоновки комплексу фабрик збагачення та огрудкування, що забезпечує розвиток підприємства при мінімальних капітальних витратах, зручність будівництва та експлуатації, слід вважати схему з суміщенням станції прийому руди і матеріалів, відвантаження готової продукції з паралельними (відносно станції) розташуванням технологічних ліній (секцій) збагачення і огрудкування.

Для забезпечення гідрозмиву просипу з конвеєрів необхідно уникати горизонтальних фрагментів галереї. Мінімальний схил повинен бути не менше 5%.

Вузли перевантаження стрічкових конвеєрів як правило, повинні бути заблоковані з виробничим корпусом. Самостійні вузли перевантаження допускаються як виключення, при відповідному обґрунтуванні.

При надходженні на фабрику руди з рудника необхідно максимально наближати приймальні пристрої фабрики до стволів, та блокувати їх з надшахтними комплексами, якщо це не суперечить технологічним та іншим умовам.

10.2 Генеральний план

Розробка генеральних планів збагачувальних фабрик виконується, як правило, на стадії техніко-економічного обґрунтування в масштабі 1:1000, при виконанні робочої документації – в масштабі 1:500; допускаються масштаби, відповідно, 1:2000, 1:1000.

При розробці генеральних планів збагачувальних фабрик, крім тих що визначені нормативними положеннями, необхідно керуватись загальнодержавними нормативними положеннями, а також враховувати галузеві і спеціальні норми та інструкції, які є обов'язковими для гірничо-видобувної промисловості.

Компонувальні рішення приймальних пристроїв повинні передбачати перспективне зростання вантажопідйомності рухомого складу транспорту руди, що задається організацією, яка розробляє гірничу частину проекту.

До складу генерального плану входять документи:

- Робочі креслення цехів;
- Розбивний план будівель, споруд;
- План організації рельєфу;
- План можливих переміщень земляних мас;
- зведений план інженерних мереж;
- План благоустрою території.

Попередні розміри промайданчика приймаються пропорційно таким у кращих вітчизняних та зарубіжних аналогів. Критеріями є питома площа.

Оптимальний ухил фабричного майданчика при замкнутих схемах обробки повинен забезпечувати самопливний рух продуктів через операції обробки для головних потоків, що несуть основну масу матеріалу. За великої кількості оборотних продуктів перевага майданчика з крутим ухилом зводиться до мінімуму. Для будівництва флотаційних фабрик бажано мати майданчик зі змінним ухилом - крутим (до 20 °) для подрібнення цеху і помірним (10-15 °) для цехів подрібнення і флотації.

Для фабрики, що працює за схемою сухої магнітної сепарації, рекомендується мати майданчик з крутим ухилом або багатоповерхову будівлю, а в разі мокрої магнітної сепарації найбільш вигідна площадка з змінним ухилом, що переходить від крутого до більш пологого ухилу.

Будівельний майданчик слід обирати поблизу залізничної чи автомобільної магістралі. Ухил місцевості для транспортних магістралей, щоб уникнути заболочування, не повинен бути менше 0,004.

Санітарно-захисні зони від меж житлових районів встановлюються виходячи з норм проектування.

Збагачувальні фабрики для металовмісних руд з мокрими процесами переробки вимагають захисної зони не менше 300 м-коду.

Якщо фабрика розташована поблизу рудника, захисна зона для видобутку свинцевих, миш'якових і марганцевих руд — 1000 м, для видобутку вугілля, залізних руд, фосфату — 500 м, для видобутку доломітів, магнезитів, азбесту, для агломераційних фабрик 0 руд чорних.

Основою проекту генерального плану у разі розміщення фабрики у складі гірничо-збагачувального комплексу є ситуаційний план. У ньому координуються рішення об'єктів основного технологічного комплексу (від видобутку корисних копалин до отримання кінцевих продуктів збагачення), допоміжних виробництв, інженерних та транспортних комунікацій, селенебезпечних територій та будівельної індустрії.

На рис. 10.1 надано планувальні рішення ГЗК великої продуктивності. Особливості цього рішення: раціональне розміщення збагачувальної фабрики поблизу копальні з розміщенням корпусу крупного дроблення на борту кар'єру; розташування об'єктів виробничо-допоміжного комплексу (РМЗ, котельня, база будівельників) на проммайданчику фабрики; територія міста знаходиться, відповідно до санітарних вимог, з підвітряної сторони переважаючого напрямку вітру по відношенню до промислового комплексу, кар'єру, відвалів порожньої породи, збагачувальної фабрики, ТЕЦ, хвостосховища.

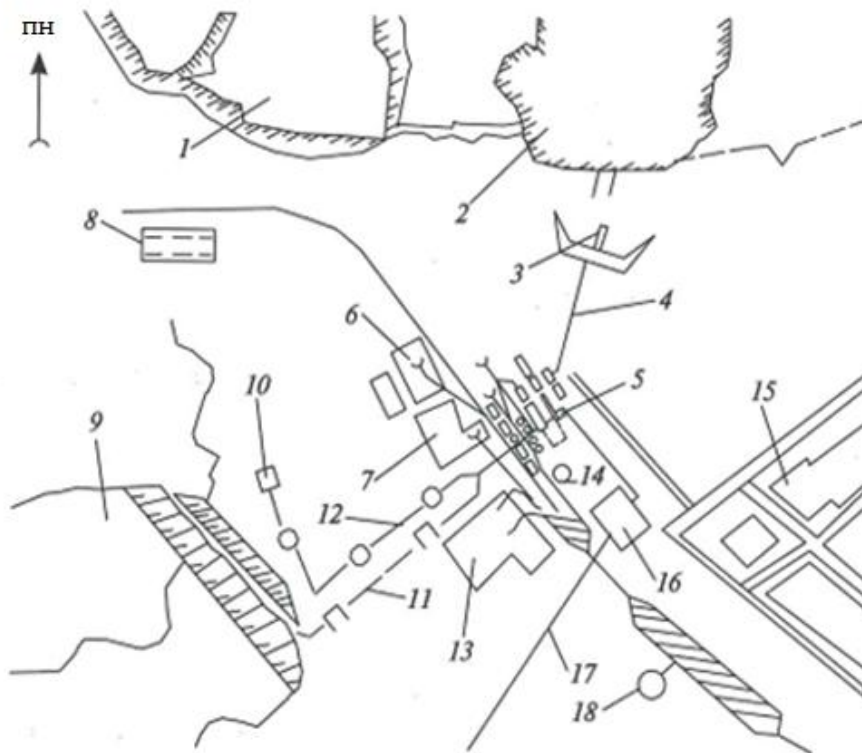


Рис. 10.1. Схема ситуаційного плану ГЗК з розташуванням збагачувальної фабрики поблизу рудника та корпусу крупного дроблення на борту кар'єру:

1 - відвал порожньої породи; 2 - кар'єр; 3 - корпус великого дроблення; 4 - галерея стрічкового конвеєра; 5 - проммайданчик збагачувальної фабрики та рудника; 6 - ТЕЦ; 7 - майданчик ремонтно-механічного заводу (РМЗ); 8 - склад вибухових матеріалів; 9 - хвостосховища; 10 - насосна станція оборотної води; 11 - пульпогін; 12 - водовід оборотної води; 13 - майданчик будівельної бази; 14 - ж.-д. станція комбінату; 15, 18 - ж.-д. станції МПС

На рис. 10.2 надано розташування основних промислових будівель та споруд на території проммайданчика збагачувальної фабрики.

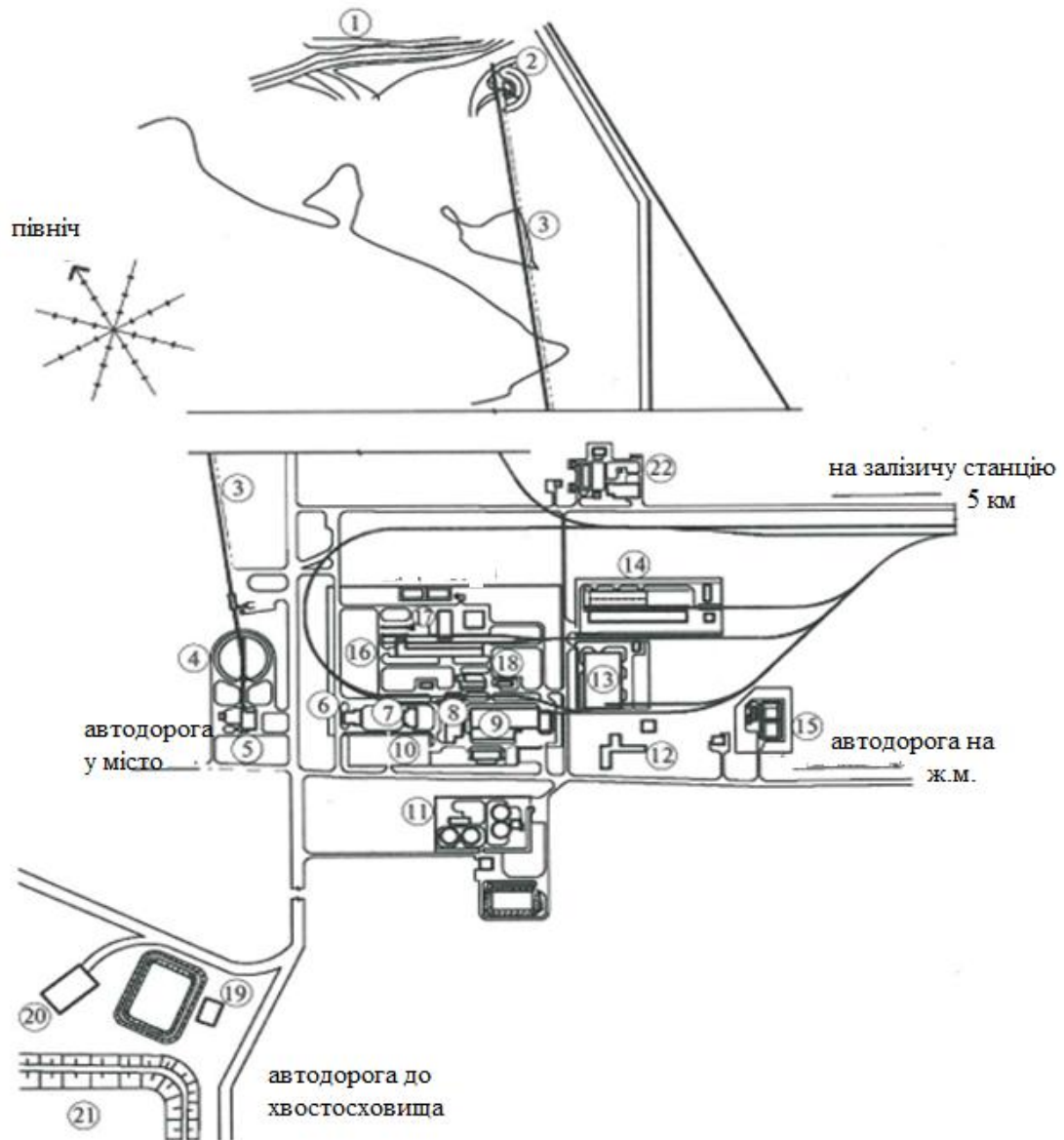


Рис. 10.2. Генплан гірничо-збагачувального підприємства:

1 - кар'єр; 2 - приймальний бункер зі складом подрібненої руди; 3 - магістральний конвеєр; 4 - склад подрібненої руди; 5 - корпус середнього та дрібного дроблення; 6 - бункери подрібненої руди з вузлом пересипу; 7 корпус тонкого дроблення; 8 корпус подрібнення; 9 - головний корпус фабрики; 10 - головна низька підстанція; 11 - комплекс згущення та виробничого водопостачання; 12 - адміністративно-інженерний корпус; 13 - центральні ремонтні майстерні; 14 - базовий склад матеріалів; 15 - майданчик водопровідних споруд. ній; 16 - корпус приготування реагентів; 17 - майданчик допоміжних будівель та споруд; 18 - пробірно-аналітична лабораторія; 19 - майданчик очисних споруд; 20 - базовий склад СДЯВ; 21 - хвостосховища; 22 - об'єднаний теплогенератор

Основні підрозділи фабрики: відділення прийому та усереднення сировини, цех крупного дроблення та передконцентрації руди, дозувально-акумуляючі бункери, цех середнього та дрібного дроблення, відділення подрібнення, збагачення, зневоднення та сушіння, склад готової продукції та відвантаження, цех видалення та складування хвостів.

До допоміжних підрозділів збагачувальних фабрик належать механічні, електроремонтні майстерні, реагентне відділення, складські приміщення запасних частин, матеріалів, палива, котельні, ділянки водо- та електропостачання, управління фабрикою, адміністративно-господарська служба, науково-дослідна лабораторія, відділ технічного контролю.

Взаємне розташування основних виробничих об'єктів фабрики може бути реалізовано трьома способами у різних схемах генерального плану:

а) послідовна схема (напрямок виробничого потоку паралельно поздовжньої осі проммайданчика);

б) паралельна схема (напрямок виробничого потоку в основному перпендикулярно поздовжньої осі проммайданчика);

в) комбінована схема.

Найбільш компактне розташування цехів та служб фабрики зазвичай забезпечується за комбінованої схеми генерального плану.

Існує три системи вертикального планування проммайданчика, (тобто однієї будівлі щодо іншої по вертикалі) для створення максимально допустимих кутів нахилу конвеєрних галерей: суцільна, вибіркова і комбінована. Розрізняють також дві схеми вертикального планування: терасну та безтерасну.

Безтерасна схема використовується при ухилі проммайданчика менше 4% ($2^\circ 18'$), при щільній забудові та природному ухилі 1% ($35'$), при високому рівні ґрунтових вод.

Корпуси повинні мати просту форму (квадратну, прямокутну), без виступів, прибудов. Необхідно дотримуватись вимог уніфікації будівель та споруд та використовувати модульну систему.

Технічний проект містить пояснювальну записку та комплект креслень.

У проекті представлені: характеристика та ситуаційний план району; характеристика проммайданчика з розташуванням будівель, споруд, транспортних шляхів, що проектуються; вертикальні прив'язки основних будівель та споруд; обсяг земляних робіт; коефіцієнт забудови (20-35%); коефіцієнт використання території (60–80%).

Коефіцієнт забудови визначається як відношення сумарної площі, зайнятої всіма будівлями та спорудами, до загальної площі території фабрики, %.

Коефіцієнт використання території визначається як відношення суми площ, зайнятих будинками, спорудами, включаючи галереї, естакади, дороги, залізничні колії, підземні тунелі, резервуари, притулки, прохідні канали інженерних комунікацій, а також площі, зарезервовані для розширення фабрики, до загальної території пром.

У робочих кресленнях генерального плану дається уточнена прив'язка будівель, споруд, розташування інженерних комунікацій, транспортних систем, і навіть озеленення та благоустрій території.

Необхідно враховувати такі положення:

1. Розташування цехів має відповідати вимогам технологічного процесу. Матеріальні потоки повинні прямувати найкоротшими шляхами, дотримуючись раціонального використання рельєфу місцевості.

2. Слід дотримуватися принципу зонування, тобто об'єднання на ділянках території проммайданчика будівель, пов'язаних однорідністю технологічного процесу або засобами забезпечення енергоспоживання, вантажопотоків та інше.

Вдається виділити зону адміністративно-господарського призначення, побутового обслуговування, систему ТЕЦ-котельня, зону складських приміщень.

3. Приймальні пристрої для руди, навантажувальні бункери для концентратів, склади палива, матеріалів розташовуються таким чином, щоб довжина залізничних колій по території була мінімальною.

4. Трансформаторні підстанції, насосні, вентиляційні системи, витратні склади слід вбудовувати у виробничі будівлі.

5. Ремонтні майстерні, склад реагентів, розчинна, відділення приготування робочих розчинів реагентів

повинні розташовуватися якомога ближче до цехів, що обслуговуються.

6. Генеральний план передбачає прямолінійність доріг, проїздів.

7. При розміщенні споруд необхідно враховувати санітарно-технічні ні вимоги щодо освітленості, вентиляції. Пило- та газоутворювальні цехи розміщуються на межі проммайданчика з підвітренної сторони. Підвітряна сторона визначається за графіком рози вітрів, що дає характеристику вітрів у цій місцевості. На графіку напрям вітру визначається лінією, спрямованою до центру перетину ліній СЮ та ВЗ, а відсоток повторюваності чи швидкості вітру – довжиною цієї лінії (рис.10,3).

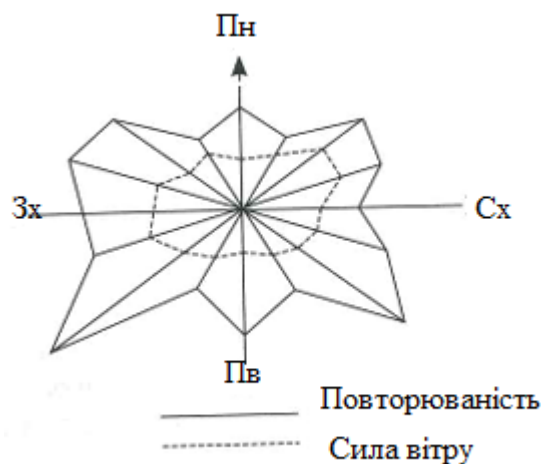


Рис.10.3, Роза вітрів

8. Ухили залізничних колій на території проммайданчика не повинні перевищувати 30%, радіус заокруглень найменший 300-250 мм, допускається не більше 1000 мм.

9. Мережа автошляхів повинна забезпечувати об'їзд будівель з усіх боків. В'їзди до будинків повинні з'єднуватися з основним проїздом під прямим кутом. Взаємні перетину доріг між собою, а також перетину із залізничними коліями здійснюються під кутом 90°.

10. Відстань між будинками та спорудами повинні відповідати пожежним та санітарним нормам з урахуванням вогнестійкості та висоти будівель

Розрив між торцем будівлі та довгою стороною суміжної будівлі має становити не менше 12 м, між високими будинками ($H > 15$ м) розрив не менше 30 м. Ширина тротуарів – 1,5 м. Розрив між будинками для головних фабричних вулиць – 20-30 м.

Відстань від будівлі до складу паливно-мастильних матеріалів має бути від 18 до 42 м залежно від виду ПММ.

Найменша відстань від будівлі до відкритих складів вугілля, горючих, легкозаймистих рідин від 6 до 36 м.

11. Комунікаційні мережі повинні бути по можливості прямолінійними.

12. При розміщенні інженерних мереж слід застосовувати суміщену прокладку мереж різного призначення у загальних колекторах, траншеях, каналах, на естакадах з дотриманням усіх правил безпеки експлуатації з урахуванням санітарних та протипожежних вимог.

У табл. 11.6 наведено систему проектування взаємного розташування інженерних мереж на проммайданчику.

Генеральний план характеризується показниками:

- площа проммайданчика, га;
- Коефіцієнт забудови, %;
- Коефіцієнт використання території, %;
- Питома площа, га/(млн т/рік);

Затитання та завдання для самоперевірки

1. Назвіть умови застосування проміжних осей геодезичної сітки.
2. Які величини розривів між будинками ви знаєте?
3. Назвіть коефіцієнти забудови та використання території.
4. Які протипожежні вимоги висуваються до генплану?
5. Назвіть ширину тротуару та пожежних проїздів до будівлі; максимальний ухил та мінімальний радіус закруглення залізничної колії; кут перетину автошляхів між собою та автошляхів із залізничними коліями.
6. Яка мета та порядок побудови троянди вітрів на генплані?

11. ХВОСТОВЕ ГОСПОДАРСТВО ТА ВИРОБНИЧЕ ВОДОПОСТАЧАННЯ І ВОДОВІДВЕДЕННЯ

11.1. Загальні вимоги

Хвостове господарство комбінату, транспортування хвостів від фабрики та власне хвостосховище проектується у відповідності до Державних та галузевих будівничих норм (ДБН) спеціалізованими організаціями, а технологічні інститути видають вихідні данні щодо хвостової пульпи і виробничому водопостачанню в межах фабрики для генерального проектувальника або організації, що проектує хвостосховище.

Щільність пульпи відвальних хвостів збагачувальної фабрики обумовлюється прийнятою схемою зворотного водопостачання і складування:

- при повному зворотному водопостачанні через хвостосховище визначається технологічною схемою збагачувальної фабрики;
- при частковому зворотному водопостачанні через згущувачі визначається щільність пісків згущувача, яка повинна бути у межах 35...50%;
- при зворотному водопостачанні через згущувачі із фільтруванням хвостів приймається, виходячи із можливості їх транспортування стрічковими конвеєрами у відвали.

11.2. Водопостачання (зворотне, водопідготовка)

Водопостачання збагачувальної фабрики повинно передбачатися з повним водообертом із хвостосховища.

Водопостачання із зовнішніх джерел проектується із розрахунку забезпечення водою тільки у пусковий період. Постійне використання свіжої води на виробничі потреби допускається у об'ємі втрат води з концентратом, на розчинення реагентів і для проточних аспіраційних установок.

Показниками якості води, які визначають її придатність для використання на гірничо-збагачувальних комбінатах, є: вміст зважених речовин, кольоровість, запах, смак, сухий залишок, мінеральний залишок, загальна жорсткість та її складові, біологічне і хімічне споживання кисню, рН, вміст реагентів і речовин, що заважають повторному використанню стічних вод.

Зважені речовини – нерозчинні у воді домішки органічного і неорганічного походження, кількість яких виражається у міліграмах, що містяться у 1 л води.

Кольоровість води, обумовлена зазвичай розчиненими у ній органічними сполуками і наявністю зважених речовин, вимірюється в градусах платинове-кобальтової шкали.

Запах води буває природного походження (від живих або відмираючих у воді організмів і т. д.) і штучного (від промислових стічних вод, обробки води реагентами і т. д.). Він визначається органолептичним методом за п'ятибальною шкалою.

Смак визначається тільки для чистої води за п'ятибальною шкалою.

Сухий залишок води – сумарна кількість розчинних в ній нелетучих молекулярно-дисперсних і колоїдних речовин мінерального і органічного походження, виражена в міліграмах, що містяться в 1 л води.

Мінеральний залишок – сума всіх катіонів і аніонів, що містяться у воді.

Жорсткість води – це сукупність властивостей, обумовлених вмістом у воді іонів Ca^{2+} і Mg^{2+} . Сумарний вміст розчинених у воді солей кальцію і магнію представляє спільну жорсткість. Спільну жорсткість води виражають в мг-екв/л.

Біологічне споживання кисню (БСК) – це кількість кисню в міліграмах на кілограм води, яке потрібне для окиснення органічних речовин, що знаходяться у воді, за 5 діб (БСК5) або 20 діб (БСК20). На практиці визначають біохімічне споживання кисню за 5 діб (БСК5), яке для вод, що забруднені господарсько-побутовими стоками, складає близько 70% повного БСК20.

Хімічне споживання кисню (ХСК) – це кількість кисню в міліграмах на літр води, яке потрібне для окиснення речовин, що знаходяться у воді та здатні окислюватися.

Хімічний склад і концентрація забруднень в зворотній воді. Склад забруднень стічних вод залежить в основному від фізико-хімічних властивостей збагачуваної сировини і реагентів, що застосовуються. Основним компонентом, що забруднюють стічні води, є зважені речовини, які утворюються при подрібненні руд і в певних умовах можуть знаходитися тривалий період в хвостовій пульпі і освітленій воді.

Вимоги до виробничо-технічної води залежать від способу збагачення (табл. 11.1). При магнітних і гравітаційних способах збагачення можна застосовувати воду (річкову або шахтну) загальною жорсткістю 34 мг-екв/л і із мінеральним залишком 3285 мг/л; рН допускається в межах 7,5...8,2. Зменшення рН небажано, оскільки це посилює корозійну дію води відповідно до металів.

При поганому освітлюванні пульпи у хвостосховищі і невідповідності якості зворотної води технологічним вимогам передбачається спорудження водопідготовки для добавки коагулянту і інших реагентів. Для цієї ж мети можуть використовуватися вторинні відстійники.

У разі, коли відведення поверхневих вод з водозбірної площі хвостосховища нагрітими канавами або іншими спорудами недостатнє і у хвостосховищі утворюється надлишок стічних вод, що не приймаються в оборот на фабрику, передбачаються очисні споруди для глибокого очищення дебалансових вод і скидання їх в природні водоймища відповідно до санітарних і рибогосподарських вимог. У посушливих районах для цієї ж мети можуть споруджуватися ставки-випарники.

При флотації вода додатково забруднюється ефіровмістними речовинами. Тому воду необхідно очищувати перед скиданням в хвостосховище. В результаті очищення стічних вод досягається нормативна якість води для використання її в системах зворотного водопостачання.

Очищення стічних вод здійснюють природним, механічним, біохімічним, хімічним, електрокоагуляційним і іншими способами.

Природне очищення проводиться шляхом відстоювання хвостової пульпи у хвостосховищі.

Таблиця 11.1 – Вимоги до якості води, що використовується на збагачувальних фабриках

Показники	Процеси збагачення залізних руд		
	мокра магнітна і магнітно-гравітаційна сепарація	пряма флотація	зворотна флотація
Температура °С, не нижче	+4	+4	+4
Зважені речовини, мг/л: – при обороті через згущувач і хвостосховище – при використанні оборотної води в І стадії подрібнення і класифікації	<1000 2500	<1000 2500	<1000 2500
Мастила і смолоутворюючі продукти	–	50...60	7...8
Показник рН	7,5...8,2	7,5...8,5	10,5...11
Жорсткість, мг-екв/л: – загальна – карбонатна	34 3	<22 3	<10 –
Вміст, мг/л: – мінерального залишку – Ca ²⁺ – Mg ²⁺ – Cl – SO ₄ ²⁻ – поверхнево-активних речовин	9285 2750 247 5220 706,9 –	4500 200 150 2100 800 50...60	2400 180 12 760 1600 8...10
Речовини, що заважають вторинному використанню води, мг/л	–	SiO ₂ до 180	HCO ₃ ⁻ +CO ₃ ²⁻ до 10 мг·екв/л

Цей спосіб широко застосовується на ГЗК при очищенні стічних вод від зважених речовин. Вміст їх у воді знижується до 27 мг/л. Природне очищення на сучасних ГЗК вимагає великих площ для відстоювання (до 2000 га) і не дозволяє очистити стічні води від реагентів і солей при застосуванні флотації.

Механічне очищення застосовується переважно як попереднє для створення ефективніших умов подальшої доочистки стічних вод іншим способом. При механічному очищенні із стічних вод видаляють крупні частинки твердої фази у піскоуловлювачах, відстійниках, гідравлічних класифікаторах, гідроциклонах. Механічне очищення застосовується безпосередньо на збагачувальних і агломераційних фабриках.

Спільне біохімічне очищення застосовується для очищення стоків зворотної флотації залізних руд і господарсько-побутових стоків. Біохімічне очищення відбувається в результаті окислення шкідливих домішок за допомогою аеробних

бактерій. При розбавленні стоків зворотної флотації господарсько-побутовими стоками в співвідношенні 1:7 і більше не порушується життєдіяльність бактерій в очисних спорудах. Стічна вода має БСК5 12 мг O₂ в 1 л води і кольоровість 10 градусів.

Найбільш глибоке очищення стічних вод в лабораторних або промислових умовах відбувається хімічним способом із застосуванням гашеного вапна, залізного купоросу, сірчаноокислого алюмінію, сірчаної кислоти і особливо сульфовугілля або активованого вугілля. Високоєфективним реагентом для очищення стічних вод є гашене вапно, оскільки воно переводить талове масло і інші жирні кислоти в кальцієві солі, що випадають в осад. Витрати вапна і залізного купоросу відповідно 0,75 і 0,25 кг/м³ пульпи дозволяє очистити стічні води зворотної флотації залізних руд до БСК5 15 мг O₂ на 1 л води і кольоровості 150...200 градусів.

Очищення стічних вод зворотної флотації залізних руд сірчаноокислим алюмінієм при витраті 1 кг/м³ пульпи дозволяє понизити БСК5 з 120 мг O₂ на 1 л води в початковій пульпі до 14 мг O₂ на 1 л в очищеній воді і кольоровість відповідно з 14000...16000 до 100...120 градусів.

У зв'язку з тим, що зворотна вода із хвостосховища містить велику кількість розчинних солей (3000...5000 мг/л) і твердих зважених частинок (10...600 мг/л), на збагачувальних фабриках повинні передбачатися три системи водопостачання:

система подачі води із хвостосховища безпосередньо в технологічний процес фабрики або після необхідної водо підготовки, що проектується за рекомендаціями проведених досліджень;

система кондиціонування зворотної води для охолодження підшипників устаткування і пило подавлення в аспіраційних установках;

система свіжої води.

Вживання зворотної води для гідроущільнення насосів і охолодження підшипників з вмістом суспензії твердих частинок до 150 мг/л помітно не впливає на знос устаткування.

Для зниження витрат в системі свіжої води слід розглядати пуск фабрики на зворотній воді, якщо є можливість попередньої організації ставка за рахунок акумуляції поверхневого стоку в хвостосховище.

Роботу фабрики і хвостосховища з повним водозворотом слід розглядати як єдиний технологічний процес. Тому припинення подачі зворотної води або тимчасовий перехід фабрики на свіжу воду, негативно позначиться на технологічних показниках.

Насосні станції зворотної води і пульпо-насосні станції повинні мати подвійне незалежне підведення електропостачання і два водовода зворотної води. Один водовід допускається прокладати при забезпеченні часу ремонту (24 год.) за рахунок використання запасів води із резервуарів і роботи фабрики за аварійним графіком (50...70% продуктивності).

В окремих випадках при двох нитках водоводів будівництво дорогих резервуарів і комунікацій до них не проводиться. Зворотна вода подається

безпосередньо у закільцьовану систему водопостачання фабрики. У головному корпусі фабрики споруджується резервуар, об'ємом 100...200 м³ з переливною трубою в хвостовий зумпф, чим досягається стабільність роботи системи гідротранспорту хвостів.

Вода подається із водозбірного колектора хвостосховища в насосну станцію зворотної води, як правило, без розриву струменя – безпосередньо у насос. Таке підведення води дозволяє проводити будь-яке регулювання витрати і економить електроенергію за рахунок використання напору від рівня води в ставку хвостосховища.

Проектування водоводів і насосних станцій зворотної води проводиться відповідно до будівельних норм і правил.

При вивченні використання зворотної води в технологічному процесі необхідні дані з кінетики освітлювання пульпи, хімічної корозії сталевих трубопроводів і можливості їх заростання. При прогнозі заростання розрахунковий діаметр водоводів зворотної води слід збільшувати на один типорозмір.

Схема зворотного водопостачання і складування відвальних хвостів вибирається на основі техніко-економічного порівняння з урахуванням можливого розвитку підприємства.

Незалежно від прийнятої схеми, необхідно з метою зменшення витрат води передбачати в проектах максимальне застосування внутрішнього водозвороту.

11.3. Водовідведення

Водоскидні спорудження призначаються для відводу й повернення в зворотний цикл освітленої та попередньо очищеної води.

Конструкція водоскидних споруджень повинна забезпечувати швидкий відвід вод з різних позначок горизонту води в хвостосховище при безперервному підйому гребня греблі або дамби обвалування в процесі експлуатації.

Розміщати водоскидні спорудження необхідно на відстані від місця випуску пульпи, яке повинне забезпечувати вимоги до освітлення пульпи.

Як водоскидні спорудження можуть застосовуватися також колодязі залізобетонного або металевого типу, сифонні та трубчасті водоскиди.

Вибір типу водоскидних споруджень визначається техніко-економічним порівнянням варіантів, а також експлуатаційними міркуваннями.

Розрахунок водоскидних споруджень необхідно робити на максимальну витрату освітленої води, яка необхідна для підприємства на розрахунковий період експлуатації.

11.4. Підготовка хвостів до складування

При мокрому процесі збагачення руди утворюються відходи (хвости) у вигляді пульпи, яка за допомогою гідравлічного транспорту переміщується в спеціально організовані гідравлічні відвали – хвостосховища. У

хвостосовищах проводиться технологічне укладання хвостів, механічне освітлювання рідкої фази пульпи. Освітлена вода прямує в оберт на фабрику.

Майданчик хвостосховища повинен бути вибраний не ближче 0,3-1 км від фабрики, проте, при несприятливій троянди вітрів або близькому розташуванні питних водозаборів, майданчик слід вибрати на дальній відстані.

Попередньо місткість хвостосховища визначається за формулою

$$W = \frac{Q T}{K \gamma_{ск}}, \quad (11.1)$$

де Q - річна маса хвостів, т/рік; T - тривалість експлуатації, років; K - коефіцієнт заповнення хвостосховища, що приблизно приймається 0,8 - для невеликих хвостосховищ; 0,9 - для середніх та великих хвостосховищ; $\gamma_{ск}$ - середня об'ємна щільність скелета (сухих) хвостів, т/м³, прийнята: 1,2 - для дрібнозернистих хвостів (вміст класу мінус 0,074 мм \geq 80 %; 1,4 - для середньозернистих хвостів (вміст класу мінус 0,078 мм \leq 80).

Як показали дослідження, об'ємна вага кістяка хвостів сильно змінюється: по довжині пляжу від місця випуску пульпи до ставка в межах від 1,65 до 1,0 т/м³, у ставковій зоні він становить 0,3 - 0,6 т/м³, і тільки на глибині 15 -30 м досягає величини 1,2 - 1,5 т/м³.

Площа хвостосховища визначається за умовами середньорічної інтенсивності наміву, яку рекомендується приймати: для північних районів 0,8 - 1,25 м/рік; для середньої смуги 1,25 - 2,0 м/рік; для південних районів (або за можливості цілорічного наміву) 2,5 - 3,0 м/рік; для гірських районів при яружному типі хвостосховищ та цілорічному наміві 3,0 - 6,0 м/рік.

При наміві дамби з тонкозернистих хвостів (зміст класу мінус 0,074 мм $>$ 70%) інтенсивність наміву слід зменшувати.

При вмісті в пульпі частинок крупністю мінус 0,074 мм більше 85% намівання дамб хвостосховищ не рекомендується. У цих випадках необхідно переходити на наливний тип хвостосховища, тобто шламовідстійник з влаштуванням насипної дамби з місцевих ґрунтів.

Будівництво дамб виробляють чергами із забезпеченням складування хвостів на 5, 10, 15 та 20 років.

Площа хвостосховища F підраховується за формулою:

$$F = \frac{W}{TU}, \quad (11.2)$$

де U - інтенсивність наміву, м/рік.

Одним з перспективних напрямів зі скорочення площ, які відчужуються під спорудження хвостосховища, скорочення капітальних і експлуатаційних витрат хвостових господарств є глибоке зневоднення, сухе складування і комплексне використання хвостів.

Підготовка хвостів до складування полягає в кондиціонуванні пульпи за щільністю з метою забезпечення необхідної масової долі твердого для гідротранспорту і глибокого зневоднення для сухого складування.

При необхідності здійснюється фракціонування твердої фази хвостів шляхом розділення за крупністю при гідравлічній класифікації і грохоченні.

Попереднє згущування хвостів доцільно розглядати за наступних умов:

великому розрідженні пульпи ($T:Ж > 1:6$ за масою);

кількості пульпонасосних станцій більше двох;

діаметрах пульповодів більше 200 мм;

середньої крупності хвостів менше 0,5 мм.

Часткове згущування пульпи виконують з урахуванням подачі ґрунтового насоса.

Доцільне застосування гідроциклонів і згущувачів для збільшення вмісту твердого в пульпі, а зливи згущувачів направляти в оберт на фабрику або по спеціальному пульповоду направляти до хвостосховища, минаючи пульпонасосні станції.

Для кожного варіанту попереднього згущування проводять техніко-економічні розрахунки.

Для прийому відвальних хвостів кожної секції в головному корпусі прокладається хвостовий лоток. Лоток прокладається з нахилом, що змінюється, і може футеруватися плитами з кам'яного лиття. Подача хвостової пульпи від кожної секції проводиться під кутом приблизно 30° до напрямку потоку. У початок лотка підводиться вода для промивання і регулювання витрат в системі гідротранспорту.

З хвостового лотка пульпа надходить в загальний хвостовий зумпф, який має бути обладнаний пульповипробувачем, решіткою для утримання сміття та розподільною коробкою з донними затворами.

Глибоке зневоднення хвостів здійснюється в класифікаторах і на дискових вакуум-фільтрах.

Хвости першої стадії магнітної сепарації з масовою часткою твердого 14% зневоднюються в спіральних класифікаторах, які забезпечують масову частку твердого в пісках близько 80%, в зливі – приблизно 10%. При виході хвостів першої стадії магнітної сепарації 35...40%, вихід згущеної частини (пісків класифікаторів) складає 15...18%.

Для інтенсифікації процесу згущення хвостів доцільно застосовувати поверхнево-активні речовини (ПАР), наприклад, поліакриламід (ПАА).

Піски спіральних класифікаторів, що згущуються із додаванням ПАА, в окремих випадках доцільно додатково зневоднювати в центрифугах. Така обробка дозволяє отримувати освітлену зворотну воду стабільної якості і зневоднені хвости, що придатні для сухого складування. Надалі їх можна використовувати як будівельний матеріал (хвости крупністю – $4 + 0$ мм).

За гранулометричною характеристикою і фізико-механічними властивостями піски класифікаторів придатні для намивання дамб для захисту і дамб шламосховищ, а також як будівельний пісок.

Піски класифікаторів задовільно транспортуються стрічковим конвеєром і при складуванні додатково зневоднюються протягом доби до вологості 9...14%, та при укладанні вони утворюють кут природного нахилу до 35...38°.

Зливи класифікаторів зневоднення і хвости подальших стадій збагачення направляються в згущувачі. Ці продукти представлені тонкодисперсним матеріалом (70...75% класу – 0,05 мм). Питоме навантаження на згущувач при роботі без реагентів складає 0,2...0,4 м³/(м² год.).

Для інтенсифікації процесу освітлювання застосовують ПАА при витраті 2...3 г/м³ пульпи. Вміст твердого в пісках згущувача складає при цьому 40...60%, вміст твердого в зливці згущувача 0,5...4 г/л; питоме навантаження за пульпою на згущувач 1,5...1,7 м³/(м² год.), за твердим 1,5...1,6 т/(м² год.).

Освітлена вода повторно використовується для технологічних цілей, а піски згущувача подаються на дискові вакуум-фільтри. Питоме навантаження на дискові вакуум-фільтри складає 0,1...0,15 т/(м² год.), вологість кеку 29...22%.

У літній час зневоднені хвости задовільно транспортуються стрічковим конвеєром, однак залипають і зависають в бункерах, що вимагає додаткових заходів щодо їх очищення. При транспортуванні в зимовий час на відкритому повітрі відбувається замерзання кеку на роliках і рамі конвеєра.

Однією з самих трудомістких і енергоємних операцій з глибокого зневоднення хвостів є фільтрування. Із зростанням вимог до підвищення якості концентратів крупність подрібнення хвостів зменшується і це значно ускладнює фільтрування їх на існуючих фільтрах. Матеріал крупністю + 0,074 і – 0,074 + 0,044 мм легко фільтруються з отриманням вологості кеку 8...13% при високій питомій продуктивності 4...7 т/(м²·год.). Питома продуктивність при фільтруванні матеріалу крупністю – 0,044 мм низька – 0,15 і 0,3 т/(м²·год.), відповідно, на дисковому і стрічковому вакуум-фільтрах, і вологість кеку підвищується до 22%. Матеріал крупністю + 0,074 і – 0,074 + 0,044 мм ефективно зневоднюються тільки на стрічкових вакуум-фільтрах, оскільки внаслідок швидкого осадження цих класів у ванні дискових фільтрів фільтрування ускладнюється.

Одним з шляхів підвищення продуктивності фільтрування є збільшення щільності пульпи. Із збільшенням масової частки твердого в пульпі питома продуктивність фільтрування зростає значно швидше, ніж щільність пульпи.

Додавання вапняного молока із розрахунку на сухе вапно 0,8...2,0 кг/т вихідних хвостів підвищує питому продуктивність фільтрування на 30...50%.

11.5. Вимоги до охорони праці на дробильно-збагачувальних фабриках

Проектно-компонувальні рішення збагачувальної фабрики повинні забезпечувати безпечні і санітарно-гігієнічні умови праці і задовольняти вимогам усіх будівельних норм і правил проектування., а також нормативно-правових актів з охорони праці, які включені до Державного реєстру, що затверджені наказами органів Державного нагляду.

При проектуванні будівель, споруд і установок збагачувальної фабрики повинні встановлюватися категорії виробництва щодо вибухової,

вибуховопожежної і пожежної безпеки (А, Б, В, Г, Д, Е) відповідно до характеристики речовин, що використовуються у виробництві за ДБН В.1.2-2008 «Основні вимоги до будівель і споруд» і відомчому «Перелік виробництв із зазначенням категорій вибухової, вибуховопожежної та пожежної безпеки проектних підприємств».

Проектно-компонувальні рішення збагачувальної фабрики повинні забезпечувати виконання правил протипожежної безпеки і задовольняти вимогам документів.

Будівлі і приміщення збагачувальної фабрики підлягають обов'язковому обладнанню автоматичною пожежною сигналізацією.

Проектування і установка мостових кранів і інших вантажопідйомних засобів повинні здійснюватися відповідно до діючих «Правил устрою і безпечної експлуатації вантажопідйомних кранів».

При розробці проекту на будівництво і реконструкцію збагачувальної фабрики необхідно включати дані, які характеризують поліпшення умов праці в проекті, в порівнянні з раніше виконаним проектом подібного об'єкту, або за умовами праці на діючих фабриках.

Передбачені в проекті заходи щодо охорони праці, техніки безпеки, виробничої санітарії, вибухової і пожежної безпеки необхідно виділяти в самостійний розділ пояснювальної записки з найменуванням «Техніка безпеки і виробнича санітарія».

В цьому розділі повинні бути обґрунтування принципів рішень із:

- освітлення робочих місць;
- зниження виробничих шумів і вібрацій;
- зниження запилення повітря на робочих місцях;
- побутового, санітарного обслуговування робітників, що працюють;
- заходів щодо електро-, вибухово- і пожежобезпеки;
- основних рішень з водопостачання, каналізації, опалювання, вентиляції і кондиціонування повітря.

11.6. Заходи з охорони водойм, ґрунтів, атмосферного повітря і рекультивації земель

Розміщення, проектування та будівництво фабрики гірничо-збагачувального підприємства повинно здійснюватися при чіткому контролі та нормуванні викидів і скидань, що забруднюють навколишнє природне середовище.

Заходи з охорони водойм, ґрунтів, атмосферного повітря і рекультивації порушених земель при проектуванні збагачувальних фабрик необхідно виділяти в самостійний розділ. Ці заходи повинні забезпечувати виконання вимог нормативно-директивних документів з захисту навколишнього середовища.

Захист повітряного басейну від різних джерел забруднення (технологічні, аспіраційні і енергетичні викиди) повинен включати наступні заходи:

- а) заміну або вилучення окремих технологічних процесів;
- б) герметизацію устаткування і транспортних трас;

в) встановлення ефективних систем пило- і газоочищення;

г) використання при сушці концентратів вид палива і спосіб його спалювання, що забезпечує ліквідацію енергетичних викидів.

В результаті заходів, які рекомендуються, шкідливі речовини, що містяться у викидах, мають бути нижче гранично допустимих концентрацій (ГДК).

При виконанні проекту із захисту повітряного басейну мають бути витримані вимоги «Вказівок з розрахунку розсіювання в атмосфері шкідливих речовин, що містяться у викидах підприємства» (СН-369) і «Санітарних норм проектування промислових підприємств» (СН-245), а також інших директивних документів, що відносяться до даного питання.

Заходи щодо охорони навколишнього середовища і рекультивації порушених земель мають самостійне і важливе значення при проектуванні і експлуатації збагачувальних фабрик залізних руд.

Ці заходи повинні забезпечувати виконання всіх вимог нормативно-директивних документів із захисту навколишнього середовища.

Захист водойм і ґрунтів від забруднення шкідливими речовинами повинен забезпечуватися наступними заходами:

а) хімічним, механічним і біологічним очищенням всіх стічних вод, що скидаються у водойми;

б) заміною токсичних реагентів на менш токсичні.

При виконанні проекту захисту водойм і ґрунтів від забруднення виконуються всі вимоги «Правил охорони поверхневих вод від забруднення зворотними», постанова Кабінету Міністрів України від 25.03.1999 № 465, а також ДСН 173-96 «Державні санітарні норми планування та забудови населених пунктів», «Санітарні норми проектування промислових підприємств» (СН245-71) і іншими директивними документами, що відносяться до даного питання.

Рекультивація територій, які порушені при будівництві фабрик і відвалів відходів збагачення (хвостосховищ), повинна проводитися згідно з комплексним проектом, що розроблений генеральним проектувальником або за договором зі спеціальною проектною організацією.

Для проектних рішень із охорони навколишнього природного середовища необхідно мати:

вихідні дані для розробки рішень із запобігання забруднення атмосферного повітря;

коротку характеристику фізико-географічних і кліматичних умов району будівництва з урахуванням місцевих особливостей;

відомості про існування фонових концентрацій шкідливих речовин в атмосферному повітрі;

перелік джерел викидів;

найменування речовин, що викидаються та забруднюють навколишнє середовище, із загальними шкідливими діями;

кількісні характеристики викидів забруднюючих речовин, у тому числі можливих аварійних викидів;

поверхневі концентрації, аналіз і пропозиції щодо гранично допустимих і тимчасово узгоджених викидів.

Для розробки розділу з охорони водойм від забруднення стічними водами необхідно мати:

вихідні дані і відомості, що видаються органами самоврядування, санітарно-епідеміологічною службою, органами водного нагляду і ін., та характеризують природний стан водойм, які використовуються підприємством, спорудою; рішення щодо очищення природних вод, що використовуються;

обґрунтування рішень із зворотного водопостачання;

відомості про об'єм стічних вод (наводяться за окремими цехами, виробництвами, спорудами);

баланс водоспоживання і водовідведення за підприємством у цілому і за основними виробничими процесами; характеристику стічних вод;

обсяги можливих аварійних скидів стічних вод за гранично допустимими і тимчасово узгодженими скиданнями стічних вод.

Для вирішення питань із відновлення (рекультивації) земельної ділянки, використання родючого шару ґрунту, охорони надр і тваринного світу потрібні:

дані про обсяги твердих відходів виробництва, можливість їх переробки і утилізації для отримання корисної продукції, відомості по транспортуванню цих відходів за межі підприємства (на переробку, складування і ін.);

відомості про заплановані заходи щодо охорони надр і збереження місця існування тварин і шляхів їх міграції.

При проектуванні дробильно-збагачувальних фабрик залізних руд для захисту повітряного басейну від різних джерел забруднення (технологічні, аспіраційні та енергетичні викиди) необхідно передбачати наступні заходи:

– при виборі технології збагачення, необхідно враховувати аспекти (тенденції) розвитку природоохоронної політики;

– удосконалення технологічних процесів проводити із урахуванням використання нового устаткування з меншим рівнем викидів забруднюючих домішок, заміну або вилучення окремих технологічних процесів;

– встановлення ефективних систем пило- і газоочищення, які блокуються із основним устаткуванням, з метою його відключення при зупинці газоочищення;

– герметизацію устаткування та транспортних трас;

– використання при сушці концентратів вид палива та спосіб його спалювання, що забезпечують оптимальний режим технологічних і енергетичних викидів;

– викидні та димові труби необхідно розташовувати на підвищених місцях. Висоту труб розраховувати відповідно швидкості та напрямку рози вітрів, рельєфу місцевості, температури газів, що викидаються, і т.п.

Всі збагачувальні фабрики, що працюють або споруджуються, в обов'язковому порядку повинні оснащуватися технічними засобами, при правильній експлуатації яких будуть забезпечуватися гранично допустимі концентрації шкідливих речовин (ГДК) у навколишньому середовищі.

Захист водойм і ґрунтів від забруднення шкідливими речовинами повинно забезпечуватися наступними заходами:

– дотримання загальних вимог щодо складу води та концентрації шкідливих речовин у промислових стоках, які не повинні перевищувати нормовані значення (ГДК);

– при збагаченні руд чорних металів використовувати різні варіанти схем зворотного водопостачання з урахуванням індивідуальних особливостей процесу збагачення, з метою уникання скидання вод, що використовуються у процесі збагачення, у відкриті водойми;

– якщо буде потреба скидання стічних вод у відкриті водойми – необхідно проводити спеціальне очищення стічних вод із застосуванням хімічних, механічних, біохімічних методів при строгому контролі не перевищення гранично допустимих концентрацій (ГДК) шкідливих речовин;

– при складуванні відходів збагачення передбачати екранування днища відвалів і хвостосховищ з використанням захисної плівки, що перешкоджає проникненню шкідливих речовин у підземні та поверхневі води.

При розробці заходів захисту водойм і ґрунтів від забруднення повинні бути витримані вимоги «Санітарні правила і норми охорони поверхневих вод від забруднення».

Рекультивация територій, що порушені при будівництві дробарно-збагачувальних фабрик залізних руд і відвалів відходів збагачення (хвостосховищ), повинна проводитися відповідно до комплексного проекту, який розроблений генеральним проектувальником або за договором зі спеціальною проектною організацією, і повинна бути завершальним етапом тих виробничих процесів, які приводять до порушення ґрунтового покриву або літогенної основи території.

Складання проектів рекультивации необхідно проводити одночасно із проектуванням основного виробничого об'єкта та враховувати весь комплекс природних, господарських, економічних, соціальних і санітарно-гігієнічних факторів, які визначають вибір напрямку рекультивацийних робіт. Землі, що рекультивуються та прилягають до їх території після завершення всього комплексу робіт повинні являти собою організований і стійкий до техногенного впливу ландшафт.

Запитання та завдання для самоперевірки

1. Роль води у технологіях збагачення руд.
2. Особливості водопостачання та водопідготовки на рудних збагачувальних фабриках.
3. Що відноситься до процесів водовідведення на збагачувальних фабриках?
4. Підготовка хвостів до складування, в т.ч. сухого.
5. Основні вимоги до охорони праці на дробильно-збагачувальних фабриках (вихідні дані).
6. Заходи з охорони водоймищ, ґрунтів, атмосферного повітря і рекультивации земель

12 СИСТЕМИ АВТОМАТИЗОВАНОГО ПРОЄКТУВАННЯ (САПР)

12.1 Використання САПР у гірництві.

Система автоматизованого проєктування (САПР) — це сукупність технічних, програмних, інформаційних і організаційних засобів, призначених для автоматизації процесу розробки проєктної документації.

У сучасному промисловому проєктуванні (зокрема гірничо-збагачувальних підприємств) САПР є базовим інструментом, що забезпечує: скорочення термінів розробки; зменшення кількості помилок; підвищення точності інженерних розрахунків; інтеграцію даних між підрозділами.

Розглянемо більш докладно які переваги використання САПР у гірничій галузі.

Так, системи автоматизованого проєктування у гірничій галузі охоплюють:

- проєктування кар'єрів і шахт,
- розробку технологічних схем збагачення,
- моделювання гідро- та аеродинамічних процесів,
- 3D-компоновку фабрик,
- техніко-економічну оптимізацію.

При цьому САПР забезпечує наступне.

1. Підвищення точності інженерних рішень за рахунок створення детальних 3D-моделей гірничих виробок; врахування геологічних даних; виконання розрахунку стійкості бортів кар'єру; прогнозу поведінки масиву порід. Це в свою чергу суттєво знижує ризики аварій та обвалів.

2. Скорочення термінів проєктування, так як автоматизація дозволяє: швидко формувати креслення; автоматично генерувати специфікації; виконувати варіантні розрахунки; оперативно вносити зміни. Для великих ГЗК це означає скорочення передінвестиційної стадії на 20–40%.

3. Оптимізацію технологічних схем. САПР у поєднанні з CAE-модулями дозволяє: моделювати процеси подрібнення та флотації; визначати оптимальну крупність подрібнення; мінімізувати втрати цінних компонентів; оптимізувати енерговитрати. CFD-моделювання, наприклад у ANSYS Fluent, дає можливість аналізувати рух пульпи в гідроциклонах та флотаційних машинах.

4. Зменшення капітальних витрат (CAPEX), так як 3D-компоновка дозволяє: уникати колізій обладнання; оптимізувати розміщення корпусів; мінімізувати довжину комунікацій; зменшити обсяг будівельних робіт. І як результат — зниження перевитрат на етапі будівництва.

5. Зменшення експлуатаційних витрат (OPEX) за рахунок інтеграції з цифровими двійниками, а саме: прогнозування зносу обладнання; оптимізацію режимів роботи; зменшення простоїв; підвищення енергоефективності.

6. Підвищення безпеки виробництва. САПР дозволяє: моделювати аварійні сценарії; аналізувати вентиляцію шахт; прогнозувати газодинамічні явища; перевіряти евакуаційні маршрути. Це критично для гірничо-збагачувальних виробництв з підземним видобутком корисних копалин.

7. Інтеграцію з геологічними та маркшейдерськими даними. САПР інтегрується з: геоінформаційними системами; результатами буріння; 3D-моделлями родовищ. Це забезпечує точне планування гірничих робіт.

8. Варіантне техніко-економічне обґрунтування за рахунок того, що САПР дозволяє: швидко змінювати параметри продуктивності; оцінювати вплив крупності подрібнення; моделювати різні технологічні схеми; формувати економічні сценарії.

9. Цифрова трансформація підприємства. САПР є основою для:

- ВІМ-моделювання;
- цифрових двійників;
- впровадження штучного інтелекту;
- формування «цифрової фабрики».

10. Конкурентні переваги. Підприємство, що використовує САПР: швидше адаптується до змін ринку; ефективніше використовує ресурси; знижує виробничі ризики; підвищує інвестиційну привабливість.

Безпосередньо САПР у збагаченні корисних копалин дозволяє: розробляти технологічні схеми; моделювати гідродинаміку (CFD); оптимізувати розміщення обладнання; виконувати 3D-компоновку корпусів; проводити техніко-економічну оптимізацію. Приклад: моделювання роботи гідроциклонів у ANSYS Fluent. ANSYS Fluent – це програмний модуль розрахункової гідродинаміки (CFD) компанії Ansys. Він створений для моделювання потоків рідини, тепловіддачі, турбулентності і хімічних реакцій. Підтримується платформами Windows, Linux.

Не дивлячись на велику кількість переваг САПР на сьогодні має такі недоліки та обмеження:

- Висока вартість впровадження;
- Потреба у кваліфікованих кадрах;
- Залежність від програмного забезпечення;
- Ризик втрати даних

12.2 Історія розвитку САПР

САПР почали розвиватися ще з 1960-х років. Саме в цей час створювалися перші графічні системи. Починаючи з 1980 року у всесвіті масово впроваджувалися персональні комп'ютери, а з 1990 року - 3D-моделювання. З 2000 року в САПР активно розвивається інтеграція з PLM (Product Lifecycle Management). А це об'єднання системи управління життєвим циклом виробу з іншими корпоративними системами (CAD, ERP, CRM) у єдиний цифровий простір. Це забезпечує автоматичний обмін даними про виріб — від проекту до виробництва, прискорюючи розробку, знижуючи кількість помилок та забезпечуючи актуальність інформації на всіх етапах. Сучасний етап розвитку САПР почався з 2010 року і його характеристикою є ВІМ та цифрові двійники.

Приклади розвитку:

AutoCAD — одна з перших масових САД-систем.

SolidWorks — параметричне 3D-моделювання.

ANSYS — інженерний аналіз.
Autodesk Revit — BIM-проектування.

12.3. Основні поняття в САПР

Проектування - процес створення опису об'єкта, достатнього для його реалізації.

Автоматизоване проектування - проектування з використанням комп'ютерної техніки при збереженні провідної ролі інженера.

САПР - інтегрована людино-машинна система.

12.4. Структура САПР

САПР складається з п'яти основних підсистем:

1 Технічне забезпечення. Це комп'ютери, сервери, мережеве обладнання, периферія.

2 Програмне забезпечення – системне, прикладне, спеціалізоване.

3 Інформаційне забезпечення. Це бази даних, нормативна документація, бібліотеки стандартних елементів.

4 Математичне забезпечення – алгоритми, моделі, методи оптимізації

5 Організаційне забезпечення

структура управління – регламенти роботи, стандарти підприємства.

САПР розрізняють за трьома признаками:

1 За призначенням:

- машинобудівні;
- будівельні;
- електротехнічні;
- гірничі.

2 За рівнем автоматизації:

- часткова автоматизація;
- комплексна автоматизація;
- інтегровані PLM-системи.

3 За функціональністю:

- CAD (графічне моделювання);
- CAE (інженерний аналіз);
- CAM (керування виробництвом).

Основними функціями САПР є створення креслень, 3D-моделювання, інженерні розрахунки, оптимізація параметрів, формування специфікацій, генерація проектної документації.

12.5. Математичні моделі об'єктів САПР 3Ф

Математична модель — це формалізований опис об'єкта, процесу або системи мовою математичних співвідношень, який відображає суттєві властивості реального об'єкта.

У САПР модель є інструментом аналізу, засобом прогнозування, основою оптимізації, ядром цифрового двійника.

Універсально модель можна подати як:

$$Y=F(X,P,U,t) \quad (12.1)$$

де Y – вихідні показники, X - вхідні параметри, P - параметри системи, U - керуючі впливи, t – час.

Функціями моделі в САПР є такі:

- перевірка працездатності рішення;
- варіантне проектування;
- оптимізація параметрів;
- оцінка надійності;
- прогноз режимів експлуатації.

САПР працює не з однією моделлю, а з ієрархією моделей різного рівня деталізації. В ієрархії виділено 5 рівней. Ієрархічний ряд виглядає так:

Фізика процесу → Апарат → Вузол → Дільниця → Фабрика → Підприємство

Рівень 1 - Елемент (локальна модель)

Модель окремого апарата. Наприклад гідроциклон, млин, флотаційна машина.

Рівень 2 - Технологічний вузол. Це об'єднання кількох апаратів. Наприклад, подрібнення + класифікація; флотаційний каскад.

Рівень 3 - Дільниця фабрики. Наприклад технологічна схема збагачення руди.

Рівень 4 - Фабрика як система. Це вже матеріальні та енергетичні баланси.

Рівень 5 — Підприємство. Інтеграція з логістикою, економікою, управлінням.

Принцип ієрархічності. Кожен вищий рівень: використовує результати нижчого; має нижчу деталізацію; оперує агрегованими параметрами.

Розглянемо приклад ієрархічних рядів моделей збагачувальних фабрик . Наприклад для подрібнювально-класифікаційного відділення.

Рівень 1. Модель гідроциклона. CFD-модель турбулентного потоку баланс маси по фракціях, залежність розміру відсічення від тиску.

Може реалізовуватись у ANSYS Fluent.

Рівень 2. Модель млин + гідроциклон: замкнений цикл; функція розподілу крупності; коефіцієнт циркуляційного навантаження.

Рівень 3. Секція подрібнення - матеріальний баланс; енергоспоживання; продуктивність..

Рівень 4 Фабрика - повний баланс металу; втрати у хвостах; економічна ефективність.

Рівень 5. Підприємство - інтеграція з кар'єром; планування видобутку; оптимізація прибутку.

Якісними характеристиками математичної моделі є такі.

1 Адекватність - ступінь відповідності реальному об'єкту.

2 Точність - величина похибки прогнозу.

3 Стійкість - чутливість до зміни параметрів.

4 Робастність - стійкість до шумів і неточностей.

5 Універсальність - можливість застосування в різних умовах.

6 Економічність - співвідношення точності та обчислювальних витрат.

Класифікувати математичні моделі можливо за п'ятьма ознаками.

1 За природою процесу. Це механічні; гідродинамічні; термодинамічні; хімічні; економічні.

2 За рівнем детермінованості - детерміновані; стохастичні.

3 За часовою характеристикою - статичні; динамічні.

4 За типом рівнянь. Це алгебраїчні; диференціальні; інтегральні; системи рівнянь; емпіричні регресійні моделі.

5 За рівнем деталізації - макромоделі; мезомоделі; мікромоделі.

Алгоритм побудови математичної моделі у САПР такий.

Етап 1. Постановка задачі, де конкретизується мета моделювання; критерії оптимальності; обмеження.

Етап 2. Аналіз фізичного процесу для визначення основних змінних та виявлення суттєвих факторів.

Етап 3. Формалізація. Відбувається запис рівнянь: законів збереження маси; енергії; імпульсу.

Етап 4. Спрощення - лінеаризація; припущення; агрегація параметрів.

Етап 5. Ідентифікація параметрів. Це лабораторні дослідження; промислові дані; статистична обробка.

Етап 6. Верифікація та валідація - порівняння з експериментом; оцінка похибки; коригування моделі.

Отже, Математична модель у САПР - це не просто формула, а інструмент переходу від фізичної реальності до інженерного рішення.

12. 6. Програмне забезпечення САПР

CAD, CAE та CAM - це функціональні складові сучасних САПР, які охоплюють різні етапи життєвого циклу виробу або об'єкта (табл. 12.1).

1. CAD - Computer-Aided Design (Автоматизоване проектування)

Сутність CAD - це система створення геометричної моделі об'єкта.

Основне призначення: розробка креслень (2D); створення 3D-моделей; формування специфікацій; підготовка конструкторської документації.

Що створює CAD?

Геометрію → Компоновку → Конструкцію

Приклади програм: AutoCAD, SolidWorks

2. CAE - Computer-Aided Engineering (Інженерний аналіз)

Сутність CAE - це система інженерних розрахунків і моделювання фізичних процесів.

Основне призначення: розрахунок міцності (FEA); гідродинамічне моделювання (CFD); теплові розрахунки; вібраційний аналіз; оптимізація параметрів.

Що аналізує CAE?

Напруження → Деформації → Потoki рідини/газу → Теплові режими

Приклад:

ANSYS

3. CAM - Computer-Aided Manufacturing (Автоматизоване виробництво)

Сутність CAM — це система підготовки виробництва та керування верстатами з ЧПК.

Основне призначення: генерація траєкторій інструменту; створення G-коду; оптимізація режимів обробки; інтеграція з виробничим обладнанням.

Що формує CAM?

Програму для верстата → Технологічний процес

Таблиця 12.1 - Порівняння CAD, CAE та CAM

Параметр	CAD	CAE	CAM
Етап	Проектування	Аналіз	Виробництво
Основна функція	Створення моделі	Перевірка моделі	Реалізація
Тип даних	Геометрія	Фізичні процеси	Технологічні команди
Результат	Креслення, 3D-модель	Звіт, графіки, оптимізація	Керуюча програма

Логіка взаємодії. CAD → створює модель. CAE → перевіряє її працездатність. CAM → забезпечує виготовлення

Приклад для збагачувальної фабрики

CAD - 3D-модель гідроциклону. CAE - CFD-аналіз руху пульпи. CAM — виготовлення корпусу обладнання

Отже, CAD відповідає на питання: «Як це виглядає?» CAE відповідає: «Чи це працюватиме?» CAM відповідає: «Як це виготовити?»

12.7. Сучасні тенденції розвитку САПР

Сучасний етап розвитку САПР характеризується переходом: від 2D-креслення → до інформаційного моделювання; від статичних моделей → до динамічної симуляції життєвого циклу; від локального ПЗ → до хмарних екосистем; від інструменту креслення → до інтелектуальної системи підтримки прийняття рішень.

12.7.1 BIM-ТЕХНОЛОГІЇ

BIM (Building Information Modeling) — це методологія створення та використання цифрової інформаційної моделі об'єкта протягом усього його життєвого циклу.

BIM — це не лише 3D-модель, а інформаційна база даних, що містить:

- геометрію,
- матеріали,
- технічні характеристики,
- вартість,
- графік реалізації,
- експлуатаційні параметри.

Однією з найпоширеніших BIM-платформ є Autodesk Revit.

Рівні розвитку ВІМ надано в табл. 12.2

Сьогодні розширення вимірності ВІМ це: 3D – геометрія, 4D – час (календарне планування), 5D – вартість, 6D – енергоефективність, 7D – експлуатація.

Таблиця 12.2 - Рівні розвитку ВІМ

Рівень	Характеристика
ВІМ 1	3D + базова координація
ВІМ 2	Спільна модель, колаборація
ВІМ 3	Повністю інтегроване середовище

Для збагачувальних фабрик ВІМ дозволяє:

- уникати просторових колізій;
- моделювати монтаж обладнання;
- оптимізувати логістику матеріальних потоків;
- інтегрувати технологічні та будівельні рішення;
- формувати цифрову базу для експлуатації.

12.7.2 Цифрові двійники

Цифровий двійник (Digital Twin) — це динамічна цифрова модель реального об'єкта, яка синхронізується з ним у режимі реального часу.

На відміну від ВІМ, цифровий двійник: отримує дані з датчиків, аналізує поточні режими роботи, прогнозує поведінку системи.

Архітектура цифрового двійника – це фізичний об'єкт, система збору даних (IoT); аналітична платформа, математична модель, інтерфейс прийняття рішень.

Наприклад, при збагаченні корисних копалин цифровий двійник для гідроциклонної батареї цифровий двійник може:

- відстежувати тиск і витрати;
- прогнозувати знос футерівки;
- оптимізувати гранулометричний склад;
- зменшувати втрати металу.

Симуляційне ядро часто базується на CFD-пакетах, наприклад ANSYS Fluent.

Переваги цифрових двійників:

- прогнозування аварій;
- оптимізація режимів;
- зменшення простоїв;
- перехід до предиктивного обслуговування.

Порівняємо ВІМ та Digital Twin.

По перше, ці дві системи відрізняються концептуально.

ВІМ — це інформаційна модель об'єкта, що формується переважно на стадіях: концепції, проектування, будівництва. Модель є детальною,

структурованою, але здебільшого статичною (оновлюється вручну або періодично). Приклад BIM-платформи — Autodesk Revit.

Digital Twin (Цифровий двійник) - це динамічна, самовідновлювана модель, що: інтегрується з фізичним об'єктом, отримує дані з датчиків у режимі реального часу, здатна прогнозувати поведінку системи. Симуляційне ядро може базуватися, наприклад, на ANSYS Twin Builder

По друге. Системи відрізняються за критеріями. Порівняння за ключовими критеріями надано у табл. 12.3

Таблиця 12.3 - Порівняння за ключовими критеріями

Критерій	BIM	Digital Twin
Тип моделі	Інформаційна	Динамічна
Стадія застосування	Проектування, будівництво	Експлуатація
Джерело даних	Проектна документація	Датчики, IoT
Оновлення	Періодичне	Безперервне
Мета	Координація та планування	Оптимізація та прогноз
Зв'язок із фізичним об'єктом	Опосередкований	Прямий

Третє. Життєвий цикл об'єкта.

BIM покриває: концепцію, інженерне проектування, кошторис, планування будівництва.

Digital Twin покриває: введення в експлуатацію, моніторинг, оптимізацію режимів, предиктивне обслуговування, модернізацію.

Важливо: цифровий двійник часто створюється на основі BIM-моделі, але виходить за її межі.

Четверте. Рівень математичної складності. Різниця в ньому наведена у табл. 12.4.

Таблиця 12. 4 - Рівень математичної складності

Параметр	BIM	Digital Twin
Геометрія	Висока деталізація	Може бути спрощеною
Фізичні процеси	Обмежені	Повноцінне моделювання
CFD/FEA	Зовнішні модулі	Інтегровані
Прогнозування	Ні	Так

П'яте. Інформаційні потоки

BIM – односторонній потік:

Проект → Будівництво → Експлуатація

Digital Twin – двосторонній потік:

Об'єкт ↔ Модель ↔ Аналітика ↔ Управління

Наведемо приклад для збагачувальної фабрики

Сценарій 1 – BIM:

- створено 3D-модель корпусу;
- розміщено дробарки, млини, гідроциклони;
- виконано перевірку колізій;

- сформовано специфікації.

Сценарій 2 – Digital Twin:

- датчики фіксують навантаження млина;
- модель прогнозує перевантаження;
- система рекомендує зміну подачі руди;
- зменшуються енергетичні витрати.

Отже, BIM відповідає на питання: «Як спроектовано об'єкт?» Digital Twin відповідає на питання: «Як об'єкт працює зараз і як він працюватиме завтра?»

Перехід від BIM до Digital Twin означає:

- зміну філософії управління;
- перехід від реактивного ремонту до предиктивного;
- формування цифрової екосистеми підприємства;
- основу для впровадження штучного інтелекту.

BIM — це фундамент цифрової моделі. Digital Twin — це її еволюція в режим реального часу. У контексті гірничо-збагачувальних підприємств їх інтеграція формує концепцію:

«Цифрова збагачувальна фабрика» — об'єкт, у якому проектування, експлуатація та оптимізація об'єднані єдиною інформаційною моделлю.

Приклад моделі цифрової збагачувальної фабрики наведено на рис. 12.1.



Рис. 12.1. Модель цифрової збагачувальної фабрики

12.7.3 Хмарні платформи

Хмарні технології переводять САПР із локального середовища у глобальне цифрове середовище.

Проектні дані зберігаються на віддалених серверах і доступні через інтернет.

Основні переваги

- одночасна робота команди;
- централізоване зберігання;
- автоматичне резервне копіювання;
- масштабованість ресурсів;
- інтеграція з ERP та PLM.

Приклад хмарної CAD-платформи — Autodesk Fusion.

Хмарні технології мають велике значення для інженерного проектування, а саме для складних промислових об'єктів це означає: дистанційну роботу проектних груп; швидке узгодження рішень; контроль версій; інтеграцію з підрядниками.

12.7.4 Штучний інтелект у проектуванні

Штучний інтелект переводить САПР з рівня «інструмент креслення» до рівня «інтелектуальний помічник».

Основні напрямки:

- генеративний дизайн;
- оптимізація параметрів;
- автоматичне виявлення помилок;
- прогнозування ресурсу;
- аналіз великих даних.

Система формує сотні варіантів конструкції на основі: заданих обмежень, критеріїв оптимальності, фізичних моделей. Інженер обирає оптимальне рішення.

ШІ в гірничому проектуванні дозволяє виконати: оптимізацію схеми подрібнення; підбір режимів флотації; прогноз збагачуваності руди; адаптивне керування технологічними процесами.

Ризики впровадження ШІ

- непрозорість алгоритмів;
- залежність від якості даних;
- потреба у великих масивах статистики;
- кібербезпека.

Порівняльна характеристика тенденцій:

Технологія	Основний акцент	Рівень інтеграції
ВІМ	Інформаційна модель	Проектування
Digital Twin	Динамічна модель	Експлуатація
Cloud CAD	Колаборація	Управління даними
ШІ	Інтелектуальна оптимізація	Прийняття рішень

Отже, сучасні САПР трансформуються у: інтегровані цифрові екосистеми; інструменти управління життєвим циклом об'єкта; платформи інтелектуального аналізу; основу цифрової трансформації промисловості.

Для гірничо-збагачувальних підприємств це означає перехід до концепції «цифрової фабрики», де проектування, будівництво та експлуатація працюють в єдиному інформаційному просторі.

У гірничій галузі САПР — це не просто інструмент креслення, а система управління технічними, економічними та безпековими параметрами підприємства.

Завдання для самоперевірки

1. Поясніть терміни: адекватність, точність, чутливість, економічність та універсальність математичної моделі.

2. Назвіть порядок побудови дерева цілі.

3. Розкажіть про взаємозв'язок цільової функції та критерію оптимальності, системи обмежень та рівняння зв'язку.

4. Поясніть терміни: загальносистемне, базове та прикладне, проблемно-орієнтоване та об'єктно-орієнтоване програмне забезпечення САПР; шар на кресленні машинної графіки; базова геометрична фігура та графічний елемент САПР.

5. Перерахуйте пакети прикладних програм проектування збагачувальних фабрик.

6. Які завдання під час проектування в САПР вирішуються за допомогою машинної графіки?

7. Дайте визначення термінам: проста та складна структури пакету прикладних програм.

8. Дайте визначення САПР.

9. Назвіть складові САПР.

10. Чим відрізняються САД, САЕ та САМ.

11. Які переваги використання САПР у гірничій галузі.

12. Які сучасні тенденції розвитку САПР.

КОНТРОЛЬНІ ЗАВДАННЯ

Контрольні завдання наведено у 10 варіантах. Студент повинен виконати свій варіант, який відповідає останній цифрі номера залікової книжки (номер залікової книжки має бути вказано на титульному аркуші). Пояснювальна записка повинна відповідати вимогам стандартів до текстових документів.

Варіант 1

1. Перерахуйте:

види кондицій на мінеральну сировину;

вихідні дані щодо вибору схеми дроблення;

мінеральні в'язучі речовини;

споживачів холодної та гарячої води на збагачувальній фабриці;

принципи проєктування робочих місць;

схеми розміщення обладнання в корпусах збагачувальної фабрики та сфера їх застосування.

2. Назвіть завдання, які розв'язують САПР; порядок виконання проєктних процедур під час виборів устаткування.

3. Сформулюйте завдання, які слід розв'язати під час вибору крупності подрібнення.

4. Поясніть термін генплан збагачувальної фабрики.

Варіант 2

1. Поясніть терміни: проєкт та прототип, зонування території та блокування приміщень.

2. Назвіть:

умови, за яких у проєктах застосовують схеми переробки з рудним самоподрібненням;

мета розрахунку схеми збагачення;

кількість запасних дробарок, грохотів, млинів, гідроциклонів, флотаційних машин, згущувачів, вакуум-фільтрів і насосів у проєкті;

область використання силікатних та азбестоцементних виробів у будівництві;

загальні принципи розміщення обладнання у будівлях збагачувальної фабрики,

норми споживання та безповоротні втрати води у населених пунктах та на збагачувальних фабриках.

3. Перерахуйте принципи створення САПР; вимоги до проєктних рішень щодо загальнообмінної припливно-витяжної вентиляції без природного провітрювання.

Варіант 3

1. Дайте класифікацію типовим проєктним процедурам.
2. Назвіть:
умови застосування багатостадіальних схем подрібнення;
порядок виконання проєктних процедур розрахунку потоків твердого у схемах дроблення з операціями попереднього та перевірного грохочення;
область застосування сталей та алюмінієвих виробів у будівництві;
вимоги до проєктних рішень щодо загальнообмінної припливно-витяжної вентиляції з природним провітрюванням.
3. Перерахуйте:
методи визначення продуктивності обладнання під час проєктування;
умови застосування бункера підвісного параболічного, ящичного з плоским днищем, ящичного з щілинним розвантаженням та силосного;
умови, за наявності яких не допускається створення бункерів;
типи водозаборів підземних та поверхневих вод.
4. Поясніть терміни: північний вітер та троянда вітрів, принцип ітераційності проєктування.

Варіант 4

1. Поясніть терміни: результат та етап проєктування.
2. Назвіть: режими проєктування;
порядок виконання процедур вибору остаточного варіанта схеми підготовки руди до збагачення;
мету розрахунку балансу металів проєктованої фабрики;
недоліки проєктного рішення використати апарати малого розміру;
типи та призначення вертикальних швів будівлі;
значення коефіцієнтів забудови та використання території збагачувальної фабрики.
3. Опишіть типові варіанти вузла розвантаження дробарок КПД 1500, КПД 1200, КПД 900 та шокових дробарок.
4. Перерахуйте методи очищення води, що приймаються в проєктах, для господарсько-питних потреб; вимоги до проєктних рішень щодо повітряної завіси на вході до будівлі.

Варіант 5

1. Поясніть терміни: фундамент та основа фундаменту, стіна, перегородка, перекриття, дах, покрівля; проєктні рішення, операція та процедура.
2. Перерахуйте млини, для яких використовують класифікацію в режимі скальпування, типи каналізації в проєктах збагачувальних фабрик.
3. Назвіть:
порядок виконання операцій розрахунку потреби фабрики у воді;
недоліки використання у проєкті апаратів великого розміру;
варіанти розміщення млинів до подрібнення промпродуктів;
вимоги до геодезичної сітки на генплані;
проєктні рішення щодо місцевих відсмоктувачів.

4. Дайте класифікацію технічних засобів САПР за функціональною та структурною ознакою.

Варіант 6

1. Перерахуйте:

завдання, які вирішуються під час виборів майданчика на будівництво фабрики;

особливості, які слід враховувати під час виборів розвантажувальної щілини КПД і ЩКД;

сантехнічні вимоги до генплану заводу;

вимоги будівельних норм до протипожежних під'їздів до будівлі та до проєктних рішень щодо зберігання та приготування реагентів;

переваги та недоліки водяної, парової, повітряної, електричної та комбінованої систем опалення.

2. Поясніть терміни: схема подрібнення; принципова схема підготовки та збагачення корисних копалин; поздовжня та поперечна осі будівлі, проліт, крок колон, висота приміщення, позначка майданчика.

3. Назвіть:

порядок виконання процедур визначення кількості вихідних показників для розрахунку потоків твердого у схемі збагачення корисних копалин;

переваги однорядного розміщення млинів поздовжньою віссю вздовж і поперек прольоту;

умови, за яких млина розміщують поздовжньою віссю вздовж прольоту;

Показники стану об'єкта проєктування.

Варіант 76

1. Поясніть терміни: з'єднання гідроциклонів з колектором ялинкою або зірочкою; реагентне господарство збагачувальної фабрики; виробничий дренаж підлог; капітальне та нове будівництво; розширення, реконструкція та технічне переозброєння підприємства.

2. Назвіть:

варіанти схем підготовки руди до збагачення, які потрібно опрацьовувати у проєкті;

вихідні показники для розрахунку твердого потоків у схемах подрібнення;

транспортуючу здатність кульових та стрижневих млинів;

розміри прольотів у безкранових будинках та у будинках з мостовими або підвісними кранами;

висоту приміщень у будинках збагачувальної фабрики;

принципи проєктування схем електропостачання збагачувальних фабрик;

види аналізу у САПР.

3. Перерахуйте: санітарно-технічні вимоги до проєктних рішень щодо технологічного процесу та обладнання, переваги та недоліки мокрому укладання хвостів.

Варіант 8

1. Поясніть термін вибору схеми дроблення.
2. Назвіть:
 - рельєф майданчика для розміщення будівель фабрики зі складною схемою, з флотаційними, гравітаційними та сухими методами збагачення;
 - типи концентраційних столів для збагачення руди крупністю від 2,00 до 0,05 мм, від 2,0 до 0,2 мм та від 0,20 до 0,04 мм;
 - методи прогнозування у САПР.
3. Напишіть порядок проєктних операцій визначення витрати фабрикою води на технологічні потреби.
4. Перерахуйте:
 - умови доцільності проєктування сталевих конструкцій;
 - принципи проєктування внутрішньофабричного транспорту;
 - способи укладання сухих хвостів;
 - типи АСУ;
 - санітарно-технічні вимоги до проєктних рішень щодо прокладання труб та освітлення.

Варіант 9

1. Назвіть:
 - умови розміщення збагачувальної фабрики при руднику, при металургійному заводі, між рудником та металургійним заводом;
 - переваги встановлення в проєкті машин флотаційних пневмомеханічних перед встановленням флотаційних машин механічного типу та установки останніх перед установкою машин флотаційного пневмомеханічного типу;
 - умови встановлення підвісних, консольних, мостових кранів та талей;
 - масштаб генплану;
 - місце розміщення початку координат геодезичної сітки та позначення осей будівельної геодезичної сітки на кресленні генплану;
 - принципи розміщення електротехнічних приміщень на фабриці;
 - Завдання параметричного синтезу в САПР.
2. Перерахуйте:
 - проблеми, які вирішуються при виборі схеми збагачення корисних копалин;
 - типи фундаментів;
 - переваги індивідуального та стендового методів ремонту;
 - санітарно-технічні вимоги до проєктних рішень щодо водопостачання та каналізації збагачувальної фабрики.

Варіант 10

1. Поясніть терміни: пусковий комплекс, експериментальний та типовий проекти.

2. Перерахуйте:

умови, за яких у схемах збагачення корисних копалин промпродукти повертають в основну операцію та організують промпродуктовий цикл;

вихідні показники для розрахунку твердого потоків у схемах подрібнення;

апарати, що ремонтуються індивідуальним, машинозмінним, змінно-вузловим методом;

умови підземного, наземного та надземного укладання інженерних комунікацій; вимоги до проектування диспетчерського та операторського пункту.

3. Назвіть:

особливості розрахунку схем збагачення вугілля;

магнітні сепаратори для мокрого та сухого збагачення сильномагнітних руд;

типи колон;

принципи розміщення ремонтно-монтажного майданчика;

основні напрями охорони навколишнього природного середовища у проекті;

мета структурного синтезу в САПР.

СПИСОК ДЖЕРЕЛ

Нормативно-правові акти України

1. Гірничий закон України : Закон України від 6 жовтня 1999 р. № 1127-XIV (в редакції від 31 березня 2005 р.).
2. Положення про проектування гірничодобувних підприємств України та визначення запасів корисних копалин за ступенем підготовленості до видобування : наказ Міністерства промислової політики України від 07.05.2004 № 221.
3. Правила охорони праці під час дроблення і сортування, збагачення корисних копалин і огрудкування руд та концентратів : наказ Міністерства соціальної політики України від 15.05.2018 № 704.
4. НПАОП 0.00-1.24-10. Правила охорони праці під час розробки родовищ корисних копалин відкритим способом.

Галузеві нормативні документи

5. СОУ-Н МПП 73.020-078-3:2013. Норми технологічного проектування гірничодобувних підприємств із відкритим способом розробки родовищ корисних копалин. Частина 3. Дробильно-збагачувальні фабрики залізних руд.

Державні будівельні норми (ДБН)

6. ДБН В.2.2-27:2025. Промислові будівлі. Основні положення.
7. ДБН А.2.2-3:2014. Склад та зміст проектної документації на будівництво.
8. ДБН В.1.1-24:2009. Захист від небезпечних геологічних процесів, шкідливих експлуатаційних впливів, від пожежі. Основні положення проектування.
9. ДБН В.1.1-45:2017. Будівлі і споруди в складних інженерно-геологічних умовах.
10. ДБН В.1.1-46:2017. Інженерний захист територій, будівель і споруд від зсувів та обвалів.
11. Національні стандарти України (ДСТУ)
12. ДСТУ ISO 9001:2015 (ISO 9001:2015, IDT). Системи управління якістю. Вимоги.
13. ДСТУ ISO 31000:2018 (ISO 31000:2018, IDT). Управління ризиками. Принципи та настанови.
14. ДСТУ ISO 3082:2018 (ISO 3082:2017, IDT). Руди залізні. Методи відбирання та готування проб.
15. ДСТУ ISO 3271:2017 (ISO 3271:2015, IDT). Руди залізні для доменної печі. Метод визначення коефіцієнтів міцності та стирання.
16. ДСТУ ISO 11323:2016 (ISO 11323:2010, IDT). Руда залізна і залізо прямого відновлювання. Словник термінів.
17. ДСТУ ISO 13930:2021 (ISO 13930:2015, IDT). Руди залізні. Динамічний метод визначення індексів руйнування після відновлювання.
18. ДСТУ 3195:2015. Руди залізні та марганцеві. Методи відбирання проб.

19. ДСТУ ГОСТ 7.1:2006. Система стандартів з інформації, бібліотечної та видавничої справи. Бібліографічний запис. Бібліографічний опис. Загальні вимоги та правила складання.

Міжнародні стандарти ISO / ISO/IEC

20. ISO 11323:2010. Iron ore and direct reduced iron — Vocabulary.
21. ISO 12100:2010. Safety of machinery — General principles for design — Risk assessment and risk reduction.
22. ISO 13849-1:2015. Safety of machinery — Safety-related parts of control systems — Part 1: General principles for design.
23. ISO 14121-1:2007. Safety of machinery — Risk assessment — Part 1: Principles.
24. ISO 14122-1:2016. Safety of machinery — Permanent means of access to machinery — Part 1: Choice of fixed means and general requirements of access.
25. ISO 5167-1:2022. Measurement of fluid flow by means of pressure differential devices inserted in circular cross-section conduits running full — Part 1: General principles and requirements.
26. ISO 6817:1992. Measurement of conductive liquid flow in closed conduits — Method using electromagnetic flowmeters.
27. ISO 2186:2007. Fluid flow in closed conduits — Connections for pressure signal transmissions between primary and secondary elements.
28. ISO 10012:2003. Measurement management systems — Requirements for measurement processes and measuring equipment.
29. ISO/IEC 17025:2017. General requirements for the competence of testing and calibration laboratories.

Навчальні та наукові видання

30. Пілов П. І. Проектування збагачувальних фабрик залізних руд : навч. посіб. Дніпро : НТУ «Дніпровська політехніка», 2021. 239 с.
31. Смирнов В. О., Білецький В. С. Проектування фабрик. Донецьк : Східний видавничий дім, 2002. 162 с.
32. Білецький В. С., Олійник Т. А., Смирнов В. О., Скляр Л. В. Техніка та технологія збагачення корисних копалин. Ч. 1: Підготовчі процеси. Кривий Ріг : ФОП Чернявський Д. О., 2019. 200 с. ISBN 978-617-7553-73-0.
33. Білецький В. С., Олійник Т. А., Смирнов В. О., Скляр Л. В. Техніка та технологія збагачення корисних копалин. Ч. 2: Основні процеси. Кривий Ріг: ФОП Чернявський Д. О., 2019. 212 с. ISBN 978-617-7553-80-8.
34. Білецький В. С., Олійник Т. А., Смирнов В. О., Скляр Л. В. Техніка та технологія збагачення корисних копалин. Ч. 3: Заключні процеси. Кривий Ріг : ФОП Чернявський Д. О., 2019. 230 с. ISBN 978-617-7553-97-6.
35. Білецький В. С., Олійник Т. А., Смирнов В. О., Скляр Л. В. Основи техніки та технології збагачення корисних копалин. Київ, 2020. 618 с.
36. Cisternas L. A., Acosta-Flores R., Lucay F., Gálvez E. D. Mineral concentration plants design using rigorous models // Computer Aided Chemical Engineering. 2016. Vol. 38. P. 1461–1466. DOI: <https://doi.org/10.1016/B9780444634283502484>.

37. Mineral Processing Design. Concentrating plant design — capital and operating costs. Berlin : Springer, 1986. P. 250–267. DOI: https://doi.org/10.1007/978-94-009-3549-5_10.
38. Hernandez J. R., Finch J. A. Centenary of Flotation Symposium. Brisbane, 2005. URL: http://www.ausimm.com/flot2005/html/presentations/snapshot_hernandez-aguilar.pdf (дата звернення: 11.01.2026).
39. Chem Alert II. Chemical Safety Management Services software. Risk Management Technologies, 2005.
Періодичні видання
40. Oliinyk T., Skliar L., Kushniruk N., Holiver N., Tora B. Ocena skuteczności technologii wzbogacania kwarcytu hematytowego. *Inżynieria Mineralna*. 2023. № 1(51). S. 33–44. DOI: <https://doi.org/10.29227/IM-2023-01-04>.
41. Oliinyk T., Nikolaienko P., Nikolaienko K., Oliinyk M. Ore crushing in the high-pressure roller-press as a modelling object under stochastic properties of feed materials. *Eastern-European Journal of Enterprise Technologies*. 2021. № 1(1-109). P. 54–62.
42. Stupnik M. I., Peregudov V. V., Morkun V. S., Oliinyk T. A., Korolenko M. K. Development of concentration technology for medium-impregnated hematite quartzite of Kryvyi Rih iron ore basin. *Science and Innovation*. 2021. № 16(6). P. 56–71.
43. Олійник Т. А., Ніколаєнко П. К. Вплив типу дроблення окислених залізистих кварцитів на подальше їх розкриття при подрібненні в кульовому млині. *Гірничий вісник*. 2020. Вип. 107. С. 147–154.
44. Кривенко А. Ю., Олійник Т. А., Кривенко Т. А. Теоретичне дослідження масопереносу при знешламлені залізородної суспензії. *Гірничий вісник*. 2021. Вип. 109. С. 106–112.
45. Олійник Т. А., Вільгельм М. Н. Передумови підвищення селективності розділення рудної та нерудної складової пінного продукту флотації. *Гірничий вісник*. 2021. Вип. 109. С. 115–121.
46. Oliinyk T., Bulakh O., Skliar L., Oliinyk M. Peculiarities of enrichment of hematite ores of underground extraction of Krivbass in size 1-0 mm. *Mining Journal of Kryvyi Rih National University*. 2024. № 22(1). P. 33–39. DOI: <https://doi.org/10.31721/2306-5435-2024-1-112-33-39>.
47. Oliinyk T., Petelka A., Skliar L. Improvement of the filtration process of iron ore magnetic concentrate of PJSC "CGZK" to provide the pelletizing plant with raw materials for DRI pellets. *Mining Journal of Kryvyi Rih National University*. 2024. № 22(1). P. 137–143. DOI: <https://doi.org/10.31721/2306-5435-2024-1-112-137-144>.
48. Oliinyk T., Vilhelm M. Research of the conditions for the formation of optimal feed of reverse flotation of magnetite. *Mining Journal of Kryvyi Rih National University*. 2024. № 22(1). P. 95–101. DOI: <https://doi.org/10.31721/2306-5435-2024-1-112-95-101>.

49. Oliinyk T., Bezsmertnyi Ye. Development a new flotation refining technology for magnetite concentrates at the Northern Mining and Processing Plant Private Joint-Stock Company. *Mining Journal of Kryvyi Rih National University*. 2024. № 22(2). P. 30–39. DOI: <https://doi.org/10.31721/2306-5435-2024-2-30-39>.
50. Oliinyk T., Rumnitsky D., Skliar L. Determination of the influence of pulp viscosity on the enrichment process of magnetite suspensions in screw separators. *Technology audit and production reserves*. 2025. № 1/3(81). P. 6–12. DOI: <https://doi.org/10.15587/2706-5448.2025.323268>.
51. Білоус О. І., Олійник Т. А. Аналіз сигмоїдної кривої і принципи управління якістю руди Кременчуцького залізорудного району. *Мінеральні ресурси України*. 2025. № 1. С. 9–17. DOI: <https://doi.org/10.31996/mru.2025.1.9-17>.
52. Моркун В. С., Моркун Н. В., Олійник Т. А., Грищенко Я. О. Моделювання вихрострумового перетворення електромагнітного сигналу для вирішення задачі визначення характеристик залізної руди. *Вісник СНУ ім. В. Даля*. 2025. № 2(288). С. 68–78. DOI: <https://doi.org/10.33216/1998-7927-2025-288-2-68-78>.
53. Олійник Т. А. Екологічно безпечний метод збагачення поліелементних флюоритових руд. *Мінеральні ресурси України*. 2025. № 2. С. 34–40. DOI: <https://doi.org/10.31996/mru.2025.2.34-40>.
54. Кривенко А. Ю., Булах О. В., Олійник Т. А., Рубан С. А. Теоретичні дослідження підвищення ефективності масопереносу магнетитової суспензії на підставі змінення гідродинамічних параметрів процесу знешламлення. *Технічна інженерія*. 2025. № 1(95). С. 152–158. DOI: [https://doi.org/10.26642/ten-2025-1\(95\)-152-158](https://doi.org/10.26642/ten-2025-1(95)-152-158).
55. Oliinyk T., Skliar L. Development of technology for processing Ukrainian nickel ores. *Sustainable Extraction and Processing of Raw Materials*. 2025. P. 74–84.
56. Oliinyk T., Nevzorov V. Analysis of mathematical models of material size separation considering equipment and material characteristics and screening conditions. *Geo-Technical Mechanics*. 2024. № 171. P. 47–58. DOI: <https://doi.org/10.15407/geotm2024.171.047>.
57. Oliinyk T., Rumnytskyi D., Skliar L. Practice of using spiral separators in magnetite ore dressing. *Geo-Technical Mechanics*. 2025. 172. P. 130–142.
58. Oliinyk T., Skliar L. Beneficiation of technogenic phosphorus-containing raw materials as a source of mineral fertilisers. *Mining Journal of Kryvyi Rih National University*. 2025. № 59(1). P. 42–54. DOI: <https://doi.org/10.31721/2306-5435-2025-1-42-54>.

Навчальне видання

ОЛІЙНИК Т.А., СКЛЯР Л.В.

ПРОЄКТУВАННЯ ГІРНИЧО-ЗБАГАЧУВАЛЬНИХ ПІДПРИЄМСТВ







НАВЧАЛЬНИЙ ПОСІБНИК

для здобувачів вищої освіти магістерського та освітньо-наукового рівнів галузі
знань G «Інженерія, виробництво та будівництво»
спеціальності G16 «Гірництво та нафтогазові технології»
освітньо-професійної програми «Збагачення корисних копалин»

В авторській редакції

Підписано до друку 04.03.2026 р.
Формат 60x90 1/16. Папір офсет
Друк цифровий лазерний та світлодіодний.
Ум. друк. арк. 17,75. Тираж 200 прим.

Видавець Барихіна Н.Л.
Пр-кт 200-річчя Кривого Рогу, 17 (зуп. «Спаська»)
Свідоцтво ДК 8403 від 28.07.2025 р.

 oktanua  oktanua  oktanprint@ukr.net
  +38 (067) 46-46-102  oktanprint.com.ua

 **ОКТАН ПРИНТ**
ВИДАВНИЦТВО  ДРУКАРНЯ