

ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»
Гірничо-металургійний факультет
Кафедра гірничої справи

Кваліфікаційна робота
допущена до захисту
Гарант освітньої програми
«Збагачення корисних копалин»

_____Костянтин ЛЕВЧЕНКО

КВАЛІФІКАЦІЙНА РОБОТА

на здобуття освітнього ступеня бакалавр
за підсумками виконання освітньо-професійної програми
«Збагачення корисних копалин»
за спеціальністю 184 Гірництво

**на тему «Розробка заходів щодо підвищення якості
магнетитового концентрату в умовах АТ" Південний ГЗК"»**

Керівник роботи

Костянтин ЛЕВЧЕНКО

Консультант від
баз практики

Юрій БЕСПАЛЬКО

*Кваліфікаційна робота містить результати власних досліджень.
Використання ідей, результатів і текстів інших авторів мають
посилання на відповідне джерело*

Здобувач

Руслан СЛЮЗКО

Підсумкова оцінка за атестацію			
--------------------------------	--	--	--

Голова ЕК

Андрій РТИЩЕВ

Запоріжжя, 2026

ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»

Факультет	<u>гірничо-металургійний</u>
Кафедра	<u>гірничої справи</u>
Ступінь вищої освіти	<u>бакалавр</u>
Спеціальність	<u>184 Гірництво</u>
ОПП	<u>Збагачення корисних копалин</u>

ЗАТВЕРДЖЕНО:

Гарант освітньої програми

Левченко К.А.
(підпис) (прізвище, ініціали)
« _____ » 20__ року

ЗАВДАННЯ**на кваліфікаційну роботу бакалавра**Слюзко Руслан Романович

(прізвище, ім'я, по батькові здобувача)

1.Тема роботи: «Розробка заходів щодо підвищення якості магнетитового концентрату в умовах АТ" Південний ГЗК"»

керівник роботи: Левченко К.А. доцент гірничої справи

(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом Університету №41 від 23.02.2026р.

2. Термін подання роботи 20.06.2026р.

3.Вихідні дані до роботи: Технологія збагачення магнетитових кварцитів в умовах АТ «Південний ГЗК» м.Кривий Ріг, літературні джерела, технологічні інструкції

4. Зміст кваліфікаційної роботи: Анотація. Зміст. Вступ. Розділ 1. аналіз підприємства та технологічної схеми. Розділ 2.Дослідження методів підвищення якісних показників залізорудного концентрату. Розділ 3. Аналіз технології виробництва залізорудного концентрату в умовах АТ «Південний ГЗК». Розділ 4. Розрахунок та розробка заходів щодо підвищення якісних показників залізорудного концентрату. Висновки. Перелік використаних джерел.

5. Перелік графічного (демонстраційного) матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень) Технологічна схема секції з вказаними якісно-кількісними та водно-шламовими показниками.

6. Консультанти по роботі, із зазначенням розділів роботи, що їх стосуються

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта
1	
2	
3	
4	

7. Дата видачі завдання: 11 травня 2026 року

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів роботи	Термін виконання етапів роботи	Примітка
1	Вступ, Розділ 1.	11.05-15.05	
2	Розділ 2.	16.05-24.05	
3	Розділ 3. Розділ 4.	25.05-07.06	
4	Висновки.	08.06-10.06	
5	Перевірка роботи на академічну доброчесність, підписання роботи	13.06-19.06	
6	Підготовка доповіді. Розробка презентації доповіді	20.06-23.06	
8	Захист роботи	24.06	

Керівник роботи

Костянтин ЛЕВЧЕНКО

Здобувач

Руслан СЛЮЗКО

АНОТАЦІЯ

Слюзко Руслан Романович. Розробка заходів щодо підвищення якості магнетитового концентрату в умовах АТ" Південний ГЗК" – Кваліфікаційна праця на правах рукопису складається зі вступу, чотирьох розділів та висновків і містить 75 сторінок основного тексту, 9 таблиць, 1 рисунку, а також списку використаних джерел із 23 найменувань.

Кваліфікаційна робота на здобуття освітнього ступеня бакалавр за спеціальністю 184 Гірництво, ОПП «Збагачення корисних копалин» – ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА», Запоріжжя, 2026.

Об'єкт дослідження – процес збагачення магнетитових руд в умовах АТ «Південний ГЗК».

Предмет дослідження – технологічні та організаційні заходи, спрямовані на підвищення якості магнетитового концентрату.

У першому розділі проаналізовано сучасний стан та перспективи розвитку технологій збагачення магнетитових руд. Надано загальну характеристику процесів магнітного збагачення та факторів, що впливають на якість залізородних концентратів. Проведено аналіз існуючих технологічних рішень щодо підвищення вмісту заліза в концентраті та зниження вмісту домішок. У результаті визначено необхідність удосконалення окремих стадій технологічного процесу збагачення, сформульовано невирішені питання підвищення якості магнетитового концентрату в умовах АТ «Південний ГЗК».

У другому розділі проведено аналіз виробничої діяльності та технологічної схеми АТ «Південний ГЗК», визначено основні фактори, що впливають на якість концентрату, обґрунтовано напрями вдосконалення технологічного процесу, наведено результати аналізу технологічних показників та причин втрат заліза під час збагачення.

У третьому розділі розроблено та обґрунтовано заходи щодо підвищення якості магнетитового концентрату та розраховано якісно-кількісну та водно-шламову схеми з новими технологічними рішеннями та схему з додатковими пісками.

КЛЮЧОВІ СЛОВА: МАГНЕТИТОВИЙ КОНЦЕНТРАТ, ЗБАГАЧЕННЯ ЗАЛІЗНИХ РУД, МАГНІТНА СЕПАРАЦІЯ, ВИЛУЧЕННЯ ЗАЛІЗА, ЯКІСТЬ КОНЦЕНТРАТУ, ПІВДЕННИЙ ГЗК, ТЕХНОЛОГІЧНА СХЕМА, ЕФЕКТИВНІСТЬ ЗБАГАЧЕННЯ.

ЗМІСТ

ВСТУП.....	8
РОЗДІЛ 1. АНАЛІЗ ПІДПРИЄМСТВА ТА ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ ПІДПРИЄМСТВА.....	10
1.1 Історія АТ «Південний ГЗК».....	10
1.2 Опис технологічної схеми збагачення.....	15
РОЗДІЛ 2. ДОСЛІДЖЕННЯ МЕТОДІВ ПІДВИЩЕННЯ ЯКІСНИХ ПОКАЗНИКІВ ЗАЛІЗОРУДНОГО КОНЦЕНТРАТУ.....	20
2.1 Методи для підвищення якісних показників на підприємствах України.....	20
2.2 Доводка залізорудного концентрату за кордоном.....	22
2.3 Фактори, що впливають на якість магнетитового концентрату.....	25
2.4 Сучасні методи доведення магнетитових концентратів.....	28
РОЗДІЛ 3. АНАЛІЗ ТЕХНОЛОГІЇ ВИРОБНИЦТВА ЗАЛІЗОРУДНОГО КОНЦЕНТРАТУ В УМОВАХ АТ «ПІВДЕННИЙ ГЗК».....	33
3.1 Характеристика вихідної руди, що надходить на збагачення	33
3.2 Аналіз технологічної схеми.....	35
3.3 Показники якості магнетитового концентрату.....	36
РОЗДІЛ 4. РОЗРАХУНОК ТА РОЗРОБКА ЗАХОДІВ ЩОДО ПІДВИЩЕННЯ ЯКІСНИХ ПОКАЗНИКІВ ЗАЛІЗОРУДНОГО КОНЦЕНТРАТУ.....	38
4.1 Розрахунок технологічної схеми з оновленими технологічними показниками.....	38
4.2 Розрахунок вдосконаленої якісно-кількісної схеми.....	38
4.3 Розрахунок технологічної секції в режимі роботи з додатковими пісками	54

ВИСНОВКИ.....	71
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ.....	73

ВСТУП

Гірничо-металургійний комплекс України є однією з базових галузей національної економіки, що забезпечує потреби металургійних підприємств у високоякісній залізородній сировині та формує значну частину експортного потенціалу держави. У сучасних умовах підвищення вимог до якості продукції, зростання конкуренції на світовому ринку та необхідності раціонального використання мінерально-сировинних ресурсів особливої актуальності набувають питання вдосконалення технологічних процесів збагачення залізних руд і підвищення якості магнетитового концентрату.

Для АТ «Південний гірничо-збагачувальний комбінат» проблема забезпечення стабільно високих показників якості концентрату має важливе виробниче та економічне значення. Високий вміст заліза у концентраті, зниження вмісту шкідливих домішок та підвищення технологічних показників процесу збагачення сприяють збільшенню конкурентоспроможності продукції підприємства, зменшенню виробничих витрат і підвищенню ефективності роботи комбінату в цілому. У зв'язку з цим розробка заходів щодо підвищення якості магнетитового концентрату є актуальним науково-практичним завданням.

Метою дипломної роботи є розробка та обґрунтування заходів щодо підвищення якості магнетитового концентрату в умовах АТ «Південний ГЗК» шляхом аналізу існуючої технології збагачення, визначення факторів, що впливають на якісні показники концентрату, та удосконалення окремих технологічних процесів.

Для досягнення поставленої мети в роботі необхідно вирішити такі завдання:

- провести аналіз сучасного стану та перспектив розвитку технологій збагачення магнетитових руд;

- дослідити виробничу діяльність та технологічну схему АТ «Південний ГЗК»;
- проаналізувати фактори, що впливають на якість магнетитового концентрату;
- визначити основні причини втрат заліза та зниження якісних показників концентрату;
- розробити та обґрунтувати технічні й технологічні заходи щодо підвищення якості концентрату;
- оцінити економічну ефективність запропонованих заходів;
- розглянути питання охорони праці та безпеки виробничих процесів.

Об'єктом дослідження є процес збагачення магнетитових руд в умовах АТ «Південний ГЗК».

Предметом дослідження є технологічні та організаційні заходи, спрямовані на підвищення якості магнетитового концентрату.

Під час виконання дипломної роботи застосовувалися методи аналізу науково-технічної літератури, порівняльного аналізу технологічних показників, статистичної обробки виробничих даних, а також техніко-економічні методи оцінки ефективності запропонованих рішень.

Практичне значення роботи полягає у можливості впровадження запропонованих заходів у виробничий процес АТ «Південний ГЗК» з метою покращення якісних показників магнетитового концентрату, підвищення ефективності роботи збагачувального виробництва та зниження виробничих втрат.

Структурно дипломна робота складається зі вступу, трьох розділів, висновків, списку використаних джерел. У роботі послідовно розглянуто теоретичні та технологічні аспекти підвищення якості магнетитового концентрату в умовах АТ «Південний ГЗК».

РОЗДІЛ 1. АНАЛІЗ ПІДПРИЄМСТВА ТА ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ ПІДПРИЄМСТВА

1.1 Історія АТ «Південний ГЗК»

Підставою для побудови Південний ГЗК було: гірничо-геологічне обґрунтування сировини, економічні передумови, логістичні та інфраструктурні фактори, технічні та виробничі передумови, політичні чинники.

В 1939 році розпочалася геологічна розвідка південної частини Скелеватського родовищ, вже через 10 років геологи розвідники почали бурити свердловини довжиною 150-330 м. Завдяки їхнім дослідженням було виявлено, що родовище зумовлене високою концентрацією залізної руди з масовою часткою заліза в ній 28-40 %, що робить їх придатними для збагачення, значні запаси руди та технологічна придатність руди до збагачення, так, як залізисті кварцити добре піддаються магнітному збагаченню можна було отримати концентрат з масовою часткою заліза 65 %.

Південний ГЗК розташований в Україні, Дніпропетровська область, місто Кривий Ріг, Інгулецький район, координати приблизно 47.904° пн.ш., 33.344° сх.д. Вибрано саме цей район через близькість до родовища, розвинену інфраструктуру, доступність енергоресурсів та вигідне транспортне розташування.

Виробничі потужності комбінату: 29 млн.т. сирої руди та 11 млн.т. концентрату на рік.

Стратегічною метою Південного гірничо-збагачувального комбінату є випуск конкурентоспроможної продукції, яка відповідає найвищим вимогам споживача. Підприємство створює умови для сприятливого розвитку виробництва з урахуванням інтересів всіх сторін

- клієнтів, персоналу, суспільства. На комбінаті діє політика в сфері якості.

Висока якість продукції, що випускається, підтверджена міжнародним сертифікатом якості ДСТУ ISO 9001-2015.

Продукція систематично контролюється управлінням технічного контролю та рудо випробувальною лабораторією. Це дозволяє випускати концентрат із заданими параметрами. Високій якості продукції сприяє пошук і впровадження новаторських ідей, спрямованих на підвищення ефективності процесів, кваліфікації фахівців усіх рівнів.

Південний ГЗК регулярно здійснює значні капітальні вкладення для модернізації та розвитку виробництва.

Гірська частина включає кар'єр, рудні запаси, методи видобутку та технології, що використовуються для розробки залізистих кварцитів.

Товарна продукція підприємства поставляється металургійним підприємствам Китаю, Польщі, Чехії, Словаччини, а також Японії та Алжиру.

Південний ГЗК забезпечує себе сировиною за рахунок видобутку та переробки залізних руд. Використовує залізні руди що видобуваються в межах Криворізького залізорудного басейну.

Для проєктованої фабрики необхідно, щоб за годину подавалось електроенергії більше ніж 1,7 млрд. кВт у рік. Енергозабезпечення відбувається через 4 ПЕП-154 кВт, де проходить електроенергія крізь знижувальні підстанції ГПП-1, ГПП-2, ГПП-3, ГПП-4 напругою 154/35/6 кВ. За допомогою 2-ох трансформаторів напругою 60 МВ, які розташовані недалеко до центрів навантажень та систем розподільчих ліній до підстанцій. Основні споживачі: ЗФ-ки та об'єкти водопостачання отримують електроенергію по шино проводам з напругою відповідно 6 кВ та 35 кВ через свої підстанції з трансформаторами 16/25 МВА також

забезпечується електроенергією інші більш відділені від ГПП споживачі дробарка фабрика, кар'єр, жилий масив та інші цехи.

Впровадження систем телемеханіки на об'єктах енергозабезпечення надали можливість зменшити кількість чергових електромонтерів в 2 рази.

Покращити контроль за станом схем та обладнання, автоматизувати облік електроенергії. Систему управління в диспетчерській цеху мереж та підстанцій має панель ШДСМ-1 та пристрій ТМ-320, ряд батарей статичних конденсаторів загальною потужністю 68 Мбар, застосовані три інформаційні системи витрат електроенергії УНСЕ-3. Теплозабезпечення проходить за допомогою трьох котельних установ, які працюють на рідкому та повітряному паливі продуктивність котлів складає 1470 тДж/год. Кожен рік розробляється план організаційно-технічних заходів по раціональному застосуванню паливо-енергетичних ресурсів та електроенергія. Експлуатація енергогосподарства ведеться спеціалізованими цехами та енергетичними службами цехів.

В нашій державі велика увага приділяється питанням використання води в промислових цілях. В основах водного законодавства України, визначено, що водовикористанні, використовуючись водними об'єктами для промислових цілей, повинні викошувати встановлені плани, технологічні норми і правила водовикористання, приймати

Велика увага приділяється питанням використання води в промислових цілях. Витрати води на 1 т концентрату тут досягає 30 м². Для більш раціонального використання води застосовуються схеми зворотного водо забезпечення прийнято розуміти комплекс, спорудження, насосні станції, згущувачі, хвостосховища та ін.

Існують два види схем зворотного водо забезпечення:

- Перша схема забезпечує природне освітлення пульпи але не скрізь застосовуються із-за підвищеної фільтруючої здібності, досягаючих порід шламосховищ;
- Друга схема застосовується, як правило з подачею флокулянтів для прискорення падіння твердого в згущувачах і дозволяє значно скоротити витрати свіжої води на технологічні потреби.

Із діючих ГЗК Кривбасу тільки Південний ГЗК і Новокриворізький працюють декілька років з напірним гідротранспортом, складування хвостів з примусовим гідротранспортом досягається в 5-6 разів дорожче ніж самопливом. Практика збагачення руд чорних металів показує, що витрати свіжої води на технологічні потреби обумовленні без зворотніми втратами: її на витрати зворотної крупністю подрібнення з фізичними і хімічними властивостями руди і якістю концентратів.

Для більш раціонального використання і скорочення витрат свіжої води застосовуємо схеми внутрішньо-фабричного водо забезпечення.

Регулюючи вміст твердого в згущених хвостах, можна добитися скорочення витрат свіжої води до $0,5 \text{ м}^3 / \text{т}$ руди. Це відповідає густині згущених хвостів $1,6 \text{ кг/л}$ або дотримання твердого 56% .

Основна частина загальних витрат води зворотного, відбувається на подрібненні і класифікацію, при цьому на I ст. подрібнення і класифікації $12-13\%$ на II ст. $53-55 \%$, останнє на декламацію і магнітну сепарацію. Витрати зворотної води досягається в середньому $9 \text{ м}^3 / \text{т}$ руди.

Витрати води рекомендується замінити на вході живлячих магістралей, секцій, фабрик, за допомогою горизонтальних кільцевих камер з діафрагмою.

Під нормою водозабезпечення розуміють витрати води в м^3 , використовуються на виробничі потреби, допоміжні і господарсько-побутові потреби відносно до 1 т руди і 1 т концентрату.

Технологічну воду на фабриках використовують в процесах збагачення в якості розділяючої руди, для відмивки і відділення шламів від зернистого матеріалу в магнітній сепарації, класифікації, декламації і для транспортування продуктів збагачення, знешламлення, пилоуловлення і змиву полів.

Колір води обумовлюється звичайно розчиненими в ній органічними з'єднаннями і наявністю в зважених частинок.

Виражається в градусах платиново-кабельною шкалою. Запах води розрізняють природного і штучного походження і визначається органолептичними по п'ятибальній шкалі.

Кооперування підприємства з іншими сприяє підвищення ефективності виробництва, зменшення витрат, обмін інноваціями, покращенню екологічних умов та розвитку соціально економічної ситуації в регіоні. На даний час Південний ГЗК доставляє руду на Центральний ГЗК та використовує хвостосховище разом з Новокриворізьким ГЗК.

Вимоги до якості концентрату представлені у таблиці 1.1.

Таблиця 1.1 Вимоги до якості концентрату

Марка	Fe _{заг.}	FeO	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	P	Fe _{Mgt}	п.п.п.	S	Cl	H ₂ O
КЗВ	67,8	27,0	5,5	0,086	0,15	0,13	0,005	62,4	-2,30	0,017	0,056	9,4
КЗ	65,0	27,77	8,65	0,11	0,27	0,17	0,009		-2,10	0,031	0,041	9,8

Криворізький регіон повністю знаходиться в степовій ландшафтній зоні з помірно-континентальним кліматом, в басейні середньої течії р. Інгулець та її приток і частково (на сході) р. Кам'янки (притока р. Базавлук), які, зрештою, всі впадають у головну водну артерію країни - р. Дніпро.

Глибина промерзання ґрунту в Кривому Розі в глинах та суглинках – 0,73 м.; для супісків та дрібних та пилюватих пісків – 0,89 м.; для пісків

середньої крупності, великих та гравілістичних – 0,96 м.; для великоуламкових ґрунтів – 1,09 м.[1]

1.2 Опис технологічної схеми збагачення

Подрібнена руда з параболічного бункера конвеєрами-живильниками подається в млини першої стадії подрібнення.

Подача вихідної руди з параболічних бункерів здійснюється через самопливні регульовані патрубкі-живильники на горизонтальні конвеєри з перевантаженням на похилі конвеєри подачі руди в млини. Регулювання продуктивності млинів здійснюється за показаннями електронних стрічкових ваг шляхом зміни швидкості руху стрічки горизонтальних конвеєрів за фіксованої висоти встановлення патрубків-живильників над стрічкою конвеєра.

Подрібнення дробленої вихідної руди крупністю (20-0)мм, пісків гідро циклонів і магнітних продуктів (пром продуктів) сепарації здійснюється в три стадії в кульових млинах із центральним розвантаженням зливного типу.

На першій стадії подрібнення на секціях встановлено по два головні млини.

Млини працюють у режимі перевірконої класифікації в замкнутому циклі з механічними спіральними класифікаторами з не зануреними спіралями. На секції встановлено два одно-спіральних класифікатори типу. Процес подрібнення і класифікації ведеться в режимі мокрого подрібнення з подачею води в млин у кількості (0,35-0,42) м³ на тонну вихідної руди. Витрати води в млин і спіральний класифікатор враховуються за допомогою витратоміра і регулюються за допомогою затвора і виконавчого механізму. Злив млина (розвантаження) у спіральному класифікаторі розділяється на піски (велика фракція) і злив (тонка фракція). Піски класифікаторів (циркуляційне навантаження

становить 100-150%) повертаються спіраллю в зворотній жолоб класифікатора і разом з вихідною рудою надходять у млин на до подрібнення.

Вимірювання щільності пульпи в зливах I-III стадій класифікації контролюється за допомогою радіоізотопних щільномірів з блоками.

Злив класифікаторів самопливом пульпопроводами (жолоби, труби ГТВ) надходить у технологічний зумпф №1, звідки відцентровими ґрунтовими насосами подається в пульпо роздільник I стадії магнітної сепарації. Для розрідження живлення магнітних сепараторів до 25-30% твердого в пульпо роздільник подається додаткова вода. Збагачення подрібненої руди здійснюють методом магнітної сепарації на барабанних магнітних сепараторах. Подача пульпи з пульпо роздільник здійснюється самопливом по пульпопроводах через завантажувальний короб магнітних сепараторів, звідки через завантажувальну порожнину ванни під невеликим напором пульпа надходить під барабан, де розділяється на магнітний продукт і хвости (порожню породу).

Магнітний продукт, осаджений на поверхні барабана, під час його обертання виводиться з ванни і розвантажується в концентратний жолоб, хвости через хвостову щілину ванни надходять у хвостовий відсік і по патрубках видаляються в хвостовий жолоб.

У результаті роботи магнітної сепарації I стадії виділяються магнітний продукт і хвости. Хвости направляються у відвал (збірні хвостові жолоби). Магнітний продукт (пром продукт) другого приймання I стадії магнітної сепарації та розвантаження млина II стадії подрібнення спрямовуються в технологічний зумпф №2 II другої стадії класифікації і після змішування з додатковою водою, насосами під тиском подаються на класифікацію в гідро циклони. Один насос подає живлення на один гідро циклон.

У II стадії подрібнення секції встановлено один кульовий млин із центральним розвантаженням. Млин працює в замкнутому циклі з гідро

циклонами (II стадія класифікації) в режимі суміщеної попередньо-повірочної класифікації.

Злив гідроциклонів II стадії класифікації самопливом по пульпопроводах спрямовується на знешламлення в магнітних дешламаторах I прийому. Піски дешламаторів розвантажуються через регульований затвор і самопливом спрямовуються в технологічний зумпф № 4, де змішуються з додатковою водою, і насосами подаються під тиском на контрольну класифікацію (1A) в гідро циклонах.

Піски гідроциклонів першої контрольної класифікації (циркуляційне навантаження становить 32-42%) спільно з пісками гідроциклонів II стадії класифікації надходять на до подрібнення в млин II стадії. Загальне циркуляційне навантаження за пісками становить 175-255 %.

Злив гідроциклонів першої контрольної класифікації (1A) самопливом по пульпопроводах прямує на збагачення в II стадію магнітної сепарації.

У II стадії класифікації встановлено по три, а в контрольній класифікації (1A) - два агрегати «насос-гідро циклон». У роботі постійно перебувають по два агрегати «насос-гідро циклон» у II стадії та один агрегат у контрольній класифікації.

У III стадії подрібнення працює кульовий млин із центральним розвантаженням у замкнутому циклі з 2-ма батареями гідроциклонів, кожна в комплекті з 4-ма гідро циклонами, у режимі попередньо-повірочної класифікації подрібненого продукту. У роботі постійно перебувають дві батареї гідро циклонів. Піски гідроциклонів подрібнюються в млині III стадії, розвантаження млина повертається в зумпф № 3 III стадії класифікації.

Злив гідроциклонів III стадії класифікації самопливом по пульпопроводах прямує на знешламлення в дешламаторах II прийому. Піски дешламаторів самопливом надходять у зумпф № 5 і насосом

подаються на другу контрольну класифікацію (2A) в батареї в комплекті з 3-ма гідро циклонами.

Злив гідроциклонів другої контрольної класифікації (2A) самопливом надходить у пульпо роздільник III стадії магнітної сепарації.

Піски гідроциклонів другої контрольної класифікації (2A) самопливом надходять до пульпо-роздільника дешламаторів I прийому знешламлення або до млина третьої стадії подрібнення своєї секції.

У III стадії магнітної сепарації встановлено шість двобарабаних агрегатів магнітних сепараторів. У роботі мають перебувати всі встановлені на секціях магнітні сепаратори, допускається короткочасне зупинення одного сепаратора на ремонт протягом зміни.

У I-II прийомах знешламлювання зливів гідро-циклонів, відповідно, II-III стадій класифікації встановлені по два магнітні дешламатори. Самопливне розвантаження згущеного продукту (пісків) дешламаторів I і II прийомів відбувається через розвантажувальний конус і регульовану засувку, встановлену знизу конуса; піски пульпопроводами самопливом спрямовують відповідно до технологічних зумпфів № 4 і № 5. У зумпф № 5 надходять також переливи вакуум-фільтрів і фільтрат.

Концентрат останньої стадії сепарації самопливом надходить у пульпо роздільник живлення вакуум-фільтрів.

Фільтрування (зневоднення) кінцевого концентрату здійснюється на дискових вакуум-фільтрах. У відділенні зневоднення на секціях встановлено три вакуум-фільтри. У роботі перебувають постійно два (три) вакуум-фільтри. Фільтри повинні працювати з невеликим переливом, щоб не збільшувати циркуляційне навантаження в останній стадії подрібнення (класифікації) і збагачення секції.

Фільтрат надходить в один загальний для всіх вакуум-фільтрів секції ресивер, звідки насосами подається в технологічний зумпф № 5.

Зневоднений концентрат (кек) системою конвеєрів транспортується на склад концентрату і на бункери 4 ділянки відвантаження концентрату.

РОЗДІЛ 2. ДОСЛІДЖЕННЯ МЕТОДІВ ПІДВИЩЕННЯ ЯКІСНИХ ПОКАЗНИКІВ ЗАЛІЗОРУДНОГО КОНЦЕНТРАТУ

2.1 Методи для підвищення якісних показників на підприємствах України

У сучасних умовах розвитку гірничо-металургійного комплексу України одним із пріоритетних завдань залишається підвищення якості залізорудного концентрату. Це пов'язано зі зростанням вимог металургійних підприємств до вмісту заліза у концентраті, необхідністю зниження вмісту кремнезему та інших шкідливих домішок, а також підвищенням конкурентоспроможності української продукції на світовому ринку.

На підприємствах Криворізького залізорудного басейну, зокрема АТ «Південний ГЗК», ПрАТ «Північний ГЗК», ПрАТ «Центральний ГЗК» та ПрАТ «Інгулецький ГЗК», основним способом переробки магнетитових кварцитів залишається магнітне збагачення. Проте через погіршення якості мінерально-сировинної бази та збільшення частки тонко вкраплених руд традиційні технологічні схеми вже не забезпечують необхідний рівень якості концентрату. У зв'язку з цим українські науковці та виробничники активно досліджують нові методи підвищення якісних показників концентрату.

Одним із найбільш ефективних напрямів є застосування тонкого грохочення у схемах доведення концентрату. Дослідження, проведені на ПрАТ «Північний ГЗК», показали, що попередній поділ концентрату за класом крупності 0,056 мм дозволяє підвищити селективність магнітної сепарації та зменшити вміст кремнезему у готовому продукті. В результаті використання тонкого грохочення досягається підвищення вмісту заліза та покращення якісних характеристик концентрату [2].

В умовах ПрАТ «Центральний ГЗК» було запропоновано технологію отримання магнетитового концентрату з вмістом кремнезему менше 2 %. За результатами гранулометричних та мінералогічних досліджень встановлено, що після тонкого грохочення та додаткової магнітної сепарації дрібного класу можливо отримати концентрат із вмістом заліза понад 70 % [3]. Це дозволяє виробляти високоякісну сировину для сучасних металургійних технологій.

Важливим напрямом удосконалення є флотаційне доведення магнетитових концентратів. На Полтавському ГЗК досліджувалася можливість підвищення якості концентрату за рахунок збільшення ступеня розкриття мінералів у пінному продукті флотації. Отримані результати показали, що використання вертикальних млинів типу Vertimill для до подрібнення концентрату забезпечує більш повне розкриття магнетитових зерен і сприяє покращенню показників флотаційного збагачення [4].

Значна увага в Україні приділяється також багатостадійному магнітному збагаченню. Аналіз сучасних схем збагачення показує, що використання декількох стадій магнітної сепарації дозволяє поступово вилучати магнетит та знижувати втрати заліза у хвостах. За даними досліджень, найбільш ефективними є схеми, які поєднують повторне подрібнення, магнітну сепарацію та магнітно-гравітаційне доведення концентрату [5].

Перспективним напрямом є застосування ультразвукової обробки залізорудної пульпи. Дослідження науковців Криворізького національного університету показали, що високочастотний ультразвук руйнує техногенні зростки магнетиту та пустої породи, які утворюються під час подрібнення. Це підвищує контрастність магнітних властивостей частинок та покращує ефективність магнітної сепарації. Встановлено, що використання ультразвукового впливу дозволяє підвищити якість очищення залізорудних концентратів від домішок кремнезему [6].

Ще одним сучасним методом є використання мікрохвильової енергії для попередньої обробки магнетитових кварцитів. За результатами досліджень встановлено, що мікрохвильове випромінювання сприяє утворенню мікро тріщин між магнетитом і пустою породою, що покращує розкриття мінералів під час подрібнення та знижує енерговитрати на подальше збагачення [7].

У роботах Губіна Г.В., Скляр Л.В. та інших дослідників встановлено, що однією з головних причин зниження якості концентратів є магнітна флокуляція дрібнодисперсних частинок та утворення техногенних мікро зростків. Для усунення цих негативних явищ запропоновано застосування додаткових стадій класифікації, удосконалених режимів магнітної сепарації та спеціальних методів дезагрегації частинок [8].

Таким чином, аналіз сучасних досліджень свідчить, що основними методами підвищення якісних показників залізорудного концентрату на підприємствах України є: тонке грохочення, багатостадійна магнітна сепарація, флотаційне доведення концентратів, використання вертикальних млинів для до подрібнення, ультразвукова обробка пульпи та вдосконалення режимів магнітного збагачення [2-8].

2.2 Доводка залізорудного концентрату закордоном

У сучасній світовій практиці одним із головних напрямів розвитку залізорудної промисловості є підвищення якості концентратів до рівня, необхідного для виробництва окатишів та використання в технологіях прямого відновлення заліза (Direct Reduced Iron, DRI). Основними вимогами до таких концентратів є високий вміст заліза (68–70 % і більше), низький вміст кремнезему, фосфору та інших шкідливих домішок. Для досягнення цих показників на провідних гірничо-збагачувальних підприємствах світу впроваджуються сучасні методи

доводки концентратів, що базуються на поєднанні магнітної сепарації, флотації, тонкого подрібнення та автоматизованого контролю технологічних процесів.

Одним із лідерів у виробництві високоякісних залізорудних концентратів є шведська компанія LKAB. На збагачувальних фабриках у місті Кіруна використовується мокра низько-інтенсивна магнітна сепарація (WLIMS), яка є основним методом вилучення магнетиту з руди. Проте зі збільшенням вмісту силікатних мінералів у нижніх горизонтах родовища виникла необхідність удосконалення технології доводки концентрату. Дослідження LKAB показали, що використання зворотної катіонної флотації після магнітної сепарації дозволяє знизити вміст кремнезему в концентраті до рівня менше 0,55 % SiO_2 , що відповідає вимогам виробництва окатишів прямого відновлення [9]. Отримані результати підтвердили ефективність комбінованого магнітно-флотаційного доведення концентратів.

У Південно-Африканській Республіці компанія Anglo American проводила дослідження збагачення магнетит-гематитових руд родовища Zandrivierspoort. Для отримання високоякісного концентрату використовувалася схема, що включала багатостадійне подрібнення, низько-інтенсивну магнітну сепарацію та надтонке подрібнення в млині IsaMill. За результатами досліджень було отримано концентрат із вмістом заліза 69,0 % та вмістом кремнезему лише 2,25 % при крупності подрібнення 80 % класу -45 мкм [9]. Автори відзначають, що така якість концентрату відповідає міжнародним вимогам до сировини для виробництва окатишів прямого відновлення.

Важливим напрямом закордонних досліджень є використання надтонкого подрібнення концентратів перед стадіями доведення. Встановлено, що підвищення ступеня розкриття магнетитових зерен забезпечує більш ефективне видалення кварцу та інших силікатних домішок під час магнітної сепарації і флотації [10]. На багатьох

підприємствах Європи та Північної Америки концентрат подрібнюють до крупності 90–95 % класу менше 45 мкм, що дозволяє отримувати концентрати з високим вмістом заліза та низьким вмістом домішок.

Суттєву роль у сучасних технологіях доводки відіграє магнітно-флотаційне збагачення. Дослідження показують, що магнітна сепарація ефективно вилучає магнетит, однак не завжди забезпечує необхідний рівень очищення концентрату від силікатів. Тому на багатьох підприємствах додатково застосовується флотаційне доведення, яке дозволяє селективно вилучати кварц, польові шпати та інші породоутворюючі мінерали [9].

У світовій практиці також активно впроваджуються високоефективні системи автоматизованого контролю технологічних процесів. Використання онлайн-аналізаторів гранулометричного складу, магнітних властивостей концентрату та хімічного складу пульпи дозволяє оперативно коригувати режими роботи обладнання та підтримувати стабільну якість кінцевого продукту [11].

Останніми роками значна увага приділяється питанням енергоефективності процесів доводки концентратів. Для зменшення енерговитрат на подрібнення використовуються вертикальні млини, млини тонкого помелу IsaMill та валкові преси високого тиску (HPGR). Застосування таких технологій забезпечує не лише економію електроенергії, а й покращує розкриття мінералів, що позитивно впливає на якість концентрату [10].

Таким чином, аналіз закордонного досвіду показує, що основними напрямками доводки залізорудних концентратів є:

- багатостадійна магнітна сепарація;
- зворотна катіонна флотація;
- надтонке подрібнення концентратів;
- магнітно-флотаційне доведення;
- використання млинів IsaMill та HPGR;

- автоматизація технологічних процесів контролю якості концентрату.

Використання зазначених технологій дозволяє отримувати високоякісні концентрати з вмістом заліза понад 68–70 %, що відповідає сучасним вимогам світової металургійної промисловості та технологій прямого відновлення заліза.

2.3 Фактори, що впливають на якість магнетитового концентрату

Якість магнетитового концентрату є одним із головних показників ефективності роботи гірничо-збагачувальних підприємств. Основними критеріями оцінки якості концентрату є вміст загального заліза, вміст кремнезему та інших шкідливих домішок, а також гранулометричний склад продукту. Аналіз наукових досліджень показує, що якість магнетитового концентрату залежить від комплексу природних та технологічних факторів, серед яких найбільший вплив мають мінералогічний склад руди, ступінь розкриття рудних мінералів, крупність подрібнення та режими магнітної сепарації [12, 13].

Вплив мінералогічного складу руди

Мінералогічний склад залізної руди визначає можливість отримання високоякісного концентрату та вибір технології його доведення. Основними корисними мінералами магнетитових кварцитів є магнетит і гематит, а головними породоутворюючими мінералами – кварц, амфіболи, слюди та карбонати. Встановлено, що зі збільшенням кількості кварцу та інших силікатних мінералів погіршуються показники магнітного збагачення та зростає вміст кремнезему в концентраті [12].

У роботах, присвячених дослідженню магнетит-гематитових руд, встановлено, що значний негативний вплив на якість концентрату мають складні зростки магнетиту з кварцом та гематитом. Навіть при

тонкому подрібненні частина таких зростків потрапляє до магнітного продукту, що призводить до збільшення вмісту SiO_2 та зниження масової частки заліза в концентраті [12, 14]. Тому при погіршенні мінералогічного складу руди виникає необхідність застосування додаткових стадій доведення концентрату.

Дослідження текстурних особливостей залізних руд показали, що характер зростання рудних і нерудних мінералів безпосередньо впливає на ефективність процесів подрібнення та магнітного збагачення. Для тонко вкраплених руд необхідне більш глибоке подрібнення, що супроводжується збільшенням енерговитрат та утворенням шламів [13].

Вплив ступеня розкриття мінералів

Однією з найважливіших умов отримання високоякісного концентрату є достатній ступінь розкриття магнетитових зерен від пустої породи. Встановлено, що недостатнє розкриття мінералів призводить до потрапляння кварцу та інших нерудних компонентів у магнітний продукт, що знижує вміст заліза в концентраті [14].

За даними сучасних досліджень, для більшості магнетитових кварцитів необхідно забезпечити подрібнення до крупності 90–95 % класу менше 45 мкм. Лише за таких умов досягається ефективне відокремлення магнетиту від кварцу та інших домішок [15]. Водночас надмірне подрібнення також є небажаним, оскільки спричиняє утворення великої кількості тонко дисперсних частинок, які погіршують селективність магнітного збагачення.

У процесі дослідження магнетитових концентратів встановлено, що використання вертикальних млинів дозволяє забезпечити більш повне розкриття магнетитових зерен порівняно з традиційними кульовими млинами. При цьому вміст заліза в концентраті підвищується на 4–6 % залежно від характеристик вихідної сировини [15].

Вплив гранулометричного складу продуктів подрібнення

Гранулометричний склад матеріалу є одним із головних факторів, що визначають ефективність магнітної сепарації. Встановлено, що крупні частинки характеризуються недостатнім розкриттям мінералів, тоді як надмірно тонкі частинки сприяють утворенню шламів та погіршенню процесів розділення [13].

Для магнетитових кварцитів Криворізького басейну найбільш ефективною є крупність живлення магнітної сепарації в межах 90–95 % класу мінус 45–71 мкм. За таких умов забезпечується високе вилучення заліза та мінімальний вміст кремнезему в концентраті [16].

Дослідження процесів перезбагачення магнетитових концентратів показали, що навіть після досягнення крупності 94,5 % класу менше 38 мкм у концентраті можуть залишатися зростки магнетиту з кварцом і мусковітом. Це свідчить про складність структури окремих типів залізних руд та необхідність застосування додаткових стадій доведення [17].

Вплив режимів магнітної сепарації

Якість магнетитового концентрату значною мірою залежить від параметрів роботи магнітних сепараторів. До основних технологічних факторів належать напруженість магнітного поля, густина пульпи, швидкість подачі матеріалу та кількість стадій магнітної сепарації [18].

Встановлено, що збільшення напруженості магнітного поля сприяє підвищенню вилучення магнетиту, проте одночасно може викликати потрапляння до концентрату слабomagнітних домішок. У результаті підвищується вихід концентрату, але погіршується його якість [18].

Важливим фактором є також магнітна флокуляція дрібних частинок магнетиту. Після проходження через магнітний сепаратор частинки магнетиту зберігають залишкову намагніченість і можуть утворювати флокули. Усередині таких агрегатів затримуються частинки кварцу, що призводить до підвищення вмісту кремнезему в концентраті

та погіршення його якості [19]. Для усунення цього явища застосовуються пристрої розмагнічування та спеціальні режими підготовки пульпи перед класифікацією.

Таким чином, аналіз літературних джерел показує, що основними факторами, які впливають на якість магнетитового концентрату, є мінералогічний склад руди, ступінь розкриття магнетитових зерен, гранулометричний склад продуктів подрібнення та технологічні режими магнітної сепарації. Підвищення якості концентрату можливе лише за умови комплексного врахування зазначених факторів під час проектування та експлуатації технологічних схем збагачення.

2.4 Сучасні методи доведення магнетитових концентратів

Підвищення вимог металургійних підприємств до якості залізорудної сировини зумовлює необхідність постійного вдосконалення технологій доведення магнетитових концентратів. Основною метою доведення є збільшення вмісту загального заліза та зниження концентрації кремнезему й інших шкідливих домішок до рівня, що відповідає вимогам виробництва агломерату, окатишів та металопродукції прямого відновлення. Аналіз сучасних досліджень показує, що найбільшого поширення набули методи магнітної сепарації, флотаційного доведення, комбінованих магнітно-флотаційних схем та інтенсифікації процесів подрібнення [20].

Багатостадійна магнітна сепарація

Магнітна сепарація є основним методом збагачення магнетитових кварцитів. Висока магнітна сприйнятливість магнетиту забезпечує ефективне відокремлення рудного мінералу від пустої породи. Однак при переробці тонко вкраплених руд одноразова магнітна сепарація не дозволяє отримати концентрат високої якості через наявність нерозкритих зростків магнетиту з кварцом.

У зв'язку з цим на сучасних збагачувальних фабриках застосовуються багатостадійні схеми магнітної сепарації. Після кожної стадії магнітний продукт піддається додатковому подрібненню та повторному збагаченню. Встановлено, що використання декількох стадій магнітної сепарації дозволяє підвищити вміст заліза в концентраті на 2–4 % та знизити вміст кремнезему [20].

Особливого значення набуває контроль режимів роботи сепараторів. Оптимізація напруженості магнітного поля та густини пульпи забезпечує покращення селективності процесу і зменшує втрати заліза у хвостах [21].

Флотаційне доведення концентратів

Флотація є одним із найбільш ефективних способів очищення магнетитових концентратів від силікатних домішок. Найчастіше використовується зворотна катіонна флотація, під час якої кварц переводиться в пінний продукт, а магнетит залишається в камерному продукті.

Застосування флотації дозволяє суттєво знизити вміст кремнезему та підвищити якість концентрату без значного зменшення вилучення заліза. Встановлено, що після флотаційного доведення вміст SiO_2 у концентраті може бути знижений до 1–2 %, що відповідає сучасним вимогам для виробництва окатишів [22].

Найбільшого поширення флотаційні технології набули на підприємствах Швеції, Канади та Бразилії, де переробляються руди складного мінералогічного складу.

Комбіновані магнітно-флотаційні схеми

Сучасні тенденції розвитку збагачувального виробництва свідчать про ефективність комбінування різних методів доведення концентратів. Найкращі результати забезпечують схеми, які поєднують магнітну сепарацію та флотацію.

У таких схемах магнітна сепарація використовується для основного вилучення магнетиту, а флотація застосовується на завершальній стадії для очищення концентрату від кварцу та інших нерудних мінералів. Встановлено, що комбіновані технології дозволяють отримувати концентрати з вмістом заліза понад 69 % при мінімальному вмісті кремнезему [22, 23].

Ефективність даного підходу особливо проявляється при переробці бідних магнетитових кварцитів, характерних для багатьох родовищ України.

Інтенсифікація процесів подрібнення

Якість доведення концентрату значною мірою залежить від ступеня розкриття мінералів. Тому важливим напрямом удосконалення технології є використання сучасного обладнання для тонкого та надтонкого подрібнення.

Дослідження показують, що застосування вертикальних млинів забезпечує більш рівномірний гранулометричний склад продукту та підвищує ступінь розкриття магнетитових зерен. Це створює сприятливі умови для подальшої магнітної сепарації та флотаційного доведення [23].

Крім підвищення якості концентрату, використання сучасних технологій подрібнення сприяє зниженню питомих витрат електроенергії та підвищенню економічної ефективності виробництва.

Аналіз та вибір напрямку підвищення якості магнетитового концентрату

Підвищення якості магнетитового концентрату є одним із пріоритетних завдань сучасних гірничо-збагачувальних підприємств. Це обумовлено постійним зростанням вимог металургійних підприємств до вмісту заліза у концентраті та необхідністю зниження вмісту кремнезему, оксидів алюмінію та інших домішок. Особливо актуальним

це питання є для підприємств Криворізького залізорудного басейну, які здійснюють переробку бідних магнетитових кварцитів.

Проведений аналіз літературних джерел показав, що якість концентрату залежить від комплексу факторів, серед яких визначальними є мінералогічний склад руди, ступінь розкриття корисних мінералів, крупність подрібнення, режими класифікації та параметри магнітної сепарації [12, 18]. Встановлено, що навіть незначні зміни технологічних параметрів можуть суттєво впливати на кінцеві показники збагачення.

У сучасній практиці для підвищення якості магнетитових концентратів застосовуються різні технологічні рішення. Найбільш поширеним напрямом є вдосконалення схем магнітної сепарації шляхом збільшення кількості стадій збагачення та оптимізації режимів роботи магнітних сепараторів [20]. Встановлено, що додаткові операції перечищення концентрату дозволяють зменшити вміст нерудних домішок та підвищити вміст загального заліза.

Іншим напрямом є застосування флотаційного доведення концентратів. Використання флотації забезпечує ефективне видалення кварцу та силікатних мінералів, однак потребує додаткових капітальних і експлуатаційних витрат, пов'язаних із використанням реагентів та спеціалізованого обладнання [22]. Крім того, впровадження флотаційних схем доцільне переважно для підприємств, які виробляють концентрати для виробництва окатків або металургійних процесів прямого відновлення заліза.

Значний потенціал для покращення показників збагачення має оптимізація процесів подрібнення. Дослідження показують, що недостатнє розкриття магнетитових зерен є однією з основних причин потрапляння кварцу до концентрату [15]. Разом із тим надмірне подрібнення призводить до утворення шламів, які негативно впливають на ефективність магнітної сепарації. Тому важливим завданням є

визначення оптимальної крупності подрібнення, за якої забезпечується максимальне розкриття корисних мінералів при мінімальних енергетичних витратах.

Окремі дослідження присвячені вдосконаленню режимів магнітної сепарації. Встановлено, що ефективність вилучення магнетиту значною мірою залежить від напруженості магнітного поля, густини пульпи та швидкості подачі матеріалу на сепарацію [21]. Оптимізація зазначених параметрів дозволяє підвищити якість концентрату без необхідності суттєвої реконструкції технологічної схеми.

Для умов АТ «Південний ГЗК» особливий інтерес становлять заходи, пов'язані з удосконаленням процесів магнітної сепарації та підвищенням ступеня розкриття магнетитових зерен. Такі рішення не потребують кардинальної зміни існуючої технологічної схеми, характеризуються порівняно невеликими витратами на впровадження та можуть бути реалізовані в межах діючого виробництва.

На основі проведеного аналізу встановлено, що найбільш перспективним напрямом підвищення якості магнетитового концентрату в умовах АТ «Південний ГЗК» є вдосконалення режимів магнітної сепарації та оптимізація технологічних параметрів процесу збагачення. Реалізація зазначених заходів дозволить збільшити вміст заліза у концентраті, знизити вміст кремнезему та підвищити конкурентоспроможність продукції підприємства на світовому ринку.

РОЗДІЛ 3. АНАЛІЗ ТЕХНОЛОГІЇ ВИРОБНИЦТВА ЗАЛІЗОРУДНОГО КОНЦЕНТРАТУ В УМОВАХ АТ «ПІВДЕННИЙ ГЗК»

3.1 Характеристика вихідної руди, що надходить на збагачення

Руда, яка надходить на збагачувальну фабрику АТ «Південний ГЗК» з кар'єру, повинна відповідати вимогам стандарту підприємства. Відповідно до нормативних вимог, вихідна сировина характеризується змінним мінералогічним складом і належить до магнетитових та гематит-магнетитових кварцитів, що визначає її придатність для магнітного збагачення.

Мінералогічно руда представлена переважно магнетитовими, гематит-магнетитовими та силікат-карбонат-магнетитовими різновидами, а також частково окисленими їх формами. Встановлено, що середній вміст загального заліза у неокислених кварцитах становить близько 34,7 %, а вміст заліза магнітного — 27,55 %, що свідчить про достатньо високу магнітну сприйнятливність руди та її придатність до переробки методом магнітної сепарації.

Окислені різновиди кварцитів, до яких належать мартитові, гематит-мартитові та гетит-мартитові руди, характеризуються значно нижчим вмістом магнітного заліза (менше 18 %), при загальному вмісті заліза понад 28 %. Такі руди не підлягають ефективному магнітному збагаченню та направляються у відвали окислених руд.

Породи розкриву представлені сланцевими утвореннями кварц-хлоритового, кварц-амфіболового та біотитового складу. Вони характеризуються низьким вмістом заліза (менше 18 %) і не нормуються за загальним вмістом Fe, у зв'язку з чим направляються у відвали порожніх порід.

Фізико-механічні властивості руди також мають важливе технологічне значення. Коефіцієнт міцності за шкалою професора Протод'яконова становить 16–20 одиниць і вище, що свідчить про високу міцність гірської маси та значні енерговитрати на її подрібнення. Масова частка вологи у вихідній руді становить близько 1,0 %, що є сприятливим фактором для транспортування та первинної підготовки матеріалу до збагачення.

Особливістю надходження руди на збагачення є допустимі технологічні коливання її якісного складу. Зокрема, допускається відхилення за вмістом загального заліза $\pm 1,2$ %, а за вмістом магнітного заліза $\pm 0,5$ % у добових пробах. Крім того, допускається перевищення вмісту магнітного заліза на $\pm 1,2$ % у 10 % добових проб протягом місяця, що пов'язано з природною неоднорідністю рудної сировини кар'єру.

Гранулометричний склад вихідної руди також регламентується технологічними вимогами. Вміст класу крупності +20 мм у подрібненій руді не повинен перевищувати 9,65 %, при цьому допускаються короточасні відхилення до $\pm 1,2$ % протягом перших двох годин роботи зміни. Дотримання зазначених вимог є критично важливим для стабільної роботи подрібнювально-класифікаційного комплексу та забезпечення ефективності наступних стадій магнітного збагачення.

Таким чином, вихідна руда, що надходить на збагачення в умовах АТ «Південний ГЗК», характеризується достатньо високим вмістом магнетитового заліза, але значною варіабельністю мінералогічного складу та фізико-механічних властивостей. Це обумовлює необхідність стабілізації технологічних режимів подрібнення та магнітного збагачення з метою отримання концентрату стабільно високої якості.

3.2 Аналіз технологічної схеми

Технологічна схема збагачення магнетитових кварцитів АТ «Південний ГЗК» (Рис. 3.1) включає три стадії подрібнення, три стадії класифікації, три стадії магнітної сепарації, дві стадії контрольної класифікації, а також два прийоми знешламлення та зневоднення концентрату.

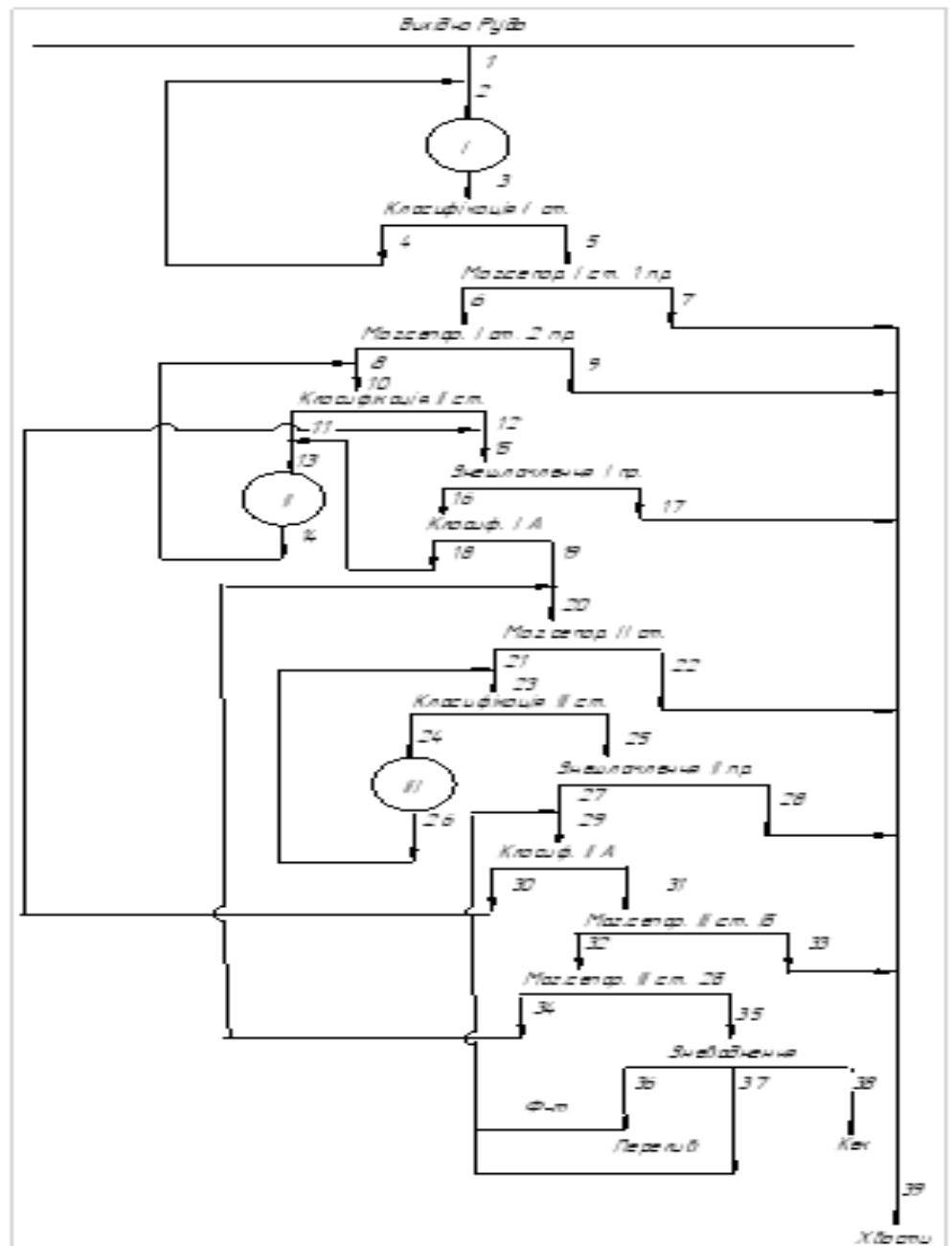


Рисунок 3.1 – Технологічна схема збагачення

Аналіз процесу подрібнення та класифікації

Аналіз технологічної схеми показує, що подрібнення здійснюється у три стадії із послідовним зниженням крупності матеріалу. Основним фактором, що впливає на якість концентрату, є ступінь розкриття магнетитових зерен.

Наявність високих циркуляційних навантажень (до 255 %) свідчить про значну частку недоподрібненого матеріалу, що може негативно впливати на якість кінцевого продукту.

Аналіз роботи магнітної сепарації

Магнітна сепарація здійснюється у три стадії, що дозволяє поступово підвищувати якість концентрату.

Перевагою схеми є багатоступеневе вилучення магнетиту, однак основною проблемою є:

- потрапляння зростків кварцу до концентрату;
- втрати дрібного магнетиту у хвостах;
- недостатня ефективність перечищення на II–III стадіях.

3.3 Показники якості магнетитового концентрату

Якість магнетитового концентрату, що виробляється в умовах АТ «Південний ГЗК», регламентується нормативними вимогами до товарної продукції залежно від марки концентрату. Основними показниками якості є масова частка загального заліза, вологість та вміст діоксиду кремнію, які визначають придатність концентрату для подальшого використання у металургійному виробництві.

Згідно з діючими вимогами, для концентрату масова частка загального заліза повинна становити 65,5–65,8 %, при допустимому відхиленні до +2,07 %. Для більш якісного концентрату вміст загального заліза підвищується до 68,0–68,5 % із допустимим відхиленням до +2,5%. Таким чином, продукція підприємства орієнтована на випуск

високоякісного залізорудного концентрату, придатного для виробництва окатишів і агломерату підвищеної якості.

Вологість концентрату є важливим технологічним показником, який впливає на транспортування та подальшу переробку. Нормативне значення вологості становить 9,4-9,9 %, при допустимому відхиленні $\pm 0,30$ %. Контроль вологості здійснюється на стадії фільтрування та складування готового продукту, оскільки перевищення нормативних значень призводить до погіршення сипучості та збільшення транспортних витрат.

Важливим показником якості концентрату є масова частка діоксиду кремнію (SiO_2). Граничне значення становить не більше за 6,5-10,0 %. Зниження вмісту кремнезему є одним із ключових завдань технології збагачення, оскільки саме цей компонент негативно впливає на показники доменного процесу та знижує якість металургійної сировини.

Аналіз наведених показників свідчить, що існуюча технологія дозволяє отримувати концентрат із високим вмістом заліза, однак вимоги до зниження SiO_2 до рівня 6,5 % є більш жорсткими та потребують удосконалення процесів очищення магнітного продукту. Особливо це стосується заключних стадій магнітної сепарації, де відбувається остаточне формування якості концентрату.

Таким чином, якість магнетитового концентрату в умовах АТ «Південний ГЗК» відповідає сучасним промисловим вимогам, однак існують резерви її підвищення, зокрема за рахунок зниження вмісту кремнезему та стабілізації показників вологості.

РОЗДІЛ 4. РОЗРАХУНКИ ТА РОЗРОБКА ЗАХОДІВ ЩОДО ПІДВИЩЕННЯ ЯКІСНИХ ПОКАЗНИКІВ ЗАЛІЗОРУДНОГО КОНЦЕНТРАТУ

4.1. Розрахунок технологічної схеми з оновленими технологічними показниками

Проаналізувавши технологічну схему секції можна виділити такі дані:

- продуктивність секції по вихідній руді становить 187,0 т/год;
- циркуляційне навантаження на 1, 2 та 3 стадіях становить відповідно 145, 302 та 126%;
- витрати технічної води 2346,75м³/год;
- якісні показники вихідної руди: $\gamma=100$ %, $\alpha=34,7$ %, $\varepsilon=100$ %, $Q=187,0$ т/год, концентрату: $\gamma=40,82$ %, $\beta=67,0$ %, $\varepsilon=78,82$ %, $Q=75,57$ т/год, , хвостів: $\gamma=59,18$ %, $\beta=12,42$ %, $\varepsilon=21,18$ %, $Q=109,56$ т/год;

Для підвищення якісних показників та зменшити втрати заліза в хвостах було вирішено провести ряд змін технологічних показників:

1. Знизити продуктивність секції по вихідній руді до рівня 180,0 т/год;
2. Вилучити піски другої контрольної класифікації;
3. Змінити водний режим роботи секції;
4. Знизити циркуляційне навантаження секції.

4.2 Розрахунок вдосконаленої якісно-кількісної схеми

Перш ніж приступити до розрахунку схеми, визначаю необхідне і достатнє число вихідних показників:

$$N = c (n_P - a_P + 1) - 1 = 2(27-13+1)-1=29 \quad (4,1)$$

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.

Вихідні дані для розрахунку якісно-кількісної схеми представлені в таблиці 4.1.

Таблиця 4.1 Вихідні дані для розрахунку якісно-кількісної схеми

$\beta_1=34,7\%$	$\beta_{12}=55,77\%$	$\beta_{23}=61,6\%$	$\beta_{32}=15,5\%$
$\beta_4=40,25\%$	$\beta_{15}=60,07\%$	$\beta_{24}=62,9\%$	$\beta_{33}=18,9\%$
$\beta_5=34,7\%$	$\beta_{16}=7,8\%$	$\beta_{26}=64,45\%$	$\beta_{34}=68,0\%$
$\beta_6=51,6\%$	$\beta_{17}=60,05\%$	$\beta_{27}=13,5\%$	$\beta_{36}=67,9\%$
$\beta_8=54,4\%$	$\beta_{18}=60,07\%$	$\beta_{29}=63,9\%$	$\beta_{37}=68,0\%$
$\beta_9=12,39\%$	$\beta_{20}=65,9\%$	$\beta_{30}=67,05\%$	$\beta_{38}=12,39\%$
$\beta_{11}=56,29\%$	$\beta_{21}=14,9\%$	$\beta_{31}=67,51\%$	$\gamma_{36}=0,05\%$
$\beta_{35}=68,1\%$	$\gamma_{35}=1,8\%$	$Q=180\text{т/год}$	

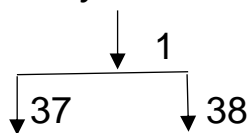
Продуктивність розраховую по сухому продукту:

$$Q_c = Q \cdot T = 180 \cdot 0,99 = 178,2 \text{ т/год} \quad (4,2)$$

Q – продуктивність по пульпі;

T – вміст твердого в продукті, 99%.

1 вузол



$$\begin{cases} \gamma_1 = \gamma_{37} + \gamma_{38} \\ \gamma_1 \beta_1 = \gamma_{37} \beta_{37} + \gamma_{38} \beta_{38} \end{cases} \quad (4,3)$$

$$\gamma_1 = 100\%$$

$$\varepsilon_1 = 100\%$$

$$\gamma_{37} = \frac{\gamma_1(\beta_1 - \beta_{38})}{\beta_{37} - \beta_{38}} = \frac{100 \cdot (34,7 - 12,39)}{68,0 - 12,39} = 40,12\% \quad (4,4)$$

$$\gamma_{38} = \gamma_1 - \gamma_{37} = 100 - 40,12 = 59,88\% \quad (4,5)$$

$$\gamma_1 \beta_1 = \gamma_{38} \beta_{38} + \gamma_{39} \beta_{39} \quad (4,6)$$

$$100 \cdot 34,7 = 40,12 \cdot 68,00 + 59,88 \cdot 12,39$$

$$3470 = 3470,07$$

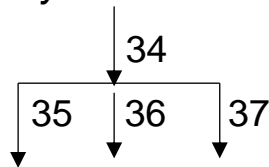
$$\varepsilon_{37} = \frac{\gamma_{37} \beta_{37}}{\beta_1} = \frac{40,12 \cdot 68,0}{34,7} = 78,62\% \quad (4,7)$$

$$\varepsilon_{38} = \varepsilon_1 - \varepsilon_{37} = 100 - 78,62 = 21,38\% \quad (4,8)$$

$$Q_{37} = \frac{\gamma_{37} Q_1}{100} = \frac{40,12 \cdot 178,2}{100} = 71,49 \text{ т/год} \quad (4,9)$$

$$Q_{38} = Q_1 - Q_{37} = 178,2 - 71,49 = 106,71 \text{ т/год} \quad (4,10)$$

2 вузол



$$\begin{cases} \gamma_{34} = \gamma_{35} + \gamma_{36} + \gamma_{37} \\ \gamma_{34} \beta_{34} = \gamma_{35} \beta_{35} + \gamma_{36} \beta_{36} + \gamma_{37} \beta_{37} \end{cases} \quad (4,11)$$

$$\gamma_{34} = \gamma_{35} + \gamma_{36} + \gamma_{37} = 1,8 + 0,05 + 40,12 = 41,97\% \quad (4,12)$$

$$\gamma_{34} \beta_{34} = \gamma_{35} \beta_{35} + \gamma_{36} \beta_{36} + \gamma_{37} \beta_{37} \quad (4,13)$$

$$41,97 \cdot 68,0 = 1,8 \cdot 68,1 + 0,05 \cdot 67,9 + 40,12 \cdot 68,0$$

$$22853,96 = 2854,14$$

$$\varepsilon_{36} = \varepsilon_{34} - \varepsilon_{35} - \varepsilon_{37} = 82,25 - 3,53 - 78,62 = 0,28\% \quad (4,14)$$

$$\varepsilon_{35} = \frac{\gamma_{35} \beta_{35}}{\beta_1} = \frac{1,8 \cdot 68,1}{34,7} = 3,53\% \quad (4,15)$$

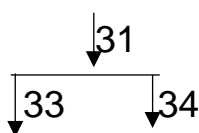
$$\varepsilon_{34} = \frac{\gamma_{34} \beta_{34}}{\beta_1} = \frac{41,97 \cdot 68,0}{34,7} = 82,25\% \quad (4,16)$$

$$Q_{36} = \frac{\gamma_{36} Q_1}{100} = \frac{0,05 \cdot 178,2}{100} = 0,09 \text{ т/год} \quad (4,17)$$

$$Q_{35} = \frac{\gamma_{35} Q_1}{100} = \frac{1,8 \cdot 178,2}{100} = 3,21 \text{ т/год} \quad (4,18)$$

$$Q_{34} = Q_{35} + Q_{36} + Q_{37} = 3,21 + 0,09 + 71,49 = 74,79 \text{ т/год} \quad (4,19)$$

3 вузол



$$\begin{cases} \gamma_{31} = \gamma_{33} + \gamma_{34} \\ \gamma_{31} \beta_{31} = \gamma_{33} \beta_{33} + \gamma_{34} \beta_{34} \end{cases} \quad (4,20)$$

$$\gamma_{31} = \frac{\gamma_{34}(\beta_{34} - \beta_{33})}{\beta_{31} - \beta_{33}} = \frac{41,97(68,0 - 18,9)}{67,51 - 18,9} = 42,39\% \quad (4,21)$$

$$\gamma_{33} = \gamma_{31} - \gamma_{34} = 42,39 - 41,97 = 0,42\% \quad (4,22)$$

$$\gamma_{31}\beta_{31} = \gamma_{33}\beta_{33} + \gamma_{34}\beta_{34} \quad (4,23)$$

$$42,39 \cdot 67,51 = 0,42 \cdot 18,9 + 41,97 \cdot 68,0$$

$$2861,75 = 2861,9$$

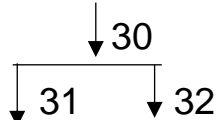
$$\varepsilon_{31} = \frac{\gamma_{31}\beta_{31}}{\beta_1} = \frac{42,39 \cdot 67,51}{34,7} = 82,47\% \quad (4,24)$$

$$\varepsilon_{33} = \varepsilon_{31} - \varepsilon_{34} = 82,47 - 82,25 = 0,22\% \quad (4,25)$$

$$Q_{31} = \frac{\gamma_{31}Q_1}{100} = \frac{42,39 \cdot 178,2}{100} = 75,54 \text{ т/год} \quad (4,26)$$

$$Q_{33} = Q_{31} - Q_{34} = 75,54 - 74,79 = 0,75 \text{ т/год} \quad (4,27)$$

4 вузол



$$\begin{cases} \gamma_{30} = \gamma_{31} + \gamma_{32} \\ \gamma_{30}\beta_{30} = \gamma_{31}\beta_{31} + \gamma_{32}\beta_{32} \end{cases} \quad (4,28)$$

$$\gamma_{30} = \frac{\gamma_{31}(\beta_{31} - \beta_{32})}{\beta_{30} - \beta_{32}} = \frac{42,39(67,51 - 15,5)}{67,05 - 15,5} = 42,77\% \quad (4,29)$$

$$\gamma_{32} = \gamma_{30} - \gamma_{31} = 42,77 - 42,39 = 0,38\% \quad (4,30)$$

$$\gamma_{30}\beta_{30} = \gamma_{31}\beta_{31} + \gamma_{32}\beta_{32} \quad (4,31)$$

$$42,77 \cdot 67,05 = 42,39 \cdot 67,51 + 0,38 \cdot 15,5$$

$$2867,73 = 2867,64$$

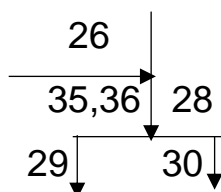
$$\varepsilon_{30} = \frac{\gamma_{30}\beta_{30}}{\beta_1} = \frac{42,77 \cdot 67,05}{34,7} = 82,64\% \quad (4,32)$$

$$\varepsilon_{32} = \varepsilon_{30} - \varepsilon_{31} = 82,64 - 82,47 = 0,17\% \quad (4,33)$$

$$Q_{30} = \frac{\gamma_{30}Q_1}{100} = \frac{42,77 \cdot 178,2}{100} = 76,22 \text{ т/год} \quad (4,34)$$

$$Q_{32} = Q_{30} - Q_{31} = 76,22 - 75,54 = 0,68 \text{ т/год} \quad (4,35)$$

5 вузол



$$\begin{cases} \gamma_{28} = \gamma_{29} + \gamma_{30} \\ \gamma_{28}\beta_{28} = \gamma_{29}\beta_{29} + \gamma_{30}\beta_{30} \end{cases} \quad (4,36)$$

$$\gamma_{29} = 9,25\%$$

$$\gamma_{26} = \gamma_{29} + \gamma_{30} - \gamma_{35} - \gamma_{36} = 9,25 + 42,77 - 1,8 - 0,05 = 50,17\% \quad (4,37)$$

$$\gamma_{28} = \gamma_{26} + \gamma_{35} + \gamma_{36} = 50,17 + 1,8 + 0,05 = 52,02\% \quad (4,38)$$

$$\beta_{28} = \frac{\gamma_{29}\beta_{29} + \gamma_{30}\beta_{30}}{\gamma_{28}} = \frac{9,25 * 63,9 + 42,77 * 67,05}{52,02} = 66,49\% \quad (4,39)$$

$$\gamma_{28}\beta_{28} = \gamma_{29}\beta_{29} + \gamma_{30}\beta_{30} \quad (4,40)$$

$$52,02 * 66,49 = 9,25 * 63,9 + 42,77 * 67,05$$

$$3458,81 = 3458,8$$

$$\varepsilon_{28} = \frac{\gamma_{28}\beta_{28}}{\beta_1} = \frac{52,02 * 66,49}{34,7} = 99,68\% \quad (4,41)$$

$$\varepsilon_{29} = \frac{\gamma_{29}\beta_{29}}{\beta_1} = \frac{9,25 * 63,9}{34,7} = 17,03\% \quad (4,42)$$

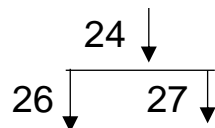
$$\varepsilon_{26} = \frac{\gamma_{26}\beta_{26}}{\beta_1} = \frac{50,17 * 64,45}{34,7} = 93,18\% \quad (4,43)$$

$$Q_{26} = \frac{\gamma_{26}Q_1}{100} = \frac{50,17 * 178,2}{100} = 89,4 \text{ т/год} \quad (4,44)$$

$$Q_{28} = Q_{26} + Q_{35} + Q_{36} = 89,4 + 3,21 + 0,09 = 92,7 \text{ т/год} \quad (4,45)$$

$$Q_{29} = \frac{\gamma_{29}Q_1}{100} = \frac{9,25 * 178,2}{100} = 16,48 \text{ т/год} \quad (4,46)$$

б вузол



$$\begin{cases} \gamma_{24} = \gamma_{26} + \gamma_{27} \\ \gamma_{24}\beta_{24} = \gamma_{26}\beta_{26} + \gamma_{27}\beta_{27} \end{cases} \quad (4,47)$$

$$\gamma_{24} = \frac{\gamma_{26}(\beta_{26} - \beta_{27})}{\beta_{24} - \beta_{27}} = \frac{50,17(64,45 - 13,5)}{62,9 - 13,5} = 51,74\% \quad (4,48)$$

$$\gamma_{27} = \gamma_{24} - \gamma_{26} = 51,74 - 50,17 = 1,57\% \quad (4,49)$$

$$\gamma_{24}\beta_{24} = \gamma_{26}\beta_{26} + \gamma_{27}\beta_{27} \quad (4,50)$$

$$51,74 * 62,9 = 50,17 * 64,45 + 1,57 * 13,5$$

$$3254,45 = 3254,65$$

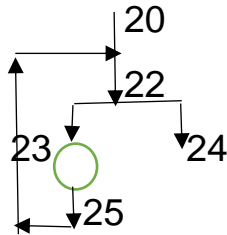
$$\varepsilon_{27} = \frac{\gamma_{27}\beta_{27}}{\beta_1} = \frac{1,57 * 13,5}{34,7} = 0,61\% \quad (4,51)$$

$$\varepsilon_{24} = \varepsilon_{26} + \varepsilon_{27} = 93,18 + 0,61 = 93,79\% \quad (4,52)$$

$$Q_{24} = \frac{\gamma_{24}Q_1}{100} = \frac{51,74 \cdot 178,2}{100} = 92,2 \text{ т/год} \quad (4,53)$$

$$Q_{27} = Q_{24} - Q_{26} = 92,2 - 89,4 = 2,8 \text{ т/год} \quad (4,54)$$

7 вузол



$$\begin{cases} \gamma_{20} = \gamma_{24} \\ \gamma_{20}\beta_{20} = \gamma_{24}\beta_{24} \end{cases} \quad (4,55)$$

$$C_{III} = 116\%$$

$$\gamma_{20} = \gamma_{24} = 51,74\%$$

$$\gamma_{23} = \gamma_{25} = C_{III} \cdot \gamma_{20} = 1,16 \cdot 51,74 = 60,02\% \quad (4,56)$$

$$\gamma_{22} = \gamma_{20} + \gamma_{25} = 51,74 + 60,02 = 111,76\% \quad (4,57)$$

$$\beta_{22} = \frac{\gamma_{23}\beta_{23} + \gamma_{24}\beta_{24}}{\gamma_{22}} = \frac{60,02 \cdot 61,6 + 51,74 \cdot 65,9}{111,76} = 63,59\% \quad (4,58)$$

$$\gamma_{22}\beta_{22} = \gamma_{23}\beta_{23} + \gamma_{24}\beta_{24} \quad (4,59)$$

$$111,76 \cdot 63,59 = 60,02 \cdot 61,6 + 51,74 \cdot 65,9$$

$$7106,82 = 7106,9$$

$$\varepsilon_{20} = \varepsilon_{24} = 93,79\%$$

$$\varepsilon_{23} = \varepsilon_{25} = \frac{\gamma_{23}\beta_{23}}{\beta_1} = \frac{60,02 \cdot 61,6}{34,7} = 106,55\% \quad (4,60)$$

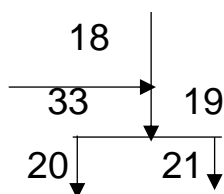
$$\varepsilon_{22} = \varepsilon_{20} + \varepsilon_{25} = 93,79 + 106,55 = 200,34\% \quad (4,61)$$

$$Q_{20} = Q_{24} = 92,2 \text{ т/год}$$

$$Q_{23} = Q_{25} = \frac{\gamma_{23}Q_1}{100} = \frac{60,02 \cdot 178,2}{100} = 106,96 \text{ т/год} \quad (4,62)$$

$$Q_{22} = Q_{20} + Q_{25} = 92,2 + 106,96 = 199,16 \text{ т/год} \quad (4,63)$$

8 вузол



$$\begin{cases} \gamma_{19} = \gamma_{20} + \gamma_{21} \\ \gamma_{18}\beta_{18} = \gamma_{20}\beta_{20} + \gamma_{21}\beta_{21} - \gamma_{33}\beta_{33} \end{cases} \quad (4,64)$$

$$\gamma_{21} = \frac{\gamma_{20}(\beta_{20} - \beta_{18}) + \gamma_{33}(\beta_{18} - \beta_{33})}{\beta_{18} - \beta_{21}} = \frac{51,74(65,9 - 60,07) + 0,42(60,07 - 18,9)}{60,07 - 14,9} = 7,06\% \quad (4,65)$$

$$\gamma_{18} = \gamma_{20} + \gamma_{21} - \gamma_{33} = 51,74 + 7,06 - 0,42 = 58,38\% \quad (4,66)$$

$$\gamma_{19} = \gamma_{18} + \gamma_{33} = 58,38 + 0,42 = 58,8\% \quad (4,67)$$

$$\beta_{19} = \frac{\gamma_{18}\beta_{18} + \gamma_{33}\beta_{33}}{\gamma_{19}} = \frac{58,38 \cdot 60,07 + 0,42 \cdot 18,9}{58,8} = 59,78\% \quad (4,68)$$

$$\gamma_{18}\beta_{18} = \gamma_{20}\beta_{20} + \gamma_{21}\beta_{21} - \gamma_{33}\beta_{33} \quad (4,69)$$

$$58,38 \cdot 60,07 = 51,74 \cdot 65,9 + 7,06 \cdot 14,9 - 0,42 \cdot 18,9$$

$$3506,89 = 3506,92$$

$$\varepsilon_{21} = \frac{\gamma_{21}\beta_{21}}{\beta_1} = \frac{7,06 \cdot 14,9}{34,7} = 3,03\% \quad (4,70)$$

$$\varepsilon_{18} = \varepsilon_{20} + \varepsilon_{21} - \varepsilon_{33} = 51,74 + 3,03 - 0,22 = 54,55\% \quad (4,71)$$

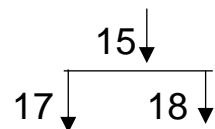
$$\varepsilon_{19} = \varepsilon_{18} + \varepsilon_{33} = 54,55 - 0,22 = 54,33\% \quad (4,72)$$

$$Q_{21} = \frac{\gamma_{21}Q_1}{100} = \frac{7,06 \cdot 178,2}{100} = 12,58 \text{ т/год} \quad (4,73)$$

$$Q_{18} = Q_{20} + Q_{21} - Q_{33} = 92,2 + 12,58 - 0,75 = 104,03 \text{ т/год} \quad (4,74)$$

$$Q_{19} = Q_{18} + Q_{33} = 104,03 + 0,75 = 104,78 \text{ т/год} \quad (4,75)$$

9 вузол



$$\begin{cases} \gamma_{15} = \gamma_{17} + \gamma_{18} \\ \gamma_{15}\beta_{15} = \gamma_{17}\beta_{17} + \gamma_{18}\beta_{18} \end{cases} \quad (4,76)$$

$$\gamma_{15} = \gamma_{17} + \gamma_{18} = 20,41 + 58,38 = 78,79\% \quad (4,77)$$

$$\gamma_{17} = 20,41\%$$

$$\gamma_{15}\beta_{15} = \gamma_{17}\beta_{17} + \gamma_{18}\beta_{18} \quad (4,78)$$

$$78,79 \cdot 60,07 = 20,41 \cdot 60,05 + 58,38 \cdot 60,07$$

$$4732,92 = 4732,51$$

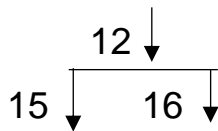
$$\varepsilon_{15} = \frac{\gamma_{15}\beta_{15}}{\beta_1} = \frac{78,79 \cdot 60,07}{34,7} = 136,4\% \quad (4,79)$$

$$\varepsilon_{17} = \varepsilon_{15} - \varepsilon_{18} = 136,4 - 54,55 = 81,85\% \quad (4,80)$$

$$Q_{15} = \frac{\gamma_{15}Q_1}{100} = \frac{78,79 \cdot 178,2}{100} = 140,39 \text{ т/год} \quad (4,81)$$

$$Q_{17} = Q_{15} - Q_{18} = 140,39 - 104,03 = 36,36 \text{ т/год} \quad (4,82)$$

10 вузол



$$\begin{cases} \gamma_{12} = \gamma_{15} + \gamma_{16} \\ \gamma_{12}\beta_{12} = \gamma_{15}\beta_{15} + \gamma_{16}\beta_{16} \end{cases} \quad (4,83)$$

$$\gamma_{12} = \frac{\gamma_{15}(\beta_{15} - \beta_{16})}{\beta_{12} - \beta_{16}} = \frac{78,79(60,07 - 7,8)}{55,77 - 7,8} = 85,85\% \quad (4,84)$$

$$\gamma_{16} = \gamma_{12} - \gamma_{15} = 85,85 - 78,79 = 7,06\% \quad (4,85)$$

$$\gamma_{12}\beta_{12} = \gamma_{15}\beta_{15} + \gamma_{16}\beta_{16} \quad (4,86)$$

$$85,85 * 55,77 = 78,79 * 60,07 + 7,06 * 7,8$$

$$4787,85 = 4787,98$$

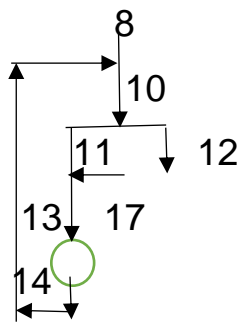
$$\varepsilon_{12} = \frac{\gamma_{12}\beta_{12}}{\beta_1} = \frac{85,85 * 55,77}{34,7} = 137,98\% \quad (4,87)$$

$$\varepsilon_{16} = \varepsilon_{12} - \varepsilon_{15} = 137,98 - 136,4 = 1,58\% \quad (4,88)$$

$$Q_{12} = \frac{\gamma_{12}Q_1}{100} = \frac{85,85 * 178,2}{100} = 152,98 \text{ т/год} \quad (4,89)$$

$$Q_{16} = Q_{12} - Q_{15} = 152,98 - 140,39 = 12,59 \text{ т/год} \quad (4,90)$$

11 вузол



$$\begin{cases} \gamma_{10} = \gamma_{11} + \gamma_{12} \\ \gamma_{10}\beta_{10} = \gamma_{11}\beta_{11} + \gamma_{12}\beta_{12} \end{cases} \quad (4,91)$$

$$C_{II} = 205\%$$

$$\gamma_8 = \gamma_{12} - \gamma_{17} = 85,85 - 20,41 = 65,44\% \quad (4,92)$$

$$\gamma_{11} = C_{II} * \gamma_8 = 2,05 * 65,44 = 134,15\% \quad (4,93)$$

$$\gamma_{13} = \gamma_{14} = \gamma_{11} + \gamma_{17} = 134,15 + 20,41 = 154,56\% \quad (4,94)$$

$$\gamma_{10} = \gamma_{11} + \gamma_{12} = 134,15 + 85,85 = 220,0\% \quad (4,95)$$

$$\beta_{10} = \frac{\gamma_{11}\beta_{11} + \gamma_{12}\beta_{12}}{\gamma_{10}} = \frac{134,15 * 56,29 + 85,85 * 55,77}{220,0} = 56,09\% \quad (4,96)$$

$$\beta_{13}=\beta_{14} = \frac{\gamma_{11}\beta_{11}+\gamma_{17}\beta_{17}}{\gamma_{13}} = \frac{134,15*56,29+20,41*60,05}{154,56} = 56,79\% \quad (4,97)$$

$$\gamma_{10}\beta_{10} = \gamma_{11}\beta_{11} + \gamma_{12}\beta_{12} \quad (4,98)$$

$$220,0*56,09=134,15 * 56,29 + 85,85 * 55,77$$

$$12339,8=12339,16$$

$$\varepsilon_8 = \frac{\gamma_8\beta_8}{\beta_1} = \frac{65,44*54,4}{34,7} = 102,59\% \quad (4,99)$$

$$\varepsilon_{11} = \frac{\gamma_{11}\beta_{11}}{\beta_1} = \frac{134,15*56,29}{34,7} = 217,62\% \quad (4,100)$$

$$\varepsilon_{13}=\varepsilon_{14} = \frac{154,56*56,79}{34,7} = 252,95\% \quad (4,101)$$

$$\varepsilon_{10} = \varepsilon_8 + \varepsilon_{13} = 102,59 + 252,95 = 355,54\% \quad (4,102)$$

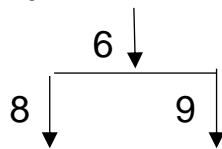
$$Q_8 = \frac{\gamma_8 Q_1}{100} = \frac{65,44*178,2}{100} = 116,61 \text{ т/год} \quad (4,103)$$

$$Q_{11} = \frac{\gamma_{11} Q_1}{100} = \frac{134,15*178,2}{100} = 239,06 \text{ т/год} \quad (4,104)$$

$$Q_{10} = \frac{\gamma_{10} Q_1}{100} = \frac{220,0*178,2}{100} = 392,04 \text{ т/год} \quad (4,105)$$

$$Q_{13} = Q_{14} = \frac{\gamma_{13} Q_1}{100} = \frac{156,54*178,2}{100} = 278,95 \text{ т/год} \quad (4,106)$$

12 вузол



$$\begin{cases} \gamma_6 = \gamma_8 + \gamma_9 \\ \gamma_6\beta_6 = \gamma_8\beta_8 + \gamma_9\beta_9 \end{cases} \quad (4,107)$$

$$\gamma_6 = \frac{\gamma_8(\beta_8 - \beta_9)}{\beta_6 - \beta_9} = \frac{65,44(54,4 - 12,39)}{51,6 - 12,39} = 70,11\% \quad (4,108)$$

$$\gamma_9 = \gamma_6 - \gamma_8 = 70,11 - 65,44 = 4,67\% \quad (4,109)$$

$$\gamma_6\beta_6 = \gamma_8\beta_8 + \gamma_9\beta_9 \quad (4,110)$$

$$70,11*51,6 = 65,44*54,4 + 4,67*12,39$$

$$3617,68 = 3617,78$$

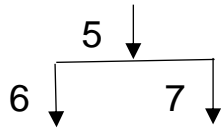
$$\varepsilon_6 = \frac{\gamma_6\beta_6}{\beta_1} = \frac{70,11*51,6}{34,7} = 104,26\% \quad (4,111)$$

$$\varepsilon_9 = \varepsilon_6 - \varepsilon_8 = 104,26 - 102,59 = 1,67\% \quad (4,112)$$

$$Q_6 = \frac{\gamma_6 Q_1}{100} = \frac{70,11*178,2}{100} = 124,94 \text{ т/год} \quad (4,113)$$

$$Q_9 = Q_6 - Q_8 = 124,94 - 116,61 = 8,33 \text{ т/год} \quad (4,114)$$

13 вузол



$$\begin{cases} \gamma_5 = \gamma_6 + \gamma_7 \\ \gamma_5 \beta_5 = \gamma_6 \beta_6 + \gamma_7 \beta_7 \end{cases} \quad (4,115)$$

$$\gamma_5 = \gamma_1 = 100\%$$

$$\gamma_7 = \gamma_5 - \gamma_6 = 100 - 70,11 = 29,89\% \quad (4,116)$$

$$\beta_7 = \frac{\gamma_6 \beta_6 - \gamma_5 \beta_5}{\gamma_7} = \frac{70,11 * 51,6 - 100 * 34,7}{29,89} = 4,94\% \quad (4,117)$$

$$\gamma_5 \beta_5 = \gamma_6 \beta_6 + \gamma_7 \beta_7 \quad (4,118)$$

$$100 * 34,7 = 70,11 * 51,6 + 29,89 * 4,94$$

$$3470 =$$

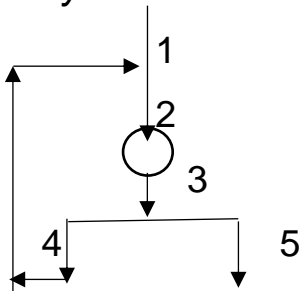
$$\varepsilon_5 = \varepsilon_1 = 100\%$$

$$\varepsilon_7 = \varepsilon_5 - \varepsilon_6 = 100 - 104,26 = -4,26\% \quad (4,119)$$

$$Q_5 = Q_1 = 178,2 \text{ т/год}$$

$$Q_7 = Q_5 - Q_6 = 178,2 - 124,94 = 53,26 \text{ т/год} \quad (4,120)$$

14 вузол



$$\begin{cases} \gamma_1 = \gamma_5 \\ \gamma_1 \beta_1 = \gamma_5 \beta_5 \end{cases} \quad (4,121)$$

$$100,0 * 34,7 = 100,0 * 34,7$$

$$3470 = 3470$$

$$C_i = 144\%$$

$$\gamma_1 = \gamma_5 = 100\%$$

$$\gamma_4 = C_i * \gamma_1 = 1,44 * 100 = 144\% \quad (4,122)$$

$$\gamma_2 = \gamma_3 = \gamma_1 + \gamma_4 = 100 + 144 = 244\% \quad (4,123)$$

$$\varepsilon_4 = \frac{\gamma_4 \beta_4}{\beta_1} = \frac{144,0 * 40,25}{34,7} = 167,03\% \quad (4,124)$$

$$\varepsilon_{2,3} = \varepsilon_1 + \varepsilon_4 = 100 + 167,03 = 267,03\% \quad (4,125)$$

$$Q_4 = \frac{\gamma_4 Q_1}{100} = \frac{144 * 178,2}{100} = 256,61 \text{ т/год} \quad (4,126)$$

$$Q_{2,3} = Q_1 + Q_4 = 178,2 + 256,61 = 434,81 \text{ т/год} \quad (4,127)$$

$$\beta_2 = \beta_3 = \frac{\gamma_1 \beta_1 + \gamma_4 \beta_4}{\gamma_3} = \frac{100 * 34,7 + 144,0 * 40,25}{244} = 37,98\% \quad (4,128)$$

Розрахунок водно-шламової схеми

Вихідні дані для розрахунку водно-шламової схеми представлено в таблиці 4.2.

Таблиця 4.2 Вихідні данні для розрахунку водно-шламової схеми

Продуктивність за водою, м ³ /год		Вміст твердого у пульпі, %	
W ₁ =1,8	W ₂₁ =850,88	T ₁ =99,0	T ₂₁ =3,8
W ₃ =364,12	W ₂₃ =31,07	T ₃ =78,37	T ₂₃ =68,95
W ₄ =147,79	W ₂₄ =632,6	T ₄ =84,3	T ₂₄ =48,0
W ₅ =301,8	W ₂₅ =31,07	T ₅ =48,11	T ₂₅ =68,95
W ₆ =82,91	W ₂₆ =20,85	T ₆ =55,0	T ₂₆ =98,0
W ₇ =728,89	W ₂₇ =611,75	T ₇ =17,73	T ₂₇ =0,82
W ₈ =87,3	W ₂₉ =7,76	T ₈ =52,0	T ₂₉ =68,0
W ₉ =345,61	W ₃₀ =894,15	T ₉ =4,43	T ₃₀ =27,25
W ₁₁ =91,24	W ₃₁ =36,9	T ₁₁ =78,0	T ₃₁ =62,0
W ₁₂ =1235,5	W ₃₂ =857,25	T ₁₂ =20,5	T ₃₂ =0,44
W ₁₄ =265,38	W ₃₃ =56,03	T ₁₄ =64,2	T ₃₃ =1,3
W ₁₆ =1262,9	W ₃₄ =191,28	T ₁₆ =1,83	T ₃₄ =58,93
W ₁₇ =14,14	W ₃₅ =230,66	T ₁₇ =78,0	T ₃₅ =1,07
W ₁₈ =783,48	W ₃₆ =0,4	T ₁₈ =25,43	T ₃₆ =44,1
W ₂₀ =82,6	W ₃₇ =5,84	T ₂₀ =48,0	T ₃₇ =90,6

Розраховую кількість свіжої води, що надходить в операцію:

$$L_I = W_I - W_1 - W_4 = 364,12 - 1,8 - 147,79 = 214,53 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,129)$$

$$L_{II} = W_{II} - W_3 = 449,59 - 349,59 = 100,0 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,130)$$

$$L_{III}=W_{III}-W_5 =811,8-301,8=510,0\text{м}^3/\text{год} \quad (4,131)$$

$$L_{IV}=W_{IV}-W_6=423,91-82,86=350,05\text{м}^3/\text{год} \quad (4,132)$$

$$L_V=W_V-W_8- W_{14}=1326,74-87,3-265,38=974,06\text{м}^3/\text{год} \quad (4,133)$$

$$L_{VI}=W_{VI}-W_{11}- W_{18}=165,38-91,24+14,14=60,0\text{м}^3/\text{год} \quad (4,134)$$

$$L_{VII}=W_{VII}-W_{12}=1310,5-1235,5=75,0\text{м}^3/\text{год} \quad (4,135)$$

$$L_{VIII}=W_{VIII}-W_{16}=797,62-47,62=750,0\text{м}^3/\text{год} \quad (4,136)$$

$$L_{IX}=W_{IX}-W_{19}- W_{34}=933,48-783,48-45,61=104,39\text{м}^3/\text{год} \quad (4,137)$$

$$L_X=W_X-W_{21}- W_{26}=663,67-82,6-31,07=550,0\text{м}^3/\text{год} \quad (4,138)$$

$$L_{XI}=W_{XI}-W_{24}=31,07-31,07=0\text{м}^3/\text{год} \quad (4,139)$$

$$L_{XII}=W_{XII}-W_{25}=632,6-632,6=0\text{м}^3/\text{год} \quad (4,140)$$

$$L_{XIII}=W_{XIII}-W_{27}- W_{36}- W_{37}=901,91-20,85-0230,66-0,4=650,0\text{м}^3/\text{год}(4,141)$$

$$L_{XIV}=W_{XVI}-W_{31}=894,15-894,15=0\text{м}^3/\text{год} \quad (4,142)$$

$$L_{XV}=W_{XV}-W_{32}=247,31-36,9=210,41\text{м}^3/\text{год} \quad (4,143)$$

$$L_{XVI}=W_{XVI}-W_{35}=236,9-191,28\text{м}^3/\text{год} \quad (4,144)$$

Розраховую розрідження продуктів та операцій:

$$R_1=\frac{W_1}{Q_1}=\frac{1,8}{178,2}=0,01\text{м}^3/\text{год} \quad (4,145) \quad R_{12}=\frac{W_{12}}{Q_{12}}=\frac{1235,5}{152,98} = 8,08\text{м}^3/\text{год}(4,146)$$

$$R_3=\frac{W_3}{Q_3}=\frac{364,12}{434,81} = 0,84\text{м}^3/\text{год} \quad (4,147) \quad R_{14}=\frac{W_{14}}{Q_{14}}=\frac{165,38}{278,95} = 0,59\text{м}^3/\text{год}(4,148)$$

$$R_4=\frac{W_4}{Q_4}=\frac{147,79}{256,61} = 0,58\text{м}^3/\text{год} \quad (4,149) \quad R_{16}=\frac{W_{16}}{Q_{16}}=\frac{1262,88}{12,59} 100,31\text{м}^3/\text{год} \quad (4,150)$$

$$R_5=\frac{W_5}{Q_5}=\frac{301,8}{178,2} = 1,69\text{м}^3/\text{год} \quad (4,151) \quad R_{17}=\frac{W_{17}}{Q_{17}}=\frac{14,14}{36,36} = 0,39\text{м}^3/\text{год} (4,152)$$

$$R_6=\frac{W_6}{Q_6}=\frac{82,91}{124,94} = 0,66\text{м}^3/\text{год} \quad (4,153) \quad R_{18}=\frac{W_{18}}{Q_{18}}=\frac{783,48}{104,03} = 7,53\text{м}^3/\text{год} (4,154)$$

$$R_7=\frac{W_7}{Q_7}=\frac{728,89}{76,88} = 9,48\text{м}^3/\text{год} \quad (4,155) \quad R_{20}=\frac{W_{20}}{Q_{20}}=\frac{82,6}{92,2} = 0,9\text{м}^3/\text{год} (4,156)$$

$$R_8=\frac{W_8}{Q_8}=\frac{87,3}{116,61} = 0,75\text{м}^3/\text{год} \quad (4,157) \quad R_{21}=\frac{W_{21}}{Q_{21}}=\frac{850,88}{12,58} = 67,64 \text{ м}^3/\text{год}(4,158)$$

$$R_9=\frac{W_9}{Q_9}=\frac{345,61}{8,33} = 41,49\text{м}^3/\text{год} \quad (4,159) \quad R_{23}=\frac{W_{23}}{Q_{23}}=\frac{31,07}{106,96}=0,29\text{м}^3/\text{год} (4,160)$$

$$R_{11}=\frac{W_{11}}{Q_{11}}=\frac{91,24}{239,06} = 0,38\text{м}^3/\text{год} (4,161) \quad R_{24}=\frac{W_{24}}{Q_{24}}=\frac{632,6}{92,2} = 0,9\text{м}^3/\text{год} (4,162)$$

$$R_{25}=\frac{W_{25}}{Q_{25}}=\frac{31,07}{106,96} = 0,29\text{м}^3/\text{год} (4,163) \quad R_{26}=\frac{W_{26}}{Q_{26}}=\frac{20,85}{89,4} = 0,23\text{м}^3/\text{год} (4,164)$$

$$R_{27} = \frac{W_{27}}{Q_{27}} = \frac{611,75}{2,8} = 218,48 \text{ м}^3/\text{год} (4,165) \quad R_{29} = \frac{W_{29}}{Q_{29}} = \frac{7,76}{16,48} = 0,47 \text{ м}^3/\text{год} (4,166)$$

$$R_{30} = \frac{W_{30}}{Q_{30}} = \frac{894,15}{76,22} = 11,73 \text{ м}^3/\text{год} (4,167) \quad R_{31} = \frac{W_{31}}{Q_{31}} = \frac{36,9}{75,54} = 0,49 \text{ м}^3/\text{год} (4,168)$$

$$R_{32} = \frac{W_{32}}{Q_{32}} = \frac{857,25}{0,68} = 1260,66 \text{ м}^3/\text{год} (4,169) \quad R_{33} = \frac{W_{33}}{Q_{33}} = \frac{56,03}{0,75} = 74,71 \text{ м}^3/\text{год} (4,170)$$

$$R_{34} = \frac{W_{34}}{Q_{34}} = \frac{191,28}{74,79} = 2,56 \text{ м}^3/\text{год} (4,171) \quad R_{35} = \frac{W_{35}}{Q_{35}} = \frac{230,66}{3,21} = 71,86 \text{ м}^3/\text{год} (4,172)$$

$$R_{36} = \frac{W_{36}}{Q_{36}} = \frac{0,4}{0,09} = 4,44 \text{ м}^3/\text{год} (4,173) \quad R_{37} = \frac{W_{37}}{Q_{37}} = \frac{5,84}{71,79} = 0,08 \text{ м}^3/\text{год} (4,174)$$

$$R_I = \frac{W_I}{Q_I} = \frac{364,12}{434,81} = 0,84 \text{ м}^3/\text{год} (4,175) \quad R_{IX} = \frac{W_{IX}}{Q_{IX}} = \frac{933,48}{104,78} = 8,91 \text{ м}^3/\text{год} (4,176)$$

$$R_{II} = \frac{W_{II}}{Q_{II}} = \frac{449,59}{434,81} = 1,03 \text{ м}^3/\text{год} (4,177) \quad R_X = \frac{W_X}{Q_X} = \frac{663,67}{199,16} = 3,33 \text{ м}^3/\text{год} (4,178)$$

$$R_{III} = \frac{W_{III}}{Q_{III}} = \frac{811,8}{178,2} = 4,56 \text{ м}^3/\text{год} (4,179) \quad R_{XI} = \frac{W_{XI}}{Q_{XI}} = \frac{31,07}{106,96} = 0,29 \text{ м}^3/\text{год} (4,180)$$

$$R_{IV} = \frac{W_{IV}}{Q_{IV}} = \frac{432,91}{124,94} = 3,46 \text{ м}^3/\text{год} (4,181) \quad R_{XII} = \frac{W_{XII}}{Q_{XII}} = \frac{632,6}{92,2} = 6,86 \text{ м}^3/\text{год} (4,182)$$

$$R_V = \frac{W_V}{Q_V} = \frac{1326,74}{395,56} = 3,35 \text{ м}^3/\text{год} (4,182) \quad R_{XIII} = \frac{W_{XIII}}{Q_{XIII}} = \frac{901,91}{92,7} = 9,73 \text{ м}^3/\text{год} (4,184)$$

$$R_{VI} = \frac{W_{VI}}{Q_{VI}} = \frac{165,38}{275,42} = 0,6 \text{ м}^3/\text{год} (4,185) \quad R_{XIV} = \frac{W_{XIV}}{Q_{XIV}} = \frac{894,15}{76,22} = 11,73 \text{ м}^3/\text{год} (4,185)$$

$$R_{VII} = \frac{W_{VII}}{Q_{VII}} = \frac{1310,5}{152,98} = 8,57 \text{ м}^3/\text{год} (4,186) \quad R_{XV} = \frac{W_{XV}}{Q_{XV}} = \frac{247,31}{75,54} = 3,27 \text{ м}^3/\text{год} (4,187)$$

$$R_{VIII} = \frac{W_{VIII}}{Q_{VIII}} = \frac{797,62}{140,39} = 5,68 \text{ м}^3/\text{год} (4,188) \quad R_{XVI} = \frac{W_{XVI}}{Q_{XVI}} = \frac{236,9}{74,79} = 3,17 \text{ м}^3/\text{год} (4,189)$$

В таблиці 4.3 представлений баланс води на технологічній секції.

Результати розрахунку якісно-кількісної та водно-шламової схем представлений в таблиці 4.4.

Таблиця 4.3 Баланс води

Входить в технологічний процес	L, м ³ /год	Виходить з процесу	W, м ³ /год
Вихідна руда W ₁	1,8	3 концентратом W ₃₇	5,84
Свіжа вода L _I	214,53	3 продуктом W ₇	728,89
Свіжа вода L _{II}	100,0	3 продуктом W ₉	345,61
Свіжа вода L _{III}	510,0	3 продуктом W ₁₆	1262,88
Свіжа вода L _{IV}	350,05	3 продуктом W ₂₁	850,88
Свіжа вода L _V	974,06	3 продуктом W ₂₇	611,75
Свіжа вода L _{VI}	60,0	3 продуктом W ₂₉	7,76
Свіжа вода L _{VII}	75,0	3 продуктом W ₃₂	857,25
Свіжа вода L _{VIII}	750,0		
Свіжа вода L _{IX}	104,39		
Свіжа вода L _X	550,0		
Свіжа вода L _{XI}	0,0		
Свіжа вода L _{XII}	0,0		
Свіжа вода L _{XIII}	650,0		
Свіжа вода L _{XIV}	0,0		
Свіжа вода L _{XV}	210,41		
Свіжа вода L _{XVI}	45,62		
Всього:	4670,86		4670,86

Таблиця 4.4 – Результати розрахунку якісно-кількісних та водношламових схем

№ з/п	Назва продукту (операції)	γ, %	β, %	ε, %	Q, т/год	R, м ³ /т	W, м ³ /год	V, м ³ /год	T, %
1	2	3	4	5	6	8	9	10	11
I	Подрібнення 1 ст.								
	Надходить:								
1	Вихідна руда	100	34,7	100	178,2	0,01	1,8	180,00	99,00
4	Піски	144	40,25	167,03	256,61	0,58	147,79	304,40	84,30
L _I	Свіжа вода						214,53	70,42	
	Всього:	244		267,03	434,81	0,84	364,12	554,82	0,54
	Виходить:								
3	Подрібнений прод.	244	37,98	267,03	434,81	0,84	364,12	554,82	78,37
	Всього:	244		267,03	434,81	0,84	364,12	554,82	0,54
II	Класифікація 1ст.								
	Надходить:								
3	Подрібнений прод.	244	37,98	267,03	434,81	0,80	349,59	674,75	64,44
L _{II}	Свіжа вода						100	0,05	
	Всього:	244		267,03	434,81	1,03	449,59	674,80	0,49
	Виходить:								
5	Злив	100	34,7	100	178,2	1,69	301,8	370,40	48,11
4	Піски	144	40,25	167,03	256,61	0,58	147,79	304,40	84,30
	Всього:	244		267,03	434,81	1,03	449,59	674,80	0,49

Продовження табл. 4.4

17	Піски	20,41	60,05	81,85	36,36	0,39	14,14	46,62	78,00
18	Злив	58,38	60,07	54,55	104,03	7,53	783,48	409,08	25,43
	Всього:	78,79	120,12	136,4	140,39	5,68	797,62	455,70	0,15
IX	Магн.сепар. Іст.								
	Надходить:								
18	Злив	58,38	60,07	54,55	104,03	7,53	783,48	409,08	25,43
33	Немагнітний пр-т	0,42	18,9	0,22	0,75	60,81	45,61	57,69	1,30
L _{ix}	Свіжа вода						104,39	56,36	
	Всього:	58,8	78,97	54,77	104,78	8,91	933,48	523,14	0,10
	Виходить:								
20	Пром. продукт	51,74	65,9	93,79	92,2	0,90	82,6	192,08	48,00
21	Немагнітний пр-т	7,06	14,9	3,03	12,58	67,64	850,88	331,05	3,80
	Всього:	58,8	80,8	96,82	104,78	8,91	933,48	523,14	0,10
X	Класифікація III ст.								
	Надходить:								
20	Пром. продукт	51,74	65,9	93,79	92,2	0,90	82,6	192,08	48,00
25	Подрібнений прод.	60,02	61,6	106,55	106,96	0,29	31,07	155,13	68,95
L _x	Свіжа вода						550	0,00	
	Всього:	111,76	127,5	200,34	199,16	3,33	663,67	347,21	0,23
	Виходить:								
23	Піски	60,02	61,6	106,55	106,96	0,29	31,07	155,13	68,95
24	Злив	51,74	65,9	93,79	92,2	0,90	632,6	192,08	48,00
	Всього:	111,76	127,5	200,34	199,16	3,33	663,67	347,21	0,23
XI	Подрібнення 3 ст.								
	Надходить:								
23	Піски	60,02	61,6	106,55	106,96	0,29	31,07	155,13	68,95
L _{xi}	Свіжа вода						0	0,00	
	Всього:	60,02	61,6	106,55	106,96	0,29	31,07	155,13	0,77
	Виходить:								
25	Подрібнений прод.	60,02	61,6	106,55	106,96	0,29	31,07	155,13	68,95
	Всього:	60,02	61,6	106,55	106,96	0,29	31,07	155,13	0,77
XII	Знешламлення 2 пр.								
	Надходить:								
24	Злив	51,74	65,9	93,79	92,2	6,86	632,6	192,08	48,00
L _{xii}	Свіжа вода						0	280,85	
	Всього:	51,74	65,9	93,79	92,2	6,86	632,6	472,93	0,13
	Виходить:								
26	Знешламлений прод.	50,17	64,45	93,18	89,4	0,23	20,85	131,47	68,00
27	Шлами	1,57	13,5	0,61	2,8	218,48	611,75	341,46	0,82
	Всього:	51,74	77,95	93,79	92,2	6,86	632,6	472,93	0,13
XIII	Класифікація 2А								
	Надходить:								
26	Знешламлений прод.	50,17	64,45	93,18	89,4	0,23	20,85	131,47	68,00
35	Фільтрат	1,8	68,1	3,53	3,21	71,86	230,66	300,00	1,07
36	Перелив	0,05	67,9	0,28	0,09	4,44	0,4	0,20	44,10
L _{xiii}	Свіжа вода						650	-125,98	
	Всього:	52,02	200,45	96,99	92,7	9,73	901,91	305,70	0,09
	Виходить:								
29	Піски	9,25	63,9	17,03	16,48	0,47	7,76	24,24	68,00
30	Злив	42,77	67,05	82,64	76,22	11,73	894,15	281,46	27,08
	Всього:	52,02	130,95	99,67	92,7	9,73	901,91	305,70	0,09

Продовження табл. 4.4

XIV	Магн.сепар.III ст.1пр								
	Надходить:								
30	Злив	42,77	67,05	82,64	76,22	11,73	894,15	279,71	27,25
LXIV	Свіжа вода						0	-3,32	
	Всього:	42,77	67,05	82,64	76,22	11,73	894,15	276,38	0,08
	Виходить:								
31	Пром.продукт	42,39	67,51	82,47	75,54	0,49	36,9	121,84	62,00
32	Немагнітний пр-т	0,38	15,5	0,17	0,68	1260,66	857,25	154,55	0,44
	Всього:	42,77	83,01	82,64	76,22	11,73	894,15	276,38	0,08
XV	Магн.сепар.III ст.2пр								
	Надходить:								
31	Пром. прод.	42,39	67,51	82,47	75,54	0,49	36,9	121,84	62,00
LXV	Свіжа вода						210,41	62,77	
	Всього:	42,39	67,51	82,47	75,54	3,27	247,31	184,61	0,23
33	Немагнітний прод.	0,42	18,9	0,22	0,75	74,71	56,03	57,69	1,30
34	Пром.прод.	41,97	68	82,25	74,79	2,56	191,28	126,91	58,93
	Всього:	42,39	86,9	82,47	75,54	3,27	247,31	184,61	0,23
XVI	Зневоднення								
	Надходить:								
34	Пром.прод.	41,97	68	82,25	74,79	2,56	191,28	126,91	58,93
LXVI	Свіжа вода						45,62	252,20	
	Всього:	41,97	68	82,25	74,79	3,17	236,9	379,11	0,24
	Виходить:								
35	Фільтрат	1,8	68,1	3,53	3,21	71,86	230,66	300,00	1,07
36	Перелив	0,05	67,9	0,28	0,09	4,44	0,4	0,20	44,10
37	Концентрат	40,12	68	78,62	71,49	0,08	5,84	78,91	90,60
	Всього:	41,97	204	82,43	74,79	3,17	236,9	379,11	0,24

4.3 Розрахунок схеми технологічної секції в режимі роботи з додатковими пісками

Розрахунок якісно кількісної схеми.

Визначаю необхідне і достатнє число вихідних показників:

$$N = c (n_p - a_p + 1) - 1 = 2(27-13+1)-1=29 \quad (4,190)$$

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.

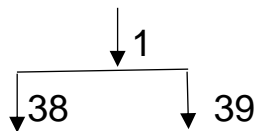
Таблиця 4.5 Вихідні дані для розрахунку якісно-кількісної схеми

$\beta_1=34,7\%$	$\beta_{12}=55,9\%$	$\beta_{23}=63,2\%$	$\beta_{33}=14,5\%$
$\beta_4=40,25\%$	$\beta_{15}=60,07\%$	$\beta_{24}=63,8\%$	$\beta_{34}=18,9\%$
$\beta_5=34,7\%$	$\beta_{16}=7,8\%$	$\beta_{27}=65,1\%$	$\beta_{35}=65,86\%$
$\beta_6=51,6\%$	$\beta_{17}=59,95\%$	$\beta_{28}=13,5\%$	$\beta_{37}=65,84\%$
$\beta_8=54,4\%$	$\beta_{18}=60,11\%$	$\beta_{30}=65,0\%$	$\beta_{38}=65,86\%$
$\beta_9=12,39\%$	$\beta_{20}=63,12\%$	$\beta_{31}=65,18\%$	$\beta_{39}=12,16\%$
$\beta_{11}=56,26\%$	$\beta_{21}=14,2\%$	$\beta_{32}=65,65\%$	$\gamma_{37}=1,5\%$
$\beta_{36}=65,88\%$	$\gamma_{36}=0,7\%$	Q=180т/год	

Продуктивність розраховую по сухому продукту:

$$Q_c = Q \cdot T = 180 \cdot 0,99 = 178,2 \text{ т/год} \quad (4,191)$$

1 вузол



$$\begin{cases} \gamma_1 = \gamma_{38} + \gamma_{39} \\ \gamma_1 \beta_1 = \gamma_{38} \beta_{38} + \gamma_{39} \beta_{39} \end{cases} \quad (4,192)$$

$$\gamma_1 = 100\%$$

$$\varepsilon_1 = 100\%$$

$$\gamma_{38} = \frac{\gamma_1(\beta_1 - \beta_{39})}{\beta_{38} - \beta_{39}} = \frac{100 \cdot (34,7 - 12,16)}{65,86 - 12,16} = 41,97\% \quad (4,193)$$

$$\gamma_{39} = \gamma_1 - \gamma_{38} = 100 - 41,97 = 58,03\% \quad (4,194)$$

$$\gamma_1 \beta_1 = \gamma_{38} \beta_{38} + \gamma_{39} \beta_{39} \quad (4,195)$$

$$100 \cdot 34,7 = 41,97 \cdot 65,86 + 58,03 \cdot 12,16$$

$$3470 = 3469,79$$

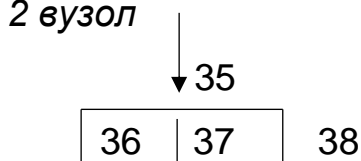
$$\varepsilon_{38} = \frac{\gamma_{38} \beta_{38}}{\beta_1} = \frac{41,97 \cdot 65,86}{34,7} = 79,66\% \quad (4,196)$$

$$\varepsilon_{39} = \varepsilon_1 - \varepsilon_{38} = 100 - 79,66 = 20,34\% \quad (4,197)$$

$$Q_{38} = \frac{\gamma_{38} Q_1}{100} = \frac{41,97 \cdot 178,2}{100} = 74,79 \text{ т/год} \quad (4,198)$$

$$Q_{39} = Q_1 - Q_{38} = 178,2 - 74,79 = 103,41 \text{ т/год} \quad (4,199)$$

2 вузол



$$\begin{cases} \gamma_{35} = \gamma_{36} + \gamma_{37} + \gamma_{38} \\ \gamma_{35}\beta_{35} = \gamma_{36}\beta_{36} + \gamma_{37}\beta_{37} + \gamma_{38}\beta_{38} \end{cases} \quad (4,200)$$

$$\gamma_{35} = \gamma_{36} + \gamma_{37} + \gamma_{38} = 0,7 + 1,5 + 41,97 = 44,17\% \quad (4,201)$$

$$\gamma_{35}\beta_{35} = \gamma_{36}\beta_{36} + \gamma_{37}\beta_{37} + \gamma_{38}\beta_{38} \quad (4,202)$$

$$44,17 \cdot 65,86 = 0,7 \cdot 65,88 + 1,5 \cdot 65,84 + 41,97 \cdot 65,86$$

$$2909,04 = 2909,02$$

$$\varepsilon_{36} = \varepsilon_{35} - \varepsilon_{37} - \varepsilon_{38} = 83,83 - 2,85 - 79,66 = 1,32\% \quad (4,203)$$

$$\varepsilon_{35} = \frac{\gamma_{35}\beta_{35}}{\beta_1} = \frac{44,17 \cdot 65,86}{34,7} = 83,83\% \quad (4,204)$$

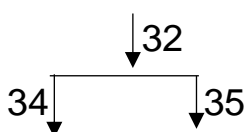
$$\varepsilon_{37} = \frac{\gamma_{37}\beta_{37}}{\beta_1} = \frac{1,5 \cdot 65,84}{34,7} = 2,85\% \quad (4,205)$$

$$Q_{36} = \frac{\gamma_{36}Q_1}{100} = \frac{0,7 \cdot 178,2}{100} = 1,24 \text{ т/год} \quad (4,206)$$

$$Q_{37} = \frac{\gamma_{37}Q_1}{100} = \frac{1,5 \cdot 178,2}{100} = 2,67 \text{ т/год} \quad (4,207)$$

$$Q_{35} = Q_{36} + Q_{37} + Q_{38} = 1,24 + 2,67 + 74,79 = 78,7 \text{ т/год} \quad (4,208)$$

3 вузол



$$\begin{cases} \gamma_{32} = \gamma_{34} + \gamma_{35} \\ \gamma_{32}\beta_{32} = \gamma_{34}\beta_{34} + \gamma_{35}\beta_{35} \end{cases} \quad (4,209)$$

$$\gamma_{32} = \frac{\gamma_{35}(\beta_{35} - \beta_{34})}{\beta_{32} - \beta_{34}} = \frac{44,17(65,86 - 18,9)}{65,65 - 18,9} = 44,37\% \quad (4,210)$$

$$\gamma_{34} = \gamma_{32} - \gamma_{35} = 44,37 - 44,17 = 0,2\% \quad (4,211)$$

$$\gamma_{32}\beta_{32} = \gamma_{34}\beta_{34} + \gamma_{35}\beta_{35} \quad (4,212)$$

$$44,37 \cdot 65,65 = 0,2 \cdot 18,9 + 44,17 \cdot 65,86$$

$$2912,89 = 2912,83$$

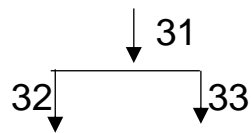
$$\varepsilon_{32} = \frac{\gamma_{32}\beta_{32}}{\beta_1} = \frac{44,37 \cdot 65,65}{34,7} = 83,94\% \quad (4,213)$$

$$\varepsilon_{34} = \varepsilon_{32} - \varepsilon_{35} = 83,94 - 83,83 = 0,11\% \quad (4,214)$$

$$Q_{32} = \frac{\gamma_{32}Q_1}{100} = \frac{44,37 \cdot 178,2}{100} = 79,07 \text{ т/год} \quad (4,215)$$

$$Q_{34} = Q_{32} - Q_{35} = 79,07 - 78,7 = 0,37 \text{ т/год} \quad (4,216)$$

4 вузол



$$\begin{cases} \gamma_{31} = \gamma_{32} + \gamma_{33} \\ \gamma_{31}\beta_{31} = \gamma_{32}\beta_{32} + \gamma_{33}\beta_{33} \end{cases} \quad (4,217)$$

$$\gamma_{31} = \frac{\gamma_{32}(\beta_{32} - \beta_{33})}{\beta_{31} - \beta_{33}} = \frac{44,37(65,65 - 14,5)}{65,18 - 14,5} = 44,78\% \quad (4,218)$$

$$\gamma_{33} = \gamma_{31} - \gamma_{32} = 44,78 - 44,37 = 0,41\% \quad (4,219)$$

$$\gamma_{31}\beta_{31} = \gamma_{32}\beta_{32} + \gamma_{33}\beta_{33} \quad (4,220)$$

$$44,78 * 65,18 = 44,37 * 65,65 + 0,41 * 14,5$$

$$2918,76 = 2918,84$$

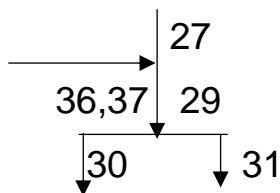
$$\varepsilon_{31} = \frac{\gamma_{31}\beta_{31}}{\beta_1} = \frac{44,78 * 65,18}{34,7} = 84,11\% \quad (4,221)$$

$$\varepsilon_{33} = \varepsilon_{31} - \varepsilon_{32} = 84,11 - 83,94 = 0,17\% \quad (4,222)$$

$$Q_{31} = \frac{\gamma_{31}Q_1}{100} = \frac{44,78 * 178,2}{100} = 79,8 \text{ т/год} \quad (4,223)$$

$$Q_{33} = Q_{31} - Q_{32} = 79,8 - 79,07 = 0,73 \text{ т/год} \quad (4,224)$$

5 вузол



$$\begin{cases} \gamma_{29} = \gamma_{30} + \gamma_{31} \\ \gamma_{29}\beta_{29} = \gamma_{30}\beta_{30} + \gamma_{31}\beta_{31} \end{cases} \quad (4,225)$$

$$\gamma_{27} = \frac{\gamma_{31}(\beta_{31} - \beta_{30})}{\beta_{27} - \beta_{30}} = \frac{44,78(5,18 - 65,0)}{65,1 - 65,0} = 80,6\% \quad (4,226)$$

$$\gamma_{29} = \gamma_{27} + \gamma_{36} + \gamma_{37} = 80,6 + 0,7 + 1,5 = 82,8\% \quad (4,227)$$

$$\gamma_{30} = \gamma_{29} - \gamma_{31} = 82,8 - 44,78 = 38,02\% \quad (4,228)$$

$$\beta_{29} = \frac{\gamma_{30}\beta_{30} + \gamma_{31}\beta_{31}}{\gamma_{29}} = \frac{38,02 * 65,0 + 44,78 * 65,18}{82,8} = 65,1\% \quad (4,229)$$

$$\gamma_{29}\beta_{29} = \gamma_{30}\beta_{30} + \gamma_{31}\beta_{31} \quad (4,230)$$

$$82,8 * 65,1 = 38,02 * 65,0 + 44,78 * 65,18$$

$$5390,328 = 5390,06$$

$$\varepsilon_{29} = \frac{\gamma_{29}\beta_{29}}{\beta_1} = \frac{82,8 \cdot 65,1}{34,7} = 155,34\% \quad (4,231)$$

$$\varepsilon_{30} = \frac{\gamma_{30}\beta_{30}}{\beta_1} = \frac{38,02 \cdot 65,0}{34,7} = 71,22\% \quad (4,232)$$

$$\varepsilon_{27} = \varepsilon_{30} + \varepsilon_{31} - \varepsilon_{29} - \varepsilon_{36} - \varepsilon_{37} = 71,22 + 84,11 - 1,32 - 2,85 = 151,16\% \quad (4,233)$$

$$Q_{27} = \frac{\gamma_{27}Q_1}{100} = \frac{80,6 \cdot 178,2}{100} = 143,63 \text{ т/год} \quad (4,234)$$

$$Q_{29} = Q_{27} + Q_{36} + Q_{37} = 143,63 + 1,24 + 2,67 = 147,54 \text{ т/год} \quad (4,235)$$

$$Q_{30} = Q_{29} - Q_{31} = 147,54 - 79,8 = 67,74 \text{ т/год} \quad (4,236)$$

6 вузол



$$\begin{cases} \gamma_{25} = \gamma_{27} + \gamma_{28} \\ \gamma_{25}\beta_{25} = \gamma_{27}\beta_{27} + \gamma_{28}\beta_{28} \end{cases} \quad (4,237)$$

$$\gamma_{24} = \frac{\gamma_{27}(\beta_{27} - \beta_{28})}{\beta_{24} - \beta_{28}} = \frac{80,6(65,1 - 13,5)}{63,8 - 13,5} = 82,68\% \quad (4,238)$$

$$\gamma_{28} = \gamma_{24} - \gamma_{27} = 82,68 - 80,6 = 2,08\% \quad (4,239)$$

$$\gamma_{24}\beta_{24} = \gamma_{27}\beta_{27} + \gamma_{28}\beta_{28} \quad (4,240)$$

$$82,68 \cdot 63,8 = 80,6 \cdot 65,1 + 2,08 \cdot 13,5$$

$$5274,98 = 5275,14$$

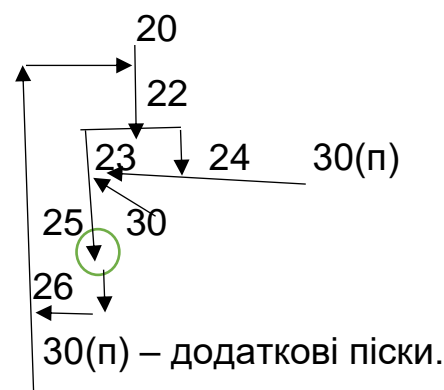
$$\varepsilon_{24} = \frac{\gamma_{24}\beta_{24}}{\beta_1} = \frac{82,68 \cdot 63,8}{34,7} = 152,02\% \quad (4,241)$$

$$\varepsilon_{28} = \varepsilon_{24} - \varepsilon_{27} = 152,02 - 151,16 = 0,86\% \quad (4,242)$$

$$Q_{24} = \frac{\gamma_{24}Q_1}{100} = \frac{82,68 \cdot 178,2}{100} = 147,34 \text{ т/год} \quad (4,243)$$

$$Q_{28} = Q_{24} - Q_{27} = 147,34 - 143,63 = 3,71 \text{ т/год} \quad (4,244)$$

7 вузол



$$\begin{aligned} \gamma_{22} &= \gamma_{23} + \gamma_{24} \\ \gamma_{22}\beta_{22} &= \gamma_{23}\beta_{23} + \gamma_{24}\beta_{24} \end{aligned} \quad (4,245)$$

$$C_{III}=236,4\%$$

$$\gamma_{20} = \gamma_{24} - \gamma_{30} - \gamma_{30(\Pi)} = 82,68 - 38,02 - 9,25 = 35,41\% \quad (4,246)$$

$$\gamma_{23} = C_{III} * \gamma_{20} = 2,364 * 35,41 = 83,71\% \quad (4,247)$$

$$\gamma_{25} = \gamma_{26} = \gamma_{23} + \gamma_{30} + \gamma_{30(\Pi)} = 83,71 + 38,02 + 9,25 = 130,98\% \quad (4,248)$$

$$\gamma_{22} = \gamma_{23} + \gamma_{24} = 83,71 + 82,68 = 166,39\% \quad (4,249)$$

$$\beta_{22} = \frac{\gamma_{23}\beta_{23} + \gamma_{24}\beta_{24}}{\gamma_{22}} = \frac{83,71 * 63,2 + 82,68 * 63,8}{166,39} = 63,5\% \quad (4,250)$$

$$\beta_{25} = \beta_{26} = \frac{\gamma_{23}\beta_{23} + \gamma_{30}\beta_{30} - \gamma_{30(\Pi)}\beta_{30(\Pi)}}{\gamma_{25}} = \frac{105,58 * 63,2 + 38,02 * 65,0 - 9,25 * 63,9}{130,98} = 65,3\% \quad (4,251)$$

$$\gamma_{22}\beta_{22} = \gamma_{23}\beta_{23} + \gamma_{24}\beta_{24} \quad (4,252)$$

$$166,39 * 63,5 = 83,71 * 63,2 + 82,68 * 63,8$$

$$10565,77 = 10565,46$$

$$\varepsilon_{20} = \frac{\gamma_{20}\beta_{20}}{\beta_1} = \frac{35,41 * 63,12}{34,7} = 64,41\% \quad (4,253)$$

$$\varepsilon_{23} = \frac{\gamma_{23}\beta_{23}}{\beta_1} = \frac{83,71 * 63,2}{34,7} = 152,46\% \quad (4,254)$$

$$\varepsilon_{25} = \varepsilon_{26} = \varepsilon_{23} + \varepsilon_{30} + \varepsilon_{30(\Pi)} = 152,46 + 71,22 + 17,03 = 240,71\% \quad (4,255)$$

$$\varepsilon_{22} = \varepsilon_{20} + \varepsilon_{25} = 64,41 + 240,71 = 305,12\% \quad (4,256)$$

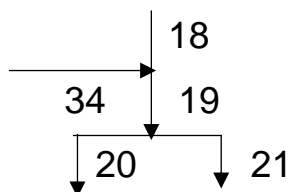
$$Q_{20} = \frac{\gamma_{20}Q_1}{100} = \frac{35,41 * 178,2}{100} = 63,1 \text{ т/год} \quad (4,257)$$

$$Q_{23} = \frac{\gamma_{23}Q_1}{100} = \frac{83,71 * 178,2}{100} = 149,17 \text{ т/год} \quad (4,258)$$

$$Q_{22} = \frac{\gamma_{22}Q_1}{100} = \frac{166,39 * 178,2}{100} = 296,51 \text{ т/год} \quad (4,259)$$

$$Q_{25} = Q_{26} = \frac{\gamma_{25}Q_1}{100} = \frac{130,98 * 178,2}{100} = 233,41 \text{ т/год} \quad (4,260)$$

8 вузол



$$\begin{cases} \gamma_{19} = \gamma_{20} + \gamma_{21} \\ \gamma_{19}\beta_{19} = \gamma_{20}\beta_{20} + \gamma_{21}\beta_{21} \end{cases} \quad (4,261)$$

$$\gamma_{21} = \frac{\gamma_{20}(\beta_{20} - \beta_{18}) + \gamma_{34}(\beta_{18} - \beta_{34})}{\beta_{18} - \beta_{21}} = \frac{35,41(63,12 - 60,11) + 0,2(60,11 - 18,9)}{60,11 - 14,2} = 2,5\% \quad (4,262)$$

$$\gamma_{18} = \gamma_{20} + \gamma_{21} - \gamma_{34} = 35,41 + 2,5 - 0,2 = 37,71\% \quad (4,262)$$

$$\gamma_{19} = \gamma_{18} + \gamma_{34} = 37,71 + 0,2 = 37,91\% \quad (4,263)$$

$$\beta_{19} = \frac{\gamma_{18}\beta_{18} + \gamma_{34}\beta_{34}}{\gamma_{19}} = \frac{37,71 \cdot 60,11 + 0,2 \cdot 18,9}{37,91} = 59,89\% \quad (4,264)$$

$$\gamma_{19}\beta_{19} = \gamma_{20}\beta_{20} + \gamma_{21}\beta_{21} \quad (4,265)$$

$$37,91 \cdot 59,89 = 35,41 \cdot 63,12 + 2,5 \cdot 14,2$$

$$2270,43 = 2270,58$$

$$\varepsilon_{21} = \frac{\gamma_{21}\beta_{21}}{\beta_1} = \frac{2,5 \cdot 14,2}{34,7} = 1,02\% \quad (4,266)$$

$$\varepsilon_{18} = \varepsilon_{20} + \varepsilon_{21} - \varepsilon_{34} = 64,41 + 1,02 - 0,11 = 65,32\% \quad (4,267)$$

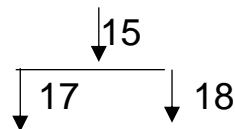
$$\varepsilon_{19} = \varepsilon_{18} + \varepsilon_{34} = 65,32 + 0,11 = 65,43\% \quad (4,268)$$

$$Q_{21} = \frac{\gamma_{21}Q_1}{100} = \frac{2,5 \cdot 178,2}{100} = 4,46 \text{ т/год} \quad (4,269)$$

$$Q_{18} = Q_{20} + Q_{21} - Q_{34} = 63,1 + 4,46 - 0,37 = 67,19 \text{ т/год} \quad (4,270)$$

$$Q_{19} = Q_{18} + Q_{34} = 67,19 + 0,37 = 67,56 \text{ т/год} \quad (4,271)$$

9 вузол



$$\begin{cases} \gamma_{15} = \gamma_{17} + \gamma_{18} \\ \gamma_{15}\beta_{15} = \gamma_{17}\beta_{17} + \gamma_{18}\beta_{18} \end{cases} \quad (4,272)$$

$$\gamma_{15} = \frac{\gamma_{18}(\beta_{18} - \beta_{17})}{\beta_{15} - \beta_{17}} = \frac{37,71(60,11 - 59,95)}{60,07 - 59,95} = 50,28\% \quad (4,273)$$

$$\gamma_{17} = \gamma_{15} - \gamma_{18} = 50,28 - 37,71 = 12,57\% \quad (4,274)$$

$$\gamma_{15}\beta_{15} = \gamma_{17}\beta_{17} + \gamma_{18}\beta_{18} \quad (4,275)$$

$$50,28 \cdot 60,07 = 12,57 \cdot 59,95 + 37,71 \cdot 60,11$$

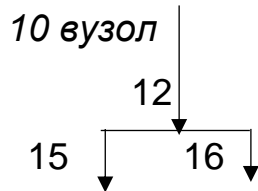
$$3020,32 = 3020,32$$

$$\varepsilon_{15} = \frac{\gamma_{15}\beta_{15}}{\beta_1} = \frac{50,28 \cdot 60,07}{34,7} = 87,04\% \quad (4,276)$$

$$\varepsilon_{17} = \varepsilon_{15} - \varepsilon_{18} = 87,04 - 65,32 = 21,72\% \quad (4,277)$$

$$Q_{15} = \frac{\gamma_{15}Q_1}{100} = \frac{50,28 \cdot 178,2}{100} = 89,6 \text{ т/год} \quad (4,278)$$

$$Q_{17} = Q_{15} - Q_{18} = 89,6 - 67,19 = 22,41 \text{ т/год} \quad (4,279)$$



$$\begin{cases} \gamma_{12} = \gamma_{15} + \gamma_{16} \\ \gamma_{12}\beta_{12} = \gamma_{15}\beta_{15} + \gamma_{16}\beta_{16} \end{cases}$$

$$\gamma_{12} = \frac{\gamma_{15}(\beta_{15} - \beta_{16})}{\beta_{12} - \beta_{16}} = \frac{50,28(60,07 - 7,8)}{55,9 - 7,8} = 54,64\% \quad (4,280)$$

$$\gamma_{16} = \gamma_{12} - \gamma_{15} = 54,64 - 50,28 = 4,36\% \quad (4,281)$$

$$\gamma_{12}\beta_{12} = \gamma_{15}\beta_{15} + \gamma_{16}\beta_{16} \quad (4,282)$$

$$54,64 * 55,9 = 50,28 * 60,07 + 4,36 * 7,8$$

$$3054,38 = 3054,33$$

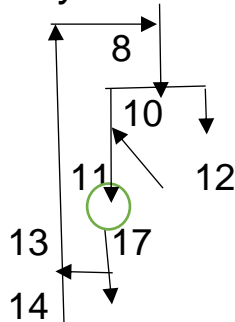
$$\varepsilon_{12} = \frac{\gamma_{12}\beta_{12}}{\beta_1} = \frac{54,64 * 55,9}{34,7} = 88,02\% \quad (4,283)$$

$$\varepsilon_{16} = \varepsilon_{12} - \varepsilon_{15} = 88,02 - 87,04 = 0,98\% \quad (4,284)$$

$$Q_{12} = \frac{\gamma_{12}Q_1}{100} = \frac{54,64 * 178,2}{100} = 97,37 \text{ т/год} \quad (4,285)$$

$$Q_{16} = Q_{12} - Q_{15} = 97,37 - 89,6 = 7,77 \text{ т/год} \quad (4,286)$$

11 вузол



$$\begin{cases} \gamma_{10} = \gamma_{11} + \gamma_{12} \\ \gamma_{10}\beta_{10} = \gamma_{11}\beta_{11} + \gamma_{12}\beta_{12} \end{cases} \quad (4,287)$$

$$C_{II} = 205\%$$

$$\gamma_8 = \gamma_{12} - \gamma_{17} = 54,64 - 12,57 = 42,07\% \quad (4,288)$$

$$\gamma_{11} = C_{II} * \gamma_8 = 2,05 * 42,07 = 86,24\% \quad (4,289)$$

$$\gamma_{13} = \gamma_{14} = \gamma_{11} + \gamma_{17} = 86,24 + 12,57 = 98,81\% \quad (4,290)$$

$$\gamma_{10} = \gamma_{11} + \gamma_{12} = 86,24 + 54,64 = 140,88\% \quad (4,291)$$

$$\beta_{10} = \frac{\gamma_{11}\beta_{11} + \gamma_{12}\beta_{12}}{\gamma_{10}} = \frac{86,24 * 56,26 + 54,64 * 55,9}{140,88} = 56,12\% \quad (4,292)$$

$$\beta_{13} = \beta_{14} = \frac{\gamma_{11}\beta_{11} + \gamma_{17}\beta_{17}}{\gamma_{13}} = \frac{86,24 \cdot 56,26 + 12,57 \cdot 59,95}{98,81} = 56,73\% \quad (4,293)$$

$$\gamma_{10}\beta_{10} = \gamma_{11}\beta_{11} + \gamma_{12}\beta_{12} \quad (4,294)$$

$$140,88 \cdot 56,12 = 86,24 \cdot 56,26 + 54,64 \cdot 55,9$$

$$7906,19 = 7906,24$$

$$\varepsilon_8 = \frac{\gamma_8\beta_8}{\beta_1} = \frac{42,07 \cdot 54,4}{34,7} = 65,95\% \quad (4,295)$$

$$\varepsilon_{11} = \frac{\gamma_{11}\beta_{11}}{\beta_1} = \frac{86,24 \cdot 56,26}{34,7} = 139,82\% \quad (4,296)$$

$$\varepsilon_{13} = \varepsilon_{14} = \varepsilon_{11} + \varepsilon_{17} = 139,82 + 21,72 = 154,54\% \quad (4,297)$$

$$\varepsilon_{10} = \varepsilon_8 + \varepsilon_{13} = 65,95 + 154,54 = 220,49\% \quad (4,298)$$

$$Q_8 = \frac{\gamma_8 Q_1}{100} = \frac{42,07 \cdot 178,2}{100} = 74,97 \text{ т/год} \quad (4,299)$$

$$Q_{11} = \frac{\gamma_{11} Q_1}{100} = \frac{86,24 \cdot 178,2}{100} = 153,68 \text{ т/год} \quad (4,300)$$

$$Q_{10} = \frac{\gamma_{10} Q_1}{100} = \frac{140,88 \cdot 178,2}{100} = 251,05 \text{ т/год} \quad (4,301)$$

$$Q_{13} = Q_{14} = \frac{\gamma_{13} Q_1}{100} = \frac{98,81 \cdot 178,2}{100} = 176,08 \text{ т/год} \quad (4,302)$$

12 вузол



$$\begin{cases} \gamma_6 = \gamma_8 + \gamma_9 \\ \gamma_6\beta_6 = \gamma_8\beta_8 + \gamma_9\beta_9 \end{cases} \quad (4,303)$$

$$\gamma_6 = \frac{\gamma_8(\beta_8 - \beta_9)}{\beta_6 - \beta_9} = \frac{42,07(54,4 - 12,39)}{51,6 - 12,39} = 45,07\% \quad (4,304)$$

$$\gamma_9 = \gamma_6 - \gamma_8 = 45,07 - 42,07 = 3,0\% \quad (4,305)$$

$$\gamma_6\beta_6 = \gamma_8\beta_8 + \gamma_9\beta_9 \quad (4,306)$$

$$45,07 \cdot 51,6 = 42,07 \cdot 54,4 + 3,0 \cdot 12,39$$

$$2325,61 = 2325,78$$

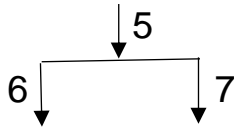
$$\varepsilon_6 = \frac{\gamma_6\beta_6}{\beta_1} = \frac{45,07 \cdot 51,6}{34,7} = 67,02\% \quad (4,307)$$

$$\varepsilon_9 = \varepsilon_6 - \varepsilon_8 = 67,02 - 65,95 = 1,07\% \quad (4,308)$$

$$Q_6 = \frac{\gamma_6 Q_1}{100} = \frac{45,07 \cdot 178,2}{100} = 80,31 \text{ т/год} \quad (4,309)$$

$$Q_9 = Q_6 - Q_8 = 80,31 - 74,97 = 5,34 \text{ т/год} \quad (4,310)$$

13 вузол



$$\begin{cases} \gamma_5 = \gamma_6 + \gamma_7 \\ \gamma_5 \beta_5 = \gamma_6 \beta_6 + \gamma_7 \beta_7 \end{cases} \quad (4,311)$$

$$\gamma_5 = \gamma_1 = 100\%$$

$$\gamma_7 = \gamma_5 - \gamma_6 = 100 - 45,07 = 54,93\% \quad (4,312)$$

$$\beta_7 = \frac{\gamma_5 \beta_5 - \gamma_6 \beta_6}{\gamma_7} = \frac{100 * 34,7 - 45,07 * 51,6}{54,93} = 20,83\% \quad (4,313)$$

$$\gamma_5 \beta_5 = \gamma_6 \beta_6 + \gamma_7 \beta_7 \quad (4,314)$$

$$100 * 34,7 = 45,07 * 51,6 + 54,93 * 20,83$$

$$3470 = 3469,8$$

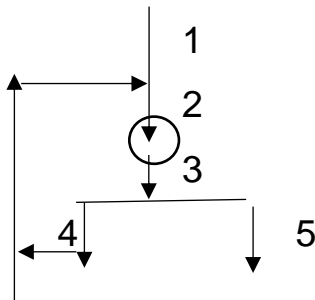
$$\varepsilon_5 = \varepsilon_1 = 100\%$$

$$\varepsilon_7 = \varepsilon_5 - \varepsilon_6 = 100 - 67,02 = 32,98\% \quad (4,315)$$

$$Q_5 = Q_1 = 178,2 \text{ т/год}$$

$$Q_7 = Q_5 - Q_6 = 178,2 - 80,31 = 97,89 \text{ т/год} \quad (4,316)$$

14 вузол



$$\begin{cases} \gamma_1 = \gamma_5 \\ \gamma_1 \beta_1 = \gamma_5 \beta_5 \end{cases} \quad (4,317)$$

$$100,0 * 34,7 = 100,0 * 34,7$$

$$3470 = 3470$$

$$C_i = 144\%$$

$$\gamma_1 = \gamma_5 = 100\%$$

$$\gamma_4 = C_i * \gamma_1 = 1,44 * 100 = 144,0\% \quad (4,318)$$

$$\gamma_2 = \gamma_3 = \gamma_1 + \gamma_4 = 100 + 144,0 = 244,0\% \quad (4,319)$$

$$\varepsilon_4 = \frac{\gamma_4 \beta_4}{\beta_1} = \frac{144,0 * 40,25}{34,7} = 167,03\% \quad (4,320)$$

$$\varepsilon_{2,3} = \varepsilon_1 + \varepsilon_4 = 100 + 167,03 = 267,03\% \quad (4,321)$$

$$Q_4 = \frac{\gamma_4 Q_1}{100} = \frac{144,0 \cdot 178,2}{100} = 256,61 \text{ т/год} \quad (4,322)$$

$$Q_{2,3} = Q_1 + Q_4 = 178,2 + 256,61 = 434,81 \text{ т/год} \quad (4,323)$$

$$\beta_2 = \beta_3 = \frac{\gamma_1 \beta_1 + \gamma_4 \beta_4}{\gamma_2} = \frac{100 \cdot 34,7 + 144 \cdot 40,25}{244,0} = 37,98\% \quad (4,324)$$

Таблиця 4.6 Вихідні данні для розрахунку водно-шламової схеми

Продуктивність за водою, м ³ /год		Вміст твердого у пульпі, %	
W ₁ =1,8	W ₂₀ =85,49	T ₁ =99,0	T ₂₀ =48,0
W ₃ =120,0	W ₂₁ =251,46	T ₃ =78,37	T ₂₁ =3,8
W ₄ =88,2	W ₂₃ =68,38	T ₄ =84,3	T ₂₃ =74,0
W ₅ =192,21	W ₂₄ =560,54	T ₅ =48,11	T ₂₄ =22,13
W ₆ =82,96	W ₂₅ =68,22	T ₆ =55,0	T ₂₅ =68,95
W ₇ =364,35	W ₂₆ =68,22	T ₇ =17,73	T ₂₆ =68,95
W ₈ =87,25	W ₂₇ =73,07	T ₈ =52,0	T ₂₇ =68,0
W ₉ =145,61	W ₂₈ =487,47	T ₉ =4,43	T ₂₈ =0,82
W ₁₁ =54,65	W ₃₀ =19,25	T ₁₁ =78,0	T ₃₀ =68,0
W ₁₂ =507,51	W ₃₁ =323,05	T ₁₂ =20,5	T ₃₁ =27,25
W ₁₄ =224,91	W ₃₂ =72,87	T ₁₄ =64,82	T ₃₂ =62,0
W ₁₅ =46,85	W ₃₃ =250,18	T ₁₅ =72,0	T ₃₃ =0,44
W ₁₆ =560,66	W ₃₄ =40,59	T ₁₆ =1,83	T ₃₄ =1,3
W ₁₇ =10,26	W ₃₅ =82,5	T ₁₇ =78,0	T ₃₅ =58,93
W ₁₈ =246,59	W ₃₈ =11,87	T ₁₈ =25,43	T ₃₈ =90,6
W ₃₆ =115,6	W ₃₇ =2,83	T ₃₆ =1,07	T ₃₇ =44,1
W _{30(п)} =7,76		T _{30(п)} =68,0	

Розраховую кількість свіжої води, що надходить в операцію:

$$L_I = W_I - W_1 - W_4 = 120 - 1,8 - 88,2 = 30 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,325)$$

$$L_{II} = W_{II} - W_3 = 280,41 - 240 = 40,41 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,326)$$

$$L_{III}=W_{III}-W_5 =447,31-192,21=255,1 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,327)$$

$$L_{IV}=W_{IV}-W_6=232,86-82,86=150,0 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,328)$$

$$L_V=W_V-W_8- W_{14}=562,16-87,25-224,91=250,0 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,329)$$

$$L_{VI}=W_{VI}-W_{11}- W_{17}=224,91-54,65-10,26=160,0 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,330)$$

$$L_{VII}=W_{VII}-W_{12}=607,51-507,51=100,0 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,331)$$

$$L_{VIII}=W_{VIII}-W_{15}=257,11-46,85=210,26 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,332)$$

$$L_{IX}=W_{IX}-W_{18}- W_{34}=336,95-246,59-40,36=50,0 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,333)$$

$$L_X=W_X-W_{20}- W_{26}=628,92-85,49-68,22=475,21 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,334)$$

$$L_{XI}=W_{XI}-W_{25}- W_{30}- W_{30(n)}=95,23-68,22-19,25-7,77=27,01 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,335)$$

$$L_{XII}=W_{XII}-W_{24}=560,54-560,54=0 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,336)$$

$$L_{XIII}=W_{XIII}-W_{27}- W_{36}- W_{37}=342,3-73,07-115,6-2,83=150,8 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,337)$$

$$L_{XIV}=W_{XVI}-W_{31}=323,05-323,05=0 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,338)$$

$$L_{XV}=W_{XV}-W_{32}=113,09-72,87=40,22 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,339)$$

$$L_{XVI}=W_{XVI}-W_{35}=113,29-82,5=30,79 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,340)$$

Розраховую розрідження продуктів та операцій:

$$R_1=\frac{W_1}{Q_1}=\frac{1,8}{178,2}=0,01 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,341) \quad R_{12}=\frac{W_{12}}{Q_{12}}=\frac{507,51}{97,37}=5,21 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,342)$$

$$R_3=\frac{W_3}{Q_3}=\frac{120}{434,81}=0,28 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,343) \quad R_{14}=\frac{W_{14}}{Q_{14}}=\frac{224,91}{176,08}=1,28 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,344)$$

$$R_4=\frac{W_4}{Q_4}=\frac{88,2}{256,61}=0,34 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,345) \quad R_{15}=\frac{W_{15}}{Q_{16}}=\frac{46,85}{89,6}=0,52 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,346)$$

$$R_5=\frac{W_5}{Q_5}=\frac{192,21}{178,2}=1,08 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,347) \quad R_{17}=\frac{W_{17}}{Q_{17}}=\frac{10,52}{22,41}=0,47 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,348)$$

$$R_6=\frac{W_6}{Q_6}=\frac{82,96}{80,31}=1,03 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,349) \quad R_{18}=\frac{W_{18}}{Q_{18}}=\frac{246,59}{67,19}=3,67 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,350)$$

$$R_7=\frac{W_7}{Q_7}=\frac{364,35}{97,89}=3,72 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,351) \quad R_{20}=\frac{W_{20}}{Q_{20}}=\frac{85,49}{63,1}=1,35 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,352)$$

$$R_8=\frac{W_8}{Q_8}=\frac{87,25}{74,97}=1,16 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,353) \quad R_{21}=\frac{W_{21}}{Q_{21}}=\frac{251,46}{4,46}=56,38 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,354)$$

$$R_9=\frac{W_9}{Q_9}=\frac{145,61}{5,34}=27,27 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,355) \quad R_{23}=\frac{W_{23}}{Q_{23}}=\frac{68,38}{149,17}=0,46 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,356)$$

$$R_{11}=\frac{W_{11}}{Q_{11}}=\frac{54,65}{153,68}=0,36 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,357) \quad R_{24}=\frac{W_{24}}{Q_{24}}=\frac{560,54}{147,34}=3,8 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,358)$$

$$R_{25}=\frac{W_{25}}{Q_{25}}=\frac{68,22}{233,41}=0,29 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,359) \quad R_{26}=\frac{W_{26}}{Q_{26}}=\frac{68,22}{233,41}=0,29 \text{ м}^3/\text{год} \quad (4,360)$$

$$R_{27} = \frac{W_{27}}{Q_{27}} = \frac{73,07}{143,63} = 0,51 \text{ м}^3/\text{год}(4,361) \quad R_{28} = \frac{W_{28}}{Q_{28}} = \frac{487,47}{3,71} = 131,39 \text{ м}^3/\text{год} (4,362)$$

$$R_{30} = \frac{W_{30}}{Q_{30}} = \frac{19,25}{67,74} = 0,28 \text{ м}^3/\text{год}(4,363) \quad R_{31} = \frac{W_{31}}{Q_{31}} = \frac{323,05}{79,8} = 4,05 \text{ м}^3/\text{год} (4,364)$$

$$R_{32} = \frac{W_{32}}{Q_{32}} = \frac{72,87}{79,07} = 0,92 \text{ м}^3/\text{год}(4,365) \quad R_{33} = \frac{W_{33}}{Q_{33}} = \frac{250,18}{0,73} = 342,71 \text{ м}^3/\text{год} (4,366)$$

$$R_{34} = \frac{W_{34}}{Q_{34}} = \frac{30,59}{0,37} = 82,68 \text{ м}^3/\text{год} (4,367) \quad R_{35} = \frac{W_{35}}{Q_{35}} = \frac{82,5}{78,7} = 1,05 \text{ м}^3/\text{год} (4,368)$$

$$R_{36} = \frac{W_{36}}{Q_{36}} = \frac{98,59}{1,24} = 79,51 \text{ м}^3/\text{год}(4,369) \quad R_{37} = \frac{W_{37}}{Q_{37}} = \frac{2,83}{2,85} = 1,06 \text{ м}^3/\text{год} (4,370)$$

$$R_{38} = \frac{W_{38}}{Q_{38}} = \frac{11,87}{74,79} = 0,16 \text{ м}^3/\text{год} (4,371) \quad R_{30(n)} = \frac{W_{30(n)}}{Q_{30(n)}} = \frac{7,76}{16,48} = 0,47 \text{ м}^3/\text{год} (4,372)$$

$$R_I = \frac{W_I}{Q_I} = \frac{120}{434,81} = 0,28 \text{ м}^3/\text{год} (4,373) \quad R_{IX} = \frac{W_{IX}}{Q_{IX}} = \frac{336,95}{67,56} = 4,99 \text{ м}^3/\text{год} (4,374)$$

$$R_{II} = \frac{W_{II}}{Q_{II}} = \frac{280,41}{434,81} = 0,64 \text{ м}^3/\text{год} (4,375) \quad R_X = \frac{W_X}{Q_X} = \frac{628,92}{296,51} = 2,12 \text{ м}^3/\text{год} (4,376)$$

$$R_{III} = \frac{W_{III}}{Q_{III}} = \frac{447,31}{178,2} = 2,51 \text{ м}^3/\text{год}(4,377) \quad R_{XI} = \frac{W_{XI}}{Q_{XI}} = \frac{95,23}{317,63} = 0,3 \text{ м}^3/\text{год} (4,378)$$

$$R_{IV} = \frac{W_{IV}}{Q_I} = \frac{232,86}{80,31} = 2,9 \text{ м}^3/\text{год} (4,379) \quad R_{XII} = \frac{W_{XII}}{Q_{XII}} = \frac{560,54}{147,34} = 3,8 \text{ м}^3/\text{год} (4,380)$$

$$R_V = \frac{W_V}{Q_V} = \frac{562,16}{251,05} = 2,24 \text{ м}^3/\text{год} (4,381) \quad R_{XIII} = \frac{W_{XIII}}{Q_{XIII}} = \frac{342,3}{147,54} = 2,32 \text{ м}^3/\text{год} (4,382)$$

$$R_{VI} = \frac{W_{VI}}{Q_{VI}} = \frac{224,91}{176,09} = 1,28 \text{ м}^3/\text{год}(4,383) \quad R_{XIV} = \frac{W_{XIV}}{Q_{XIV}} = \frac{323,05}{79,8} = 4,05 \text{ м}^3/\text{год} (4,384)$$

$$R_{VII} = \frac{W_{VII}}{Q_{VII}} = \frac{607,51}{97,37} = 5,21 \text{ м}^3/\text{год}(4,385) \quad R_{XV} = \frac{W_{XV}}{Q_{XV}} = \frac{113,09}{79,07} = 1,43 \text{ м}^3/\text{год} (4,386)$$

$$R_{VIII} = \frac{W_{VIII}}{Q_{VIII}} = \frac{257,11}{89,6} = 2,87 \text{ м}^3/\text{год}(4,387) \quad R_{XVI} = \frac{W_{XVI}}{Q_{XVI}} = \frac{113,09}{78,7} = 1,44 \text{ м}^3/\text{год} (4,388)$$

Результати розрахунку балансу води наведені в табл. 4.7.

Результати розрахунку якісно-кількісної та водно-шламової схем представлений в табл. 4.8.

Таблиця 4.7 – Баланс води

Входить в технологічний процес	L, м ³ /год	Виходить з процесу	W, м ³ /год
Вихідна руда W ₁	1,8	3 концентратом W ₃₈	11,87
Свіжа вода L _I	30	3 продуктом W ₇	364,35
Свіжа вода L _{II}	40,41	3 продуктом W ₉	145,61
Свіжа вода L _{III}	255,1	3 продуктом W ₁	560,66
Свіжа вода L _{IV}	150	3 продуктом W ₂₁	251,46
Свіжа вода L _V	250	3 продуктом W ₂₈	487,47
Свіжа вода L _{VI}	160	3 продуктом W ₃₃	250,18
Свіжа вода L _{VII}	100		
Свіжа вода L _{VIII}	210,26		
Свіжа вода L _{IX}	50		
Свіжа вода L _X	475,21		
Свіжа вода L _{XI}	27,01		
Свіжа вода L _{XII}	0		
Свіжа вода L _{XIII}	150,8		
Свіжа вода L _{XIV}	0		
Свіжа вода L _{XV}	40,22		
Свіжа вода L _{XVI}	30,79		
Всього:	2071,6		2071,6

Таблиця 4.8 – Результати розрахунку якісно-кількісних та водношламових схем

№ з/п	Назва продукту (операції)	γ, %	β, %	ε, %	Q, т/год	R, м ³ /т	W, м ³ /год	V, м ³ /год	T, %
1	2	3	4	5	6	8	9	10	11
I	Подрібнення 1 ст.								
	Надходить:								
1	Вихідна руда	100	34,7	100	178,2	0,01	1,8	180,00	99,00
4	Піски	144	40,25	167,03	256,61	0,34	88,2	304,40	84,30
L _I	Свіжа вода						30	70,42	
	Всього:	244		267,03	434,81	0,28	120	554,82	0,78
	Виходить:								
3	Подрібнений прод.	244	37,98	267,03	434,81	0,28	120	554,82	78,37
	Всього:	244		267,03	434,81	0,28	120	554,82	0,78
II	Класифікація 1ст.								
	Надходить:								
3	Подрібнений прод.	244	37,98	267,03	434,81	0,55	240	674,75	64,44
L _{II}	Свіжа вода						40,41	0,05	
	Всього:	244		267,03	434,81	0,64	280,41	674,80	0,61
	Виходить:								
5	Злив	100	34,7	100	178,2	1,08	192,21	370,40	48,11
4	Піски	144	40,25	167,03	256,61	0,34	88,2	304,40	84,30
	Всього:	244		267,03	434,81	0,64	280,41	674,80	0,61
III	Магн.сепар.1ст.1пр								
	Надходить:								
5	Злив	100	34,7	100	178,2	1,08	192,21	370,40	48,11

L _{III}	Свіжа вода						255,1	327,73	
	Всього:	100		100	178,2	2,51	447,31	698,13	0,28
	Виходить:								
6	Магн. продукт	45,07	51,6	67,02	80,31	1,03	82,96	146,02	55,00
7	Не магн. продукт	54,93	20,83	32,98	97,89	3,72	364,35	552,12	17,73
	Всього:	100	72,43	100	178,2	2,51	447,31	698,13	0,28
IV	Магн. сепар. Іст. 2пр								
	Надходить:								
6	Магн. продукт	45,07	51,6	67,02	80,31	1,03	82,86	146,02	55,00
L _{IV}	Свіжа вода						150	118,70	
	Всього:	45,07	51,6	67,02	80,31	2,90	232,86	264,71	0,26
	Виходить:								
8	Магн. продукт	42,07	54,4	65,95	74,97	1,16	87,25	144,17	52,00
9	Не магн. продукт	3	12,39	1,07	5,34	27,27	145,61	120,54	4,43
	Всього:	45,07	66,79	67,02	80,31	2,90	232,86	264,71	0,26
V	Класифікація 2ст.								
	Надходить:								
8	Магн. продукт	42,07	54,4	65,95	74,97	1,16	87,25	144,17	52,00
14	Подрібнений прод.	98,81	56,73	154,54	176,08	1,28	224,91	271,64	64,82
L _V	Свіжа вода						250	256,18	
	Всього:	140,88	111,13	220,49	251,05	2,24	562,16	672,00	0,31
	Виходить:								
11	Піски	86,24	56,26	139,82	153,68	0,36	54,65	197,03	78,00
12	злив	54,64	55,9	88,02	97,37	5,21	507,51	474,98	20,50
	Всього:	140,88	112,16	227,84	251,05	2,24	562,16	672,00	0,31
VI	Подрібнення 2 ст.								
	Надходить:								
11	Піски	86,24	56,26	139,82	153,68	0,36	54,65	197,03	78,00
17	Піски	12,57	59,95	21,72	22,41	0,46	10,26	28,73	78,00
L _{VI}	Свіжа вода						160	45,89	
	Всього:	98,81	116,21	161,54	176,09	1,28	224,91	271,64	0,44
	Виходить:								
14	Подрібнений продукт	98,81	56,73	154,54	176,08	1,28	224,91	271,64	64,82
	Всього:	98,81	56,73	154,54	176,08	1,28	224,91	271,64	0,44
VII	Знешламлення 1пр								
	Надходить:								
12	Злив	54,64	55,9	88,02	97,37	5,21	507,51	474,98	20,50
L _{VII}	Свіжа вода						100	74,06	
	Всього:	54,64	55,9	88,02	97,37	6,24	607,51	549,03	0,14
	Виходить:								
15	Знешламлений пр-т	50,28	60,07	87,04	89,6	0,52	46,85	124,44	72,00
16	Шлами	4,36	7,8	0,98	7,77	72,16	560,66	424,59	1,83
	Всього:	54,64	67,87	88,02	97,37	6,24	607,51	549,03	0,14
VIII	Класифікація 1А								
	Надходить:								
15	Знешламлений пр-т	50,28	60,07	87,04	89,6	0,52	46,85	124,44	72,00
L _{VIII}	Свіжа вода						210,26	168,50	
	Всього:	50,28	60,07	87,04	89,6	2,87	257,11	292,95	0,26
	Виходить:								
17	Піски	12,57	59,95	21,72	22,41	0,47	10,52	28,73	78,00
18	Злив	37,71	60,11	65,32	67,19	3,67	246,59	264,22	25,43
	Всього:	50,28	120,06	87,04	89,6	2,87	257,11	292,95	0,26
IX	Магн. сепар. ІІст.								
	Надходить:								
18	Злив	37,71	60,11	65,32	67,19	3,67	246,59	264,22	25,43
34	Немагнітний пр-т	0,2	18,9	0,11	0,37	109,08	40,36	28,46	1,30
L _{IX}	Свіжа вода						50	-43,85	
	Всього:	37,91	79,01	65,43	67,56	4,99	336,95	248,83	0,17
	Виходить:								
20	Пром. продукт	35,41	63,12	64,41	63,1	1,35	85,49	131,46	48,00
21	Немагнітний пр-т	2,5	14,2	1,02	4,46	56,38	251,46	117,37	3,80
	Всього:	37,91	77,32	65,43	67,56	4,99	336,95	248,83	0,17

X	Класифікація III ст.								
	Находить:								
20	Пром. продукт	35,41	63,12	64,41	63,1	1,35	85,49	131,46	48,00
26	Подрібнений прод.	130,98	65,3	240,71	233,41	0,29	68,22	338,52	68,95
Lx	Свіжа вода						475,21	397,40	
	Всього:	166,39	128,42	305,12	296,51	2,12	628,92	867,37	0,32
	Виходить:								
23	Піски	83,71	63,2	152,46	149,17	0,46	68,38	201,58	74,00
24	Злив	82,68	63,8	152,02	147,34	3,80	560,54	665,79	22,13
	Всього:	166,39	127	304,48	296,51	2,12	628,92	867,37	0,32
XI	Подрібнення 3 ст.								
	Находить:								
30	Піски	38,02	65	71,22	67,74	0,28	19,25	99,62	68,00
30(п)	Піски додатково	9,25	63,9	17,03	16,48	0,47	7,76	24,24	68,00
25	Піски	130,98	65,3	240,71	233,41	0,29	68,22	338,52	68,95
Lxi	Свіжа вода						27,01	0,00	
	Всього:	178,25			317,63	0,30	95,23	338,52	0,77
	Виходить:								
26	Подрібнений прод.	130,98	65,3	240,71	233,41	0,29	68,22	338,52	68,95
	Всього:	130,98	65,3	240,71	233,41	0,29	68,22	338,52	0,77
XII	Знешламлення 2 пр.								
	Находить:								
24	Злив	82,68	63,8	152,02	147,34	3,80	560,54	665,79	22,13
Lxii	Свіжа вода						0	-2,13	
	Всього:	82,68	63,8	152,02	147,34	3,80	560,54	663,66	0,21
	Виходить:								
27	Знешламлений прод.	80,6	65,1	151,16	143,63	0,51	73,07	211,22	68,00
28	Шлами	2,08	13,5	0,86	3,71	131,39	487,47	452,44	0,82
	Всього:	82,68	78,6	152,02	147,34	3,80	560,54	663,66	0,21
XIII	Класифікація 2А								
	Находить:								
27	Знешламлений прод.	80,6	65,1	151,16	143,63	0,51	73,07	211,22	68,00
36	Фільтрат	0,7	65,88	1,32	1,24	93,23	115,6	115,89	1,07
37	Перелив	1,5	65,84	2,85	2,67	1,06	2,83	6,05	44,10
Lxiii	Свіжа вода						150,8	61,14	
	Всього:	82,8	196,82	155,33	147,54	2,32	342,3	394,30	0,30
	Виходить:								
30	Піски	38,02	65	71,22	67,74	0,28	19,25	99,62	68,00
31	Злив	44,78	65,18	84,11	79,8	4,05	323,05	294,68	27,08
	Всього:	82,8	130,18	155,33	147,54	2,32	342,3	394,30	0,30
XIV	Магн.сепар.III ст.1пр								
	Находить:								
31	Злив	44,78	65,18	84,11	79,8	4,05	323,05	292,84	27,25
Lxiv	Свіжа вода						0	0,60	
	Всього:	44,78	65,18	84,11	79,8	4,05	323,05	293,44	0,20
	Виходить:								
32	Пром.продукт	44,37	65,65	83,94	79,07	0,92	72,87	127,53	62,00
33	Немагнітний пр-т	0,41	14,5	0,17	0,73	342,71	250,18	165,91	0,44
	Всього:	44,78	80,15	84,11	79,8	4,05	323,05	293,44	0,20
XV	Магн.сепар.III ст.2пр								
	Находить:								
32	Пром. прод.	44,37	65,65	83,94	79,07	0,92	72,87	127,53	62,00
Lxv	Свіжа вода						40,22	34,48	
	Всього:	44,37	65,65	83,94	79,07	1,43	113,09	162,01	0,41
	Виходить:								
34	Немагнітний прод.	0,2	18,9	0,11	0,37	82,68	30,59	28,46	1,30
35	Пром.прод.	44,17	65,86	83,83	78,7	1,05	82,5	133,55	58,93
	Всього:	44,37	84,76	83,94	79,07	1,43	113,09	162,01	0,41
XVI	Зневоднення								
	Находить:								
35	Пром.прод.	44,17	65,86	83,83	78,7	1,05	82,5	133,55	58,93

Lxvi	Свіжа вода						30,79	70,94	
	Всього:	44,17	65,86	83,83	78,7	1,44	113,29	204,49	0,41
	Виходить:								
36	Фільтрат	0,7	65,88	1,32	1,24	79,51	98,59	115,89	1,07
37	Перелив	1,5	65,84	2,85	2,67	1,06	2,83	6,05	44,10
38	Концентрат	41,97	65,86	79,66	74,79	0,16	11,87	82,55	90,60
	Всього:	44,17	197,58	83,83	78,7	1,44	113,29	204,49	0,41

ВИСНОВКИ

У кваліфікаційній роботі на тему «Розробка заходів щодо підвищення якості магнетитового концентрату в умовах АТ "Південний ГЗК"» було проведено аналіз існуючої технології збагачення магнетитових кварцитів, досліджено фактори, що впливають на якість концентрату, та розроблено комплекс технічних заходів щодо підвищення вмісту заліза у готовому продукті.

У процесі виконання роботи було розглянуто технологічну схему збагачувальної фабрики АТ «Південний ГЗК», проаналізовано основні показники роботи магнітного збагачення та встановлено, що якість магнетитового концентрату значною мірою залежить від гранулометричного складу живлення, ефективності подрібнення, режимів магнітної сепарації та своєчасного контролю технологічних параметрів.

На основі проведеного аналізу визначено основні причини втрат заліза та погіршення якості концентрату, серед яких недостатнє розкриття зростків магнетиту з породними мінералами, коливання якісних характеристик вихідної сировини та нераціональні режими роботи окремих технологічних апаратів.

Для підвищення якості магнетитового концентрату запропоновано комплекс заходів, спрямованих на оптимізацію процесів подрібнення та магнітної сепарації, покращення контролю технологічних показників, а також стабілізацію режимів роботи основного обладнання. А саме зниження годинної продуктивності по руді, оновлення водного режиму фабрики, зниження циркуляційного навантаження в операціях подрібнення, вилучення зі схеми пісків другої контрольної класифікації на секцію яка за технологією працює на нижчу якість, що дозволяє більше розкрити зростки руди для вилучення корисного компонента.

Реалізація запропонованих рішень дозволяє підвищити ступінь вилучення магнетиту та знизити вміст кремнезему в концентраті.

Виконані технологічні розрахунки підтвердили доцільність впровадження запропонованих заходів. Очікуваним результатом є підвищення вмісту загального заліза в магнетитовому концентраті до рівня 68,0%, покращення його якісних характеристик та зростання конкурентоспроможності продукції підприємства на ринку залізорудної сировини.

Таким чином, поставлена мета дипломної роботи досягнута, а розроблені заходи щодо підвищення якості магнетитового концентрату в умовах АТ «Південний ГЗК» є технічно обґрунтованими, економічно доцільними та можуть бути рекомендовані до практичного впровадження.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Південний гірничо-збагачувальний комбінат : офіційний вебсайт. URL: <https://www.ugok.com.ua>
2. Саєнко Є. В. Підвищення якості залізородного концентрату на ПРАТ «ПівнГЗК» за рахунок використання операції тонкого грохочення : магістерська кваліфікаційна робота. Запоріжжя: Метінвест Політехніка, 2025.
3. Сирко М. І. Обґрунтування технології отримання магнетитових концентратів з низьким вмістом кремнезему в умовах Центрального ГЗК : магістерська кваліфікаційна робота. Дніпро: НТУ «Дніпровська політехніка», 2023.
4. Прудкий Є. М. Вдосконалення технології флотаційного підвищення якості магнетитових концентратів на ПГЗК: магістерська кваліфікаційна робота. Дніпро: НТУ «Дніпровська політехніка», 2022.
5. Opalev A. S., Alekseeva S. A. Methodological substantiation of the choice for optimal modes of equipment operation during iron ore beneficiation. *Journal of Mining Institute*. 2022. Vol. 257. P. 806–815.
6. Morkun V., Morkun N., Tron V. High-energy ultrasound to improve the quality of purifying the particles of iron ore in the process of its enrichment. *Eastern-European Journal of Enterprise Technologies*. 2017. No. 6 (12). P. 41–51.
7. Бистров В. П., Моркун В. С. Дослідження впливу мікрохвильової обробки на розкриття магнетитових кварцитів. *Вісник Криворізького національного університету*. 2021. № 53. С. 112–118.
8. Губін Г. В., Скляр Л. В., Ярош Т. П. Дослідження процесів підвищення якості магнетитових концентратів Криворізького басейну. *Збагачення корисних копалин*. 2020. № 78. С. 25–33.
9. Niiranen K., Töyrä V., Krolop P. Reverse Cationic Flotation – A Possibility to Reduce Silicate Content in Magnetite Concentrate in LKAB's

Beneficiation Plants in Kiruna. International Mineral Processing Congress. 2018.

10. Muthaphuli P. Production of pelletizing concentrates from Zandriverspoort magnetite/haematite ore by magnetic separation. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2014. Vol. 114. P. 505–510.

11. Physical separation of iron ore: magnetic separation. *Iron Ore*. 2nd ed. Amsterdam : Elsevier, 2022. P. 309–332.

12. Morkun V., Tron V., Goncharov S. Mineral and Technological Features of Magnetite–Hematite Ores and Their Influence on the Choice of Processing Technology. *ACS Omega*. 2021.

13. Textural and Mineralogical Controls on Early Gangue Rejection in Low- and High-Grade Iron Ores. *Minerals Engineering*. 2025.

14. Morkun V. et al. Mineral and Technological Features of Magnetite–Hematite Ores and Their Influence on the Choice of Processing Technology. *ACS Omega*. 2021.

15. Yu Y., Li H. The Liberation Effect of Magnetite Fine Ground by Vertical Stirred Mill and Ball Mill. *Minerals Engineering*. 2013.

16. Pelevin A. E. Iron Ore Beneficiation Technologies and Ways to Improve Their Efficiency. *Journal of Mining Institute*. 2022.

17. Zhang S. et al. Recovering Iron Concentrate from Low-Grade Siderite Tailings Based on the Process Mineralogy Characteristics. *Minerals*. 2022.

18. Opalev A. S., Alekseeva S. A. Methodological Substantiation of the Choice for Optimal Modes of Equipment Operation During Iron Ore Beneficiation. *Journal of Mining Institute*. 2022.

19. Morkun V., Morkun N. Improving the Efficiency of Iron Ore Beneficiation by Demagnetization of Magnetite Floccules. *Mining Forum Proceedings*. 2024.

20. Pelevin A. E. Iron Ore Beneficiation Technologies and Ways to Improve Their Efficiency. Journal of Mining Institute. 2022.
21. Opalev A. S., Alekseeva S. A. Methodological Substantiation of the Choice for Optimal Modes of Equipment Operation During Iron Ore Beneficiation. Journal of Mining Institute. 2022.
22. Niiranen K., Töyrä V., Krolop P. Reverse Cationic Flotation – A Possibility to Reduce Silicate Content in Magnetite Concentrate in LKAB's Beneficiation Plants in Kiruna. International Mineral Processing Congress. 2018.
23. Yu Y., Li H. The Liberation Effect of Magnetite Fine Ground by Vertical Stirred Mill and Ball Mill. Minerals Engineering. 2013.