Міністерство освіти та науки України

Запорізький національний університет
(повне найменування вищого навчального закладу)

Інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю.М. Потебні
(назва факультету)

кафедра металургійного обладнання
(повна назва кафедри)

ВИПУСКНА КВАЛІФІКАЦІЙНА РОБОТА МАГІСТРА

На тему Аналіз та пошук раціональних умов окускування концентрату червоного шламу

Виконав: магістрант групи 8.1333

Невський Є.О.
(ПІБ) (підпис)

спеціальності

133 Галузеве машинобудування
(шифр і назва)

спеціалізація

_____
(шифр і назва)

Освітньо-професійна програма
133.00.12 Металургійне обладнання
(шифр і назва)

Керівник Власов А.О.
(прізвище та ініціали) (підпис)

Н.контроль Васильченко Т.О
(прізвище та ініціали) (підпис)

Запоріжжя – 2024 року

Запорізький національний університет
(повне найменування вищого навчального закладу)

Факультет Інженерний навчально-науковий інститут .

Кафедра металургійного обладнання .

Рівень вищої освіти магістр .
(другий (магістерський) рівень)

Спеціальність 133 Галузеве машинобудування .
(шифр і назва)

Спеціалізація .
(шифр і назва)

Освітньо-професійна програма 133.00.12 Металургійне обладнання
(шифр і назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедрою А.О. Власов

_____

“____”_____20___ року

Завдання
до випускної кваліфікаційної роботи магістра

Невського Євгена Олександровича
(прізвище, ім’я, по батькові)

1. Тема магістерської роботи: Аналіз коливань електродів ДСП у вертикальній площині
керівник магістерської роботи к.т.н., доцент Власов А.О.,
затверджені наказом вищого навчального закладу від “30“ вересня 2024 року № 1485-с.
2. Строк подання студентом магістерської роботи 10 грудня 2024 року.
3. Вихідні дані магістерської роботи техніко-економічні показники роботи глиноземного виробництва
4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): 1. Огляд і аналіз науково-технічних рішень підвищення енергоефективності механізмів приводу переміщення візка машини чищення виливниць та обґрунтування обраного напрямку роботи; 2. Розрахункова частина; 3. Дослідно-експериментальна частина; 4. Охорона праці та техногенна безпека в галузі. Загальні висновки та рекомендації .
5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов’язкових креслень): 1. Експериментальна установка – 1А1; 2. Графіки залежностей крупності – 1А1; 3. Логічна та математична схема – 1А1; 4. Вузли зливного патрубка – 1А1 5. Лінія виробництва брикетів – 1А1.

6. Консультанти розділів магістерської роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		Завдання видав	Завдання прийняв
1	Власов А.О., к.т.н, доцент		
2	Власов А.О., к.т.н, доцент		
3	Власов А.О., к.т.н, доцент		
4	Власов А.О., к.т.н, доцент		

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів магістерської роботи	Строк виконання етапів магістерської роботи	Примітки
1	Збір матеріалу на проектування	01.05.24 – 27.05.24	
2	Групування та аналіз зібраного матеріалу. Уточнення завдань проектування	01.09.24 – 15.09.24	
3	Виконання теоретичної частини проекту	16.09.24 – 16.10.24	
4	Виконання графічної частини проекту	17.10.24 – 17.11.24	
5	Написання та оформлення пояснювальної записки	18.11.24 – 30.11.24	
6	Перевірка проекту консультантами	01.12.24 – 08.12.24	
7	Попередній захист проекту	08.12.2024	
8	Переплітання пояснювальної записки	Згідно з графіком	
9	Захист проекту у ЕК	Згідно з графіком	

Студент _____ _____
(підпис) (прізвище та ініціали)

Керівник магістерської роботи _____ _____
(підпис) (прізвище та ініціали)

АНОТАЦІЯ

Невський Є.О. Аналіз та пошук раціональних умов окускування концентрату червоного шламу.

Кваліфікаційна випускна робота для здобуття ступеня вищої освіти магістра за спеціальність 133 – Галузеве машинобудування, науковий керівник А.О. Власов. Запорізький національний університет, інженерний навчально-науковий інститут, кафедра металургійного обладнання, 2024.

Виконано аналіз існуючих конструкцій гідроциклонів. Запропоновані параметри гідроциклону дають змогу отримати найменший вміст рідини в концентраті. Виконано моделювання сепараційних процесів в гідроциклонах флотаторах. Вказані рекомендації щодо турбулентної течії полідисперсної суспензії в гідроциклоні з інженктором.

Ключові слова: ГІДРОЦИКЛУВАННЯ, ОКУСКУВАННЯ, КОНЦНТРАТ ПУЛЬПИ, ЧЕРВОНИЙ ШЛАМ, СЕПАРАЦІЯ, ФЛОТАЦІЯ.

ABSTRACT

Nevskyi Ye.O. Analysis and Search for Rational Conditions for Sintering of Red Mud Concentrate.

Qualifying final work for obtaining a master's degree in specialty 133 - Industrial engineering, scientific adviser A.A. Vlasov. Zaporozhye National University, Engineering Educational Scientific Institute, Department of Metallurgical Equipment, 2024.

The analysis of existing hydrocyclone designs has been performed. The proposed hydrocyclone parameters allow obtaining the lowest liquid content in the concentrate. The modeling of separation processes in hydrocyclones and flotation machines has been performed. Recommendations regarding the turbulent flow of polydisperse suspension in a hydrocyclone with an injector have been given.

Keywords: HYDROCYCLING, AGGLUCATION, PULP CONCENTRATE, RED SLUDGE, SEPARATION, FLOTATION.

Зміст

Вступ 7
1 ОГЛЯД І АНАЛІЗ НАУКОВО-ТЕХНІЧНИХ РІШЕНЬ ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ГІДРОЦИКЛУВАННЯ І ОКУСКУВАННЯ ЧЕРВОНИХ ШЛАМІВ ТА ОБҐРУНТУВАННЯ ОБРАНОГО НАПРЯМКУ РОБОТИ 9
1.1 Опис технологічної схеми 9
1.2 Технологія виробництва глинозему 13
1.2.1 Байєр-процес 16
1.2.2 ОРГАНІЗАЦІЯ ВИРОБНИЦТВА 16
1.2.3 Мокрий помол 17
1.2.4 Витримання та знебремнення 19
1.2.5 Вилуговування 20
1.2.6 Переділ обладження червоного шламу 25
1.2.7 Промивка червоного шламу 27
1.2.8 Декомпозиція 27
1.2.9 Кальцінація гідроокису алюмінію 30
1.2.10 Переділ випарування (випарку) 30
2 РОЗРАХУНКОВА ЧАСТИНА 33
2.1 Огляд конструкцій конічних гідроциклонів [1] 33
2.2 Вибір геометричних параметрів гідроциклону [1] 34
2.3 Розрахунок основних параметрів гідроциклону [1] 36
3 ДОСЛІДНО–ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНА ЧАСТИНА 38
3.1 Опис експериментального стенду лінії гідроциклонування 38
3.2 Дослідження та пошук раціональних умов окускування концентрату червоного шламу 40
3.3 Моделювання сепараційних процесів в гідроциклонах флотаторах 42
3.4 Моделювання турбулентної течії полідисперсної суспензії в гідроциклоні з інженктором 46
4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА В ГАЛУЗІ 57

4.1 Виявлення та оцінка шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища 57
4.1.1 Характеристика ступеня безпеки процесу, рівня механізації 57
4.1.2 Аналіз потенційно небезпечних і шкідливих факторів виробничого середовища 58
4.2 Заходи щодо захисту від виявлених небезпечних і шкідливих факторів 60
4.3 Технічні рішення по гігієні праці і виробничий санітарії 61
4.3.1 Мікроклімат 61
4.3.2 Освітлення виробничих приміщень 62
4.3.3 Санітарно-побутові приміщення 62
4.4 Заходи щодо безпеки праці 63
4.5 Заходи протипожежної безпеки й захисту навколишнього середовища 64
4.6 Інженерний розрахунок витяжного зонта електропечі 66
ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ ТА РЕКОМЕНДАЦІЇ 69
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ЛІТЕРАТУРНИХ ДЖЕРЕЛ 70
СПИСОК ГРАФІЧНОГО МАТЕРІАЛУ 74
ДОДАТКИ 75

Вступ

Актуальність роботи. У світовій практиці на багатьох підприємствах, які виробляють глинозем на сьогодні існує велика проблема з утилізації промислових відходів. Велику шкоду навколишньому середовищу приносить накопичення червоних шламів. В світовій практиці є випадки коли накопичувачі червоних шламів несли руйнації населених пунктів з великою кількістю жертв.

Переробка червоних шламів не тільки полегшує екологічний стан регіону, а ще й може бути корисна у виробництві чорних металів. Осушені осади червоних шламів можуть використовуватись як розкислювачі або лігатура. [1]

Осушені піски для використання в чорній металургії потребують попередньої обробки – оґрудкування. Огудкування можно проводити декількома методами. Найбільш ефективний спосіб – це брикетування з послідуючим опіком для набуття необхідної міцності.

Мета і задачі дослідження. Метою роботи є оцінка можливостей осушування червоних шламів з урахуванням різноманітного гранулометричного складу пульпи, який тягне за собою зміну хімічного складу.

Для вирішення поставленої задачі були проведені дослідження міцності брикетів при різних сполучних речовинах, їх процентному вмісті в брикеті та для різних температурних умов. Щоб скоротити кількість дослідів, використали метод латинських квадратів, що дозволило провести дослідження з мінімальною кількістю експериментів..

Предмет дослідження – Структурні, конструктивні та динамічні параметри системи оґрудкування пісків червоних шламів для отримання металургійної сировини.

Об'єкт дослідження – система гідроциклонуванняя червоних шламів.

Апробація результатів. Основні положення роботи доповідалися на: Власов А., Невський Є., Пармьонов М. Застосування гідроциклонування для отримання концентрату червоного шламу. *І Міжнародна науково-практична*

конференція Інженерного навчально-наукового інституту ім. Ю. М. Потебні : Матеріали, м. Запоріжжя, 9–10 трав. 2024 р. Запоріжжя, 2024. С. 834–836. Опубліковано тези доповіді.

Структура та обсяг роботи. Магістерська робота складається зі вступу, чотирьох розділів, висновків, списку використаних джерел, додатків. Загальний обсяг роботи включає 75 сторінок, у тому числі 72 сторінки основного тексту, 16 рисунків, 7 таблиць, 38 найменувань використаних джерел на 4 сторінках, 1 додаток.

Робота виконана на кафедрі металургійного обладнання, інженерного навчально-наукового інституту Запорізького національного університету.

1 ОГЛЯД І АНАЛІЗ НАУКОВО-ТЕХНІЧНИХ РІШЕНЬ ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ГІДРОЦИКЛУВАННЯ І ОКУСКУВАННЯ ЧЕРВОНИХ ШЛАМІВ ТА ОБҐРУНТУВАННЯ ОБРАНОГО НАПРЯМКУ РОБОТИ

1.1 Опис технологічної схеми

Широке застосування алюмінію вимагає виробництва його у великих кількостях. Для виробництва алюмінію використовують кальцинований глинозем, який виробляють з бокситу методом спікання. Метод спікання застосовується для переробки висококремнистого бокситу. Він дозволяє отримувати чистий глинозем з руд (низькосортних бокситів, нефелінів тощо) з високим (вище 6%) вмістом кремнезему. За способом спікання можна перероблювати не лише різні боксити, але й нефеліни, глини, каоліни та інші алюмосилікатні породи, запаси яких майже невичерпні.

Процес, в якому відбуваються основні хімічні перетворення вважається процес спікання. Втім існують інші не менш важливі процеси у виробництві глинозему. Всі вони йдуть в наступному порядку:

1) Здрібнювання алюмінієвої руди та вапняку, мокрий розмел шихти в содовому розчині та коригування складу пульпи;
2) Спікання пульпи за температури 1300 °С за реакцією (1.1) – металалюмінієва кислота та карбонат натрію; (1.2) – гідрооксид алюмінію та карбонат:

$$2HAlO_2 + Na_2CO_3 \rightarrow NaAlO_2 + CO_2 + H_2O \quad (1.1)$$

$$2Al(OH)_3 + Na_2CO_3 \rightarrow 2NaAlO_2 + CO_2 + H_2O \quad (1.2)$$

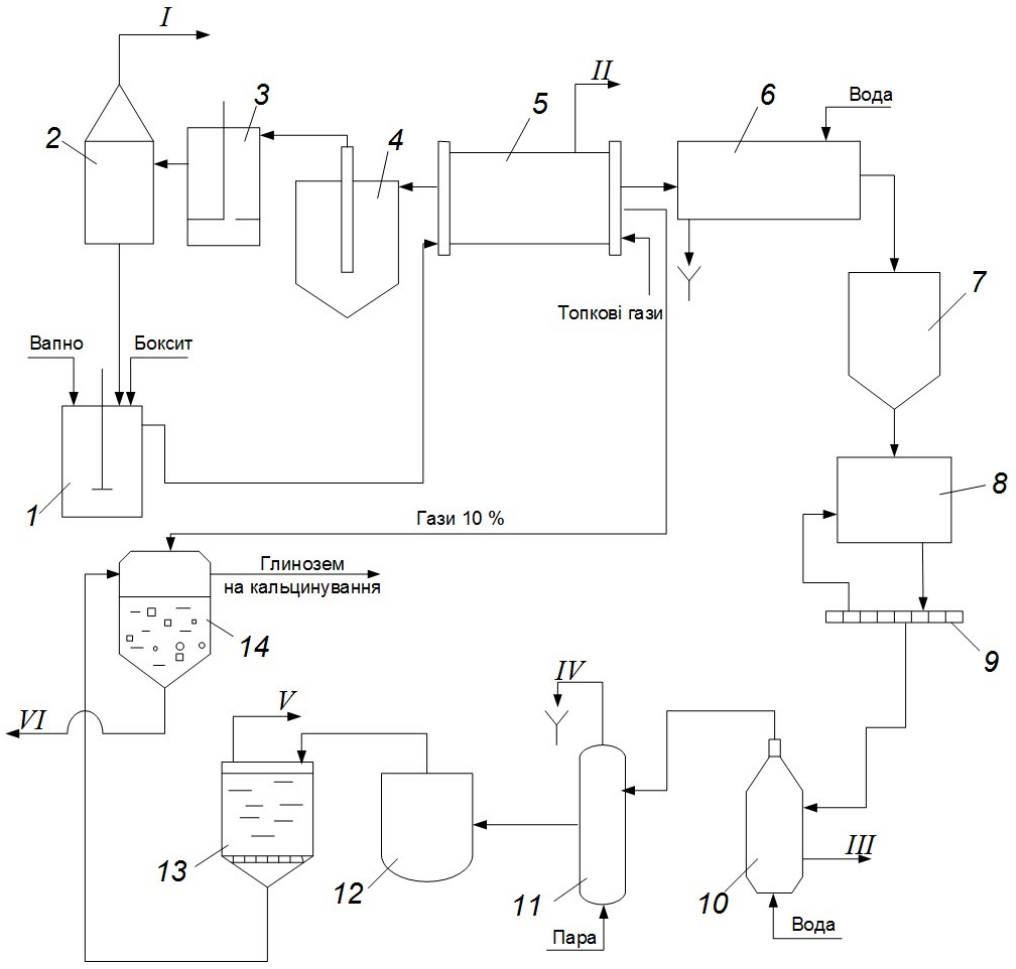
і утворенням дикальційсилікату:

$$SiO_2 + CaCO_3 \rightarrow 2CaO * SiO_2 + 2CO_2 \quad (1.3)$$

3) Дробленням утвореного спека та вилуговуванням з нього водою алюмінатів натрію і калію;

4) Знекремнення розчину – видалення з розчину алюмінатів непрореагованого оксиду алюмінію і домішок оксиду силіцію у вигляді білого шламу, що повертається в процес;
5) Карбонізація розчину алюмінатів дією оксиду вуглецю і осадження гідроксиду алюмінію;
6) Відділення гідроксиду алюмінію за температури 1200 °С.

Технологічну схему виробництва глинозему методом спікання наведено на рисунку 1.1.



1– змішувач шихти; 2 – скрубер-осаджувач; 3 – електрофільтр; 4 – циклон; 5 – трубчаста піч спікання; 6 – трубчастий холодильник; 7 – бункер спеку; 8 – дробарка; 9 – грохот; 10 – вилужувач; 11 – автоклав знекремнення; 12 – загусник; 13 – фільтр білого шламу; 14 – карбонізатор; I, II – відхідні гази; III – червоний шлам; IV – непрореагований оксид алюмінію; V – білий шлам; VI – содопродукт

Рисунок 1.1 – Технологічна схема виробництва глинозему методом спікання:

Згідно з наведеною схемою шихту, яка попередньо була сформована з тонко подрібненого бокситу, соди, оборотних продуктів, нагрівають і спікають у трубчастій печі *5* при температурі 1100-1300 °С, у результаті чого

утворюється спек. Утворений спек охолоджується в трубчастому холодильнику 6 і нагромаджується в бункері 7, звідки надходить у дробарку 8, а з неї – у грохот 9. Після грохоту продукт потрібної дисперсності спрямовується у вилужувач 10, куди надходить вода та слабкий зворотний розчин алюмінату натрію. Отриманий спек у вигляді кусків різного розміру і певного мінералогічного складу обробляють оборотним розчином лугів або водою для переведення спека і лугів в алюмінатний розчин. Тут відокремлюється червоний шлам, а алюмінатний розчин спрямовується в автоклав знекремнення 11, який обігрівається гострою парою (180 ^{o}C). Під час знекремнення розчину в автоклаві з нього видаляється непрореагований оксид алюмінію *IV* і домішки оксиду силіцію у вигляді білого шламу *V*, що повертають у процес. Пройшовши загусник 12 і фільтр 13, на якому відокремлюється білий шлам. Після очищення алюмінатного розчину від твердих домішків і кремнезему його розкладають методом карбонізації у карбонізаторі 14 для отримання в осаді гідрооксид алюмінію. Під час карбонізації у рідкій фазі гідрооксид алюмінію перетворюється на содопродукт *VI*, який надалі можна використовувати як вторинний матеріальний ресурс. Твердий гідрооксид алюмінію після промивки і фільтрації направляється на кальцинацію куди з печі спікання надходить газ, що містить оксид вуглецю (IV). Гідроксид алюмінію, що випадає з розчину, відокремлюється і після промивання спрямовується на кальцинування, а розчин карбонатів натрію та калію (содопродукт) після підкріплення спрямовується на приготування пульпи (шихти). Гази, що відходять з печі спікання, проходять через циклон 4, електрофільтр 3 і скрубер-осаджувач 2, де вивільняються від пилу спека, який повертається в процес, і викидаються в атмосферу [1].

Піч спікання за годину викидає до 300 тис. м^3 газу *II*, а в кожному з них до 150 мг пилу, що викликає застосування послідовно розташованих пилових камер, циклонів та електрофільтрів. Склад газів: оксиди вуглецю, смоли, сірчаний газ, пил. Вловлений пил повертають в піч, а частину газів після

додаткового очищення подають на карбонізацію в карбонізатор 14. Концентрації складових у газах *I* та *II*, які викидаються у навколишнє середовище вимірюють за допомогою газоаналізаторів типу УГ-2 та АМ-4, робота яких базується на підставі швидко трапляючих реакціях взаємодії дослідного газу з індикаторним порошком. Проби повітря беруться на висоті 1,5 м від підлоги. Шлам, що утворюється при вилуговуванні бокситових спеків, наразі не використовують і розміщують як відходи на так зване шламове поле[2].

Важливим фактором є правильний розмел шихти. В залежності від розмірів шматків, твердості і вологості бокситу дроблення відбувається у декілька стадій в щокових, молоткових дробарках. Крупність дроблення повинна бути достатньою для наступної операції – розмелу, який ведуть в трубчастих млинах. Боксит і вапняк розмелюють разом в содовому розчині після випарки. Додають в шихту свіжу соду для компенсації втрат лугів.

Сировиною для алюмінію служить глинозем. Це порошкоподібний окис алюмінію, що складається з двох модифікацій окису: альфа-глинозем і гаммаглинозем. Альфа-окис алюмінію – найбільш стійка форма, яка в природі спостерігається у вигляді мінералу корунду. Її основними характеристиками є міцна структура, велика твердість і хімічна стійкість: температура плавлення його більше 2054 °С. Отримують гамма-глинозем при зневодненні гідроокису алюмінію, він добре взаємодіє із розчинами лугів і кислот, має високу гігроскопічність. Нагрітий навіть до1000 °С гама глинозем утримує близько 1% води, і тільки тривала витримка при 1200°С повністю його озневоднює. Гамма-глинозем у своїй природі перетворюється на корунд [3].

Глинозем потрібний для отримання алюмінію. Спечений глинозем повинен бути сучасним матеріалом високої якості. Він знайшов застосування у виготовлення особливо термостійких виробів. При кальцинації (спеченні) глинозем піддають дії високих температур, 1200 – 1300 °С. Свій перелік корисних властивостей глинозем отримує за рахунок додаткової температурної обробки, а саме: підвищена термостійкість, електроізоляція,

пластичність, підвищена стійкість до зношення і стирання, покращена механічна стійкість, здатність до відтворення точних розмірів і форм готовим виробам. Кальцинований глинозем може виготовлятись і застосовуватись у вільному, неформованому вигляді, а також у вигляді зв'язаних виробів, але через те, що алюміній має високу хімічну активність він в природі зустрічається лише в зв'язаному стані, у формі різних мінералів і гірських порід.

Якість кінцевого продукту виробництва напряму залежить від якості проміжних продуктів кожного з процесів виробництва. Для певності належного протікання процесів виробництва доцільно визначити показники якості кожного з них та відобразити це у схему автоматизації. Це є хорошим кроком до введення вимог до контролю процесів, за їх спостереженням та дозволить спростити шлях впровадження системи якості *ISO* в подальшому, акцентуючи увагу на головних характеристиках якості.

1.2 Технологія виробництва глинозему

Глиноземом називається кристалічний окис алюмінію. Вона є основною сировиною для отримання алюмінію. Алюміній отримують із глинозему електролізом. Глинозем використовується також і в інших галузях промисловості (наприклад, для відбілювання паперу, виробництва спеціальних сортів цементу, цеолітів – речовин, що поглинають певний сорт молекул у присутності інших молекул тощо). Крім того, іноді буває рентабельно до складу виробництва глинозему включати виробництво рідкісних металів, супутніх алюмінію в руді (таких як галій, ванадій тощо).

Глинозем одержують із руди, що містить гірську породу - боксит. Боксити мають складний хіміко-мінералогічний склад. Основною і корисною їх частиною є різні модифікації гідрату окису (гідроокису) алюмінію ($Al(OH)_3$, AlOOH та ін.). До складу бокситів входять зазвичай оксиди заліза, кремнію, у малій кількості - сірки, титану, галію, хрому, ванадію та ін., а також карбонатні

солі кальцію, магнію, заліза, органічні речовини (залишки древніх рослин і тварин) та ін.

При рівному вмісті алюмінію цінність бокситу в основному залежить від наступних факторів (розташованих приблизно за ступенем важливості):

1) від сорту гідроксиду алюмінію, що входить до складу бокситу; за зростанням труднощів переробки боксити у цьому відношенні можна розташувати в ряд:

а) гіббситові (або гідаргілітові), що містять гідроксид алюмінію у вигляді $A1(OH)_3$;

б) гіббсит - бемітові;

в) бемітові AlOOH;

г) беміт – діаспорові; д) діаспорові (перекристалізована A lO BIH);

2) від вмісту кремнезему (SiO_2), при видаленні якого з бокситу певна частина гідрату окису алюмінію разом з нею йде у відвал і губиться;

3) від вмісту окису титану , що утворює дуже тверді опади на теплообмінних поверхнях апаратури і тим самим збільшують енергетичні витрати;

4) від вмісту карбонатів $CaCO_3$, $MgCO_2$, $FeCO_3$ на видалення яких витрачається частина необхідного для виробництва глинозему їдкого натру (NaOH);

5) від вмісту сірки, що забруднює глинозем і знижує, тим самим, якість алюмінію;

6) від вмісту органічних речовин, що уповільнюють зростання кристалів гідроксиду алюмінію і тим самим знижують продуктивність заводу;

7) від геологічного віку бокситів: стародавні боксити мають більш високу твердість і вимагають при переробці більших витрат енергії, ніж геологічно молоді боксити;

Надмірний вміст будь-яких інших домішок також є шкідливим та призводить до підвищення витрат на виробництво глинозему.

Спостерігається зв'язок між віком і типом бокситів: молоді, м'які боксити зазвичай є гиббситовыми, найдавніші - тверді боксити - ставляться до діаспоровим, а бемітові та інші займають за віком і твердістю проміжне положення. У зв'язку з цим значно різняться умови переробки бокситів. Найдешевшим при рівних витратах на видобуток і транспортування є глинозем, отриманий з гиббситовых бокситів, найдорожчим - з діаспорових.

Теорія зародження бокситових руд вказує на те, що боксити утворювалися, в основному в районах з теплим кліматом та великою кількістю опадів. У зв'язку з геологічними змінами клімату планети за нинішньою кліматичною картою, судити про цінність того чи іншого родовища складно. Але загальне становище таке, що у найбільш високоякісними є боксити тропічного поясу Землі (Ямайка, Гвінея, Австралія та інших.), а з просування північ їх цінність падає. Були розроблені рентабельні методи отримання глинозему також з інших алюмінієвих руд - нефелінових, алунітових та ін. Грецькі боксити відносяться до твердих діаспорових боксит, але ряд характеристик робить їх досить цінними. До них відносяться висока однорідність, високий вміст гідроксиду алюмінію, малий вміст окису титану, що накипеутворює, малий вміст органічних речовин. Деякі усереднені дані про боксити різних родовищ наведені в табл. 1.1 .

Таблиця 1.1 – Характеристика бокситів деяких родовищ

Країна	Тип бокситу	$A1_2O_2$ %	SiO_2 %	Fe_2O_3 %	TiO_2 %	П.П.П.	Кремній Ms ,
Гвінея	гіббсит	41-43	1,9-2,3	23-28	1,5-3,0	23-25	18-21
Гана	гіббсит	46-50	0,4-4,0	17-23	2,0-3,0	-	20-25
Франція	беміт	51-58	3-5	18-26	3-4	10-12	15-20
Угорщина	беміт	57-62	2-7	12-20	2,5-3,5	14-16	10-13
Югославія	гіббсит-беміт	53-58	1-4	20-24	2,5-3,5	18-24	10-20
Греція	діаспор	56-59	3-7	16-20	2,8-5,0	13-16	10-15

1.2.1 Байєр-процес

Основним етапом отримання глинозему з бокситової руди є вилучення з неї гідроксиду алюмінію. Найбільш простим та поширеним способом вилучення з бокситу гідроксиду алюмінію є спосіб, запропонований Байєром і званий Байєр-процесом. Він заснований на наступній хімічній властивості гідрату окису алюмінію: кристалічний гідроксид алюмінію, що входить до складу бокситу, добре розчиняється при високій температурі в розчині їдкого натру (каустичного лугу, NaOH), високої концентрації, а при зниженні температури та концентрації розчину знову кристалізується. Некорисні для отримання алюмінію речовини, що входять до складу бокситу (так званий, баласт) не переходять при цьому розчинну форму або перекристалізовуються і випадають в осад до того, як проводиться кристалізація гідроксиду алюмінію. Тому після розчинення гідроксиду алюмінію баласт може бути відокремлений та видалений у відвал. Очищений від сторонніх домішок розчин гідроксиду алюмінію в лугу являє собою в основному розчин алюмінату натрію $NaAlO_2$ піддається кристалізації. З цією метою концентрація лугу та температура розчину знижуються до певних значень, що є оптимальними для отримання кристалічного гідроксиду алюмінію. Кристалізація істотно прискорюється, якщо в розчині вже присутні кристали гідроксиду алюмінію достатньої крупності (зародки). Тому на цьому етапі в розчин спеціально вводять певну кількість дрібнокристалічного гідроксиду алюмінію, зване затравкою. Після достатнього ступеня кристалізації проводиться відділення твердого гідроксиду від розчину. Глинозем (Al_2O_3) виходить із гідроксиду алюмінію ($A1(OH)_3$) прожарюванням в печах останнього (кальцинацією) для видалення зв'язаної води.

1.2.2 ОРГАНІЗАЦІЯ ВИРОБНИЦТВА

Необхідною умовою виробництва глинозему є контроль та дотримання параметрів речовин і процесів на всіх етапах виробництва, починаючи від подачі в нього бокситу і закінчуючи розвантаженням готового глинозему. До

них, зокрема, відносяться: тонкість помелу, концентрація лугу, температура, тиск, витрата рідких та твердих речовин, витрата енергоносіїв та їх параметри, крупність затравки та багато іншого. Отримують ці дані ще на стадії проектування заводу за допомогою численних теоретичних розрахунків та експериментальних перевірок та коригують їх після запуску виробництва. Контроль за дотриманням технології здійснюється постійно спеціально - лабораторією, а дотримання умов виробництва є основною функцією інженерно-технічного персоналу та робітників.

Все глиноземне виробництво можна умовно поділити на окремі виробничі ділянки, переділи.

Переділом називається ділянка виробництва, що виконує певну функцію у процесі отримання глинозему із руди. Розрізняють переділи: розмелювання (або подрібнення); вилуговування; осадження та фільтрації червоного шламу; розкладання (декомпозиції) алюмінієвого розчину; фільтрація гідрату окису алюмінію; сушіння та прожарювання гідроксиду алюмінію отриманням глинозему; випарки, та іноді інші. Кожен переділ оформлений апаратурно до умовно-незалежної групи пристроїв, що обслуговується спеціалізованими працівниками.

Важливою складовою виробництва є енергетичне господарство, що поставляє електроенергію, тепло і пар для підігріву розчинів і сухих речовин.

Глиноземне виробництво експлуатує дуже велику кількість різних насосів та одиниць запірної арматури, і від їхньої надійності істотно залежить стабільність виробництва. Сьогоднішнє виробництво глинозему значною мірою автоматизовано.

1.2.3 Мокрий помол

У разі м'якої і пористої руди хімічна обробка починається із завантаження подрібненого бокситу в бак, з перемішуючим пристроєм (так звану, початкову мішалку) і наповнений попередньо лужним розчином певної концентрації (наприклад, для діаспорової руди до 280-300 г/л).

У разі твердої закристалізованої руди хімічна обробка часто починається з так званим млином мокрого помелу. Млин мокрого помелу, практично, є кульовим млином (рис. 1), тобто. закритий металевий циліндр, розташований горизонтально, в якому вільно розташовуються металеві кулі, млин може бути секціонований внутрішніми перегородками, і в кожній секції розміщуються кулі певного розміру - від великих до дрібних. Але на відміну від звичайного кульового млина помел у млині мокрого помелу виробляється в присутності розчину лугу при відношенні ж:т , що дорівнює 0,8:1,2; до діаспорових бокситів іноді додають 3-5% вапна Са(ОН)2.

Млин мокрого помелу може працювати періодично, але у виробництві зазвичай використовуються млина безперервної дії з відбором певної частини подрібненої руди спільно з лугом (така суміш називається пульпою). Відбір здійснюється безпосередньо з млина, або на виході класифікатора. Отримана пульпа з частинками, вже просоченими лужним розчином, надалі швидше проходить хімічні перетворення (розкривається), ніж суха порода, засипається в початкову мішалку. Розкриття бокситів визначається також наступними факторами: мінералогічним складом, будовою породи, щільністю, твердістю, розподілом домішок і будовою бокситів. Діаспорові боксити відносяться до найбільш важко розкривається, гиббситовые - до найбільш легко розкривається , проте інші типи займають проміжне становище, цим пов'язана технологія переробки, зокрема, вибір умов вилуговування (розчинення гідроксиду алюмінію). Наприклад, нижня температура вилуговування визначається тим, що гіббсит добре розчиняється в лугу при 100-105°С, беміт - при 150-200°С, а діаспор тому ж розчині розчиняється при температурі вище 200°С (температура розчинення залежить також від концентрації розчину луги; детальніше про це ми говоритимемо надалі).

Пульпа з мішалки мокрого помелу закачується відцентровими насосами в початкову мішалку, яку додається так званий оборотний розчин алюмінату натрію для створення потрібної концентрації розчину (280-300 г/л по лугу) і потрібного відношення ж:т.

1.2.4 Витримання та знебремнення

У початковій мішалці пульпа нагрівається до температури 90-95°С, а іноді до 90-95°С (ця температура може бути вищою за температуру кипіння води при тому ж тиску за рахунок фізико-хімічної температурної депресії; температура кипіння води при нормальному тиску становить 100 ° С, а 4-5 ° С припадають на температурну депресію. Тут практично починаються хімічні процеси отримання глинозему.

Пульпа, приготовлена в початковій мішалці (так звана, "сира пульпа") згідно з технологією байер-процесу повинна бути витримана при температурі 95-105°С протягом 4-8 годин (термін витримки визначається вмістом у руді кремнезему Si O2).

У безперервному виробництві для набору достатньої кількості годинника витримки використовуються кілька мішалок, через які пульпа протікає послідовно. У процесі витримки сирої пульпи реакція розчинення гідроксиду алюмінію в лугу йде дуже повільно. Але починається реакція зв'язування кремнезему лугом в Na_2SiO_3 з подальшим утворенням гідроалюмосилікату натрію, що випадає в осад (скорочено ГАСН'а), середній склад якого можна описати формулою $Na20.Al_2O_3.1,7SiO_2.2H_2O$. При 4-8 годинній витримці частина кремнію зв'язується в ГАСН і випадає в осад. Частина, що залишилася, зв'язується в ГАСН на наступному переділі - вилуговування пульпи. Починати знекремнення саме на даному етапі необхідно для запобігання заростанню теплообмінників та автоклавів переділу вилуговування. В цьому випадку кристалізація ГАСН відбувається у зваженому стані, а не на теплообмінних поверхнях. Знекремнення є процесом необхідним для видалення з бокситу кремнезему, який інакше може потрапити в глинозем. Але при цьому ГАСН відбирається і частина алюмінію і, отже, скорочується вихід (тобто відсоток вилучення) глинозему з бокситу. Оскільки практично ні з якими іншими речовинами, що містяться в боксіті, гідроксид алюмінію не зв'язується в

нерозчинні опади, то основні втрати глинозему у виробництві пов'язані з утворенням ГАСН. Якщо руді міститься у середньому понад 7% кремнезему, виробництво глинозему то, можливо нерентабельним.

Величина практичного виходу глинозему визначається тим, скільки глинозему йде у відвал разом із червоним шламом (відповідні розрахункові формули наведені у розділі, присвяченій осадженню червоного шламу).

1.2.5 Вилуговування

Розчинність кристалічного гідроксиду алюмінію в лугу залежить від сорту гідроокису, концентрації лугу, температури пульпи та відношення мольних концентрацій (міст) глинозему та лугу в розчині. Остання величина називається каустичним модулем a_{cu} :

$$a_{cu} = M_{NaOCu}/M_{Al2O3} = m_{Na2OCu}/m_{Al2O3} \cdot 1.645$$

де через М позначені відповідні мольні (г/моль), а через m масові (г/л) концентрації відповідних речовин.

Орієнтовні умови вилуговування гіббситових та діаспорових бокситів наведені в табл. 2; для інших типів бокситів умови проміжні між зазначеними двома.

Таблиця 1.2 - Умови вилуговування

Вид бокситів	$Na20_{cu}$ (г/л)	a_{cu}	Т, °С	Час, хв
Гіббситовий	180-220 100-150	1,7 1,5-1,6	95-105°С 140-150 ° С	60-120 20-40
Діаспоровий	280-300 180-200 115-140	3,4-3,6	230-240 245-260 280-315	60-120 20-40 2-5

Слід зазначити, що на різних глиноземних заводах використовуються не тотожні схеми та умови вилуговування навіть для однотипних бокситів. Це пов'язано як з відмінністю домішок у бокситів різних родовищ, так і з енергетичними та іншими можливостями виробництва. У загальному випадку

зазначено, що підвищення температури вилуговування в середньому знижує вартість глинозему. Тут протилежним чином діють дві групи чинників. З одного боку, підвищення температури тягне за собою подорожчання апаратури та збільшення енергетичних витрат. З іншого боку, це дозволяє знизити витрату лугу, збільшити вихід глинозему (до 2-3%) за рахунок поліпшення розкривності; відомо також, що вилуговування при підвищеній температурі скорочує часи вилуговування, осадження та декомпозиції, що також здешевлює виробництво.

Для вилуговування гіббситових бокситів іноді, а бемітових і діаспорових - завжди використовується автоклавна схема вилуговування (останнім часом часто використовується також, так зване, трубчасте вилуговування, дешевше за апаратурним оформленням). У цій схемі пульпа до власне вилуговування нагрівається до 150-180 ° С у спеціальних теплообмінниках, і тільки потім закачується в автоклави (судини високого тиску), де, як кажуть, вона остаточно «вариться». Використання теплообмінників поряд з автоклавами обумовлено тим, що вони мають набагато більшу поверхню, що теплопередає, ніж автоклави. Тому достатньо 1-2-х теплообмінників для нагрівання пульпи від 100-105°С до 150-180°С, тоді як для нагрівання пульпи від 150-180°С до 230-260°С потрібно 6-8 автоклавів. Причому власне вилуговування проводиться в останніх 2-3 автоклавах, в яких температура пульпи доходить до величини вище температури початку розчинення бокситу (для діаспорового бокситу - близько 200 ° С). Використання теплообмінників замість автоклавів для подальшого підвищення температури не практикується з двох причин: а) до температури 150-180°С утворення та відкладення твердих опадів (ГАСН, окису титану та ін) відбувається повільно, і немає небезпеки заростання досить вузьких каналів теплообмінників; б) теплообмінники менш міцні, ніж автоклави через чисельність зварних швів. При вищій температурі відкладення посилюється . Що стосується автоклавів, то, маючи великі діаметри (до 3 м) і порівняно невелику кількість нагрівальних трубок, вони можуть бути очищені зсередини. Для посилення теплообміну та масообміну ці судини зазвичай

забезпечуються мішалками. Для очищення теплообмінних трубок від осаду в автоклавах передбачаються люки. Очищення проводиться приблизно раз на 3-4 місяці. При цьому автоклавна батарея вимикається і у виробництво вводиться запасна батарея.

Очищення проводиться зазвичай температурним відпалом опадів та оббивкою поверхонь, а також хімічним розчиненням опадів. Мабуть, ще однією позитивною стороною поділу установки вилуговування на дві частини – підігрівачі та автоклави – є можливість раціонального використання насосів для перекачування пульпи. У глиноземному виробництві задіяна велика кількість різних насосів. Від їхньої надійності багато в чому залежить стабільність роботи виробництва. При температурах до 150-180 ° С (8-10 атм) можна користуватися відцентровими насосами. Їх перевагами є простота обслуговування та висока продуктивність, недоліком - порівняно малий натиск, тобто. обмежена можливість розвивати тиск. Разом з тим, для вилуговування пульпи при 240-260 ° С необхідно створити до 30-45 атм, а при 280-300 ° С - 60-80 атм (залежно від концентрації лугу). Тому після теплообмінників перед автоклавною батареєю доводиться ставити дорожчі та складніші поршневі або мембранні насоси великої продуктивності (300- 500 м/година і вище). (Під час переробки гиббситовых бокситів можна обійтися відцентровими насосами, оскільки їх вилуговування відбувається при температурі до 150°С, що відповідає 6-8 атм для концентрації $N_A 2 O_{CU}$ 100-150г/л).

Високотемпературні трубчаті вилуговувачі

Вилуговування при температурі понад 280 ° С прийнято називати високотемпературним. Автоклавне високотемпературне вилуговування не знайшло поширення через дорожнечу автоклавів, що працюють при тиску 60-100 атм. Високотемпературне вилуговування почало поширюватися тільки після розробки (у ФРН) установки трубчастого вилуговування, в якій вилуговування відбувається при русі пульпи в трубі великої довжини (до 1 км). Довжина труби визначається продуктивністю та часом витримки. Нагрівання

здійснюється за рахунок теплообміну за принципом "труба-в-трубі" (основна труба укладена в іншу трубу). Теплоносій (гаряча пара або варена пульпа) рухається в міжтрубному просторі.

Переваги трубчастого вилуговування перед автоклавним такі:

1. простота, оскільки для його виготовлення використовуються серійні труби високого тиску, а не товстостінні судини з нержавіючої сталі, що проектуються та виготовляються за спеціальним замовленням;
2. відсутність необхідності в пристроях, що перемішують: тут пульпа перемішується за рахунок турбулентності, рухаючись трубами малого перерізу;
3. для нагрівання пульпи служить майже вся поверхня труби, а не лише поверхня теплообмінних трубок, як це має місце в автоклавах.

До недоліків трубчастого вилуговувача можна віднести такі:

1) Велика площа розміщення труби (але може бути скорочена, якщо трубу розташовувати у кількох рівнях);

2) Складність очищення внутрішніх поверхонь від опадів; в даному випадку малоприйнятним є механічний спосіб очищення та переважно використовується хімічне очищення за допомогою спеціальних реагентів; але це подорожчає виробництво та викликає екологічні проблеми.

Самовипарники та сепаратори

До складу апаратури переділу вилуговування входять самовипарники пульпи, забезпечені сепараторами пари. Вони складають батарею, паралельну батареї автоклавів або розташовану вздовж трубчастого вилуговувача. Самовипарники є судинами високого тиску, забезпечені спеціальними пристроями. Кожен самовипарник в батареї, починаючи з першого, який надходить пульпа з останнього автоклава, працює при тиску і температурі нижчих, ніж попередній. Батарея самовипарників виконує дві функції:

1) знижує тиск і температуру пульпи до звичайних (I атм, 95-100°С) значень для того, щоб можна було продовжувати подальшу обробку пульпи у відкритих судинах;

2) повертає (рекуперує) енергію, витрачену на нагріванні пульпи автоклави.

В даний час циркуляція тепла на переділі вилуговування вдосконалена настільки, що до 80% витраченого тепла повертається в систему, і тільки близько 20% тепла, що використовується при вилуговуванні, вводиться від джерела теплопостачання. Нагрів здійснюється зазвичай парою, що поставляється парової котельні (рідше нагрівання здійснюється яким-небудь високотемпературним органічним теплоносієм - ОТ).

Самовипарник є посудиною високого тиску, в який пульпа надходить через спеціальний автоматичний голчастий регулятор, виготовлений з абразійностійких металів. У самовипарнику підтримується тиск нижче тиску пульпи на його вході. Перетин отвору регулятора підбирається таким, щоб тиск у батареї вилуговування не впав нижче заданої величини. Виходячи з регулятора з великою швидкістю в простір з тиском, нижче за тиск кипіння, розчин пульпи закипає і частково розбризкується. Внаслідок цього відбувається сильне паровиділення. При цьому пара збирається у верхній частині самовипарника, а пульпа у нижній. Для уловлювання бризок, які можуть захопитися парою і забруднити його, ставляться спеціальні пластини, жалюзі - бризкоуловлювачі. Система відокремлення пари від рідини називається сепаратором.

Через технічні чинники (знос регулятора, збільшення обсягів паросборников тощо.) зниження тиску кожному самовипарнику виробляється на невелику величину, зазвичай, на 10-15 атмосфер. З першого самовипарника пульпа надходить у другий, де відбуваються самі процеси і відокремлюється пара нижчої температури, тощо. В одній батареї встановлюється до 6-8 самовипарників. Пара від кожного самовипарника надходить в автоклав або нагрівач. Проходячи теплообмінними трубками і віддаючи тепло, пара охолоджується і конденсується. Гаряча вода (конденсат), що утворилася, по трубі - конденсатовідвіднику - надходить в конденсатор - спеціальний посуд для збору конденсату.

Кількість конденсаторів зазвичай дорівнює кількості автоклавів. і нагрівачів зазвичай протитоку, тобто пульпа рухається у бік підвищення, а пара - назустріч їй, у бік зниження температури.

Таким чином, тепло нагрітої пульпи, за винятком тієї частини, яка через поверхню йде в навколишній простір, повертається до системи. Для скорочення втрат тепла через поверхню труб та апаратів її покривають товстими шарами теплоізоляції.

1.2.6 Переділ обладження червоного шламу

З останнього самовипарника "зварена" пульпа потрапляє при температурі близько 95°С в накопичувальний бак з мішалкою (говорять просто, "в мішалку"). Ця пульпа складається з алюмінатного розчину, що містить до 260 г/л Na_2OCu і до 250 г/л Al_2O_3 нерозчинного осаду, що частково знаходиться в цьому розчині.

Осад цей складається з ГАСН, Fe_2O_3, TiO_2 та інших оксидів. Окис заліза надає осаду червоного кольору, у зв'язку з чим осад називають "червоним шламом". Корисним продуктом у цій пульпі є лише розчин алюмінату натрію. І тому наступним завданням після вилуговування є завдання відокремлення розчину від червоного шламу.

Найбільш дешевим методом відокремлення твердих частинок від розчину є осадження, тобто процес накопичення твердого осаду на дні судини за рахунок його поступового падіння в рідині.

Частинки червоного шламу мають досить малі розміри – у середньому від І до 200-300 мкм, максимально до 2000 мкм. Тому падіння їх є повільним процесом. Для випадання великої маси осаду в порівняно стислий термін необхідні великі площі осадження при малій висоті падіння. Швидкість падіння частинок зростає зі зниженням концентрації розчину та його температури. Тому пульпу перед осадженням розбавляють та охолоджують до певних значень концентрації та температури. Крім того, для прискорення осадження використовують спеціальні добавки – флокулянти. Для розведення та

охолодження використовують не чисту воду, а так звану "промивну воду" (промводу) - слабкий лужний розчин алюмінату натрію, отриманий від промивання червоного шламу. Використання промводи, по-перше, скорочує втрати чистої води, а по-друге, повертає в оборот гідроксид алюмінію та й луг, поглинені (абсорбовані) червоним шламом.

Апарати для осадження є судинами (чани) з досить великою площею перерізу ("дзеркалом" розчину). З метою збільшення загальної робочої поверхні та одночасно зменшення висоти осадження ці судини секціонують (поділяють) декількома горизонтальними перегородками – днищами. У кожній секції осадження відбувається практично незалежно, а результати роботи складаються. Твердий осад з дна кожної секції автоматично вдається спеціальними скребками, а очищений розчин (злив) зливається в окремий бак. Кількість осаджувачів вибирають із розрахунку необхідної продуктивності системи.

Вихід червоного шламу приблизно можна визначити за формулою

$$k = F + 1{,}5T + 2{,}66\ S$$

де k - вихід червоного шламу, кг на 1т бокситу,

F , T і S - відповідно кількості Fe_2Os , $T1O_2$ і $S1O_2$ (кг на 1т бокситу)

У відсотковому обчисленні вихід червоного шламу можна визначити, знаючи зміст Fe_2O_3 в шламі:

$$Ф = (F/Fs)\cdot 100\%$$

де Ф - вихід червоного шламу у %,

F_s - вміст Fe_2O_3 у шламі, кг на 1т.

Вихід Al_2O_3 в розчин при вилуговуванні може бути визначений за рівнянням

$$n'_{Al2O3}=(A\text{-}Фa_S*0{,}1)/A\cdot 100\%$$

де n'_{Al2O3} - вихід глинозему, %; A і A_s - вміст Al_2O_3 відповідно в боксіті та шламі, кг на 1т.

До переділу осадження червоного шламу можна умовно віднести, так звану, "контрольну фільтрацію" - відділення дуже дрібних (менше I мкм)

частинок зі зливу, отриманого після осадження червоного шламу. Фільтрація на відміну осадження є, найчастіше, процесом примусовим. Він полягає в пропусканні очищуваного розчину через пористу перегородку (тканину та ін.) під тиском. Розміри пір вибираються досить дрібними, щоб затримати більшу частинку частинок. Фільтри мають різні конструкції і можуть бути класифіковані за безліччю ознак: безперервні та періодичні, стрічкові та барабанні, вакуумні та під надлишковим тиском, тощо.

Осад із контрольної фільтрації зазвичай не промивають, щоб не забруднювати промводу, а видаляють у відвал. Відфільтрований розчин (фільтрат) відправляється на переділ декомпозиції (розкладання), червоний шлам – на промивання.

1.2.7 Промивка червоного шламу

Просочений розчином шлам, відокремлений від алюмінію на переділі осадження, містить до декількох відсотків від ваги шламу лугу і гідроксиду алюмінію Вилучення цих речовин проводиться промиванням шламу водою в кілька стадій. відділення шламу від розчину, що утворився осадженням. Конструкція пристроїв для промивання шламу мало відрізняється від звичайних осаджувачів, алюмінатом натрію, промводу від промивання червоного шламу.

1.2.8 Декомпозиція

Злив після осадження червоного шламу та контрольної фільтрації прямує на декомпозицію. Процес декомпозиції називають також розкладанням чи викручуванням. Переділ декомпозиції в технологічному відношенні вважатимуться найтоншим місцем виробництва глинозему. Від, наскільки точно підтримуються умови декомпозиції, залежить крупність і міцність кристалів глинозему, і навіть стійкість кристалізації, тобто. ваговий вихід гідроксиду алюмінію.

Декомпозиція, як ми зазначали, полягає в тому, що алюмінатний розчин при відносно низьких температурах (50-70°С) і концентрації лугу (130-170г/л) і малому значенні каустичного модуля (а « =1,6-1,7) починає мимоволі розкладатися на гідроокис алюмінію $A1(OH)_3$ і луг NaOH (цей процес іноді називають гідролізом). Нерівноважність цього процесу забезпечується кристалізацією гідроксиду алюмінію та зростанням кристалів з часом. Для зсуву рівноваги в розчин вводиться травлення - деяка маса дрібних кристалів, на яких починають наростати нові шари гідроксиду. Як затравка використовується тільки свіжий або промитий лугом (активізований) гідроксид алюмінію.

Процес зростання кристалів дуже повільний. Для забезпечення такої тривалості витримки розчин перетікає через кілька судин (декомпозерів) дуже великої ємності (3000 $м^3$). Зростання кристалів прискорюється при перемішуванні розчину; тому декомпозери забезпечуються механічними (ланцюговими та лопатевими) або аероліфтними пристроями, що перемішують. У кожному декомпозер підтримуються певні індивідуальні умови. З останнього декомпозер отримують суміш розчину і твердих частинок (суспензію) для подальшої переробки.

Загальні закономірності зростання кристалів такі:

1) максимальну швидкість зростання кристалів гідроксиду алюмінію досягає при 30-40°С, але при цьому кристали виходять досить крихкими і надалі легуо подрібнюються. За більш високої температури кристали ростуть повільніше, але стають міцнішими. Тому температуру декомпозерах не знижують нижче 45°С, а першому декомпозері підтримують її лише на рівні 60-70°С. Поступове зниження температури сприяє рівномірному розкладанню та одержанню крупнозернистого гідроксиду.
2) Каустичний модуль розчину на декомпозиції, званого маточним, на початку декомпозиції доводять до 1,5-1,7, а потім у міру випадання кристалів гідроксиду алюмінію він підвищується. При км = 3,5 із розчину виділяється 50-52% всього глинозему. Після цього швидкість розкладання

різко падає і тому розкладання зазвичай припиняють за А ™ = 3,3 - 3,6.

3) Для збільшення швидкості росту кристалів і поліпшення їх якості розчин може бути додана луг, але через подорожчання виробництва цей прийом використовується рідко.
4) На зростанні кристалів негативно позначається наявність у розчині органічних речовин, які обволікаючи кристали, уповільнюють їх зростання. Перевищення концентрації органічних речовин над певним рівнем веде до різкого падіння виходу кристалічного гідроксиду алюмінію. У зв'язку з цим виникає необхідність стежити за концентрацією органічних речовин у декомпозерах та регулювати їхній рівень.
5) Розкладання без затравки практично не використовується . Al_2O_3 в розчині. декомпозиції) гідроокису алюмінію, і в першому декомпозері підтримується затравальне відношення від 2 до 4. Існує мінімальний розмір кристала ("зародків" кристалів), при якому починається кристалізація на його поверхні. затравки використовують гідроокис із частинками від I до 80 мкм. (У середньому - 40-60 мкм).

До переділу декомпозиції слід також віднести класифікатори, фільтри та іншу апаратуру, що служить відділення кристалів від розчину та його класифікації (розділу) по крупности.

На переділі декомпозиції часто використовується поділ (класифікація) частинок крупно у зваженому стані, тобто. у потоках розчину. Для відбору часток використовують як відмінність у швидкості падіння великих і дрібних частинок, так і різний їх опір при перетині потоків рідини. В результаті цього в різних частинах апарату збираються різні по більшості частинки.

Остаточне відділення твердої частини (фази) від рідкої проводиться у звичайних осадниках та фільтрах з відмиванням частинок у репульпаторах. Отримана волога маса часток висушується. Після цього, якщо не було попередньої класифікації, проводиться розсіювання твердої фази на ситах. При цьому відокремлюються частинки більше 40 мкм. У середньому таких частинок налічується до 25% загальної ваги твердої фази. Ця частина гідроксиду

алюмінію використовується для отримання глинозему. 75% дрібного гідроксиду алюмінію, що залишилися, вводяться на початок декомпозиції в якості затравки.

Основні показники процесу декомпозиції такі:

1) швидкість розкладання розчину (або вихід гідроксиду алюмінію в одиницю часу);

2) зернистість (або дисперсійний склад) гідроксиду алюмінію;

3) продуктивність декомпозерів (або знімання Al_2O_3 кг на 1м ^{3} ємності декомпозера на добу).

1.2.9 Кальцінація гідроокису алюмінію

Глинозем (Al_2O_3) отримують з гідрату окису алюмінію прожарюванням (кальцинацією) останньої при температурі до 1200°С обертових печах або печах зваженого шару. Останній метод більш простий та економічний. Для зниження енерговтрат перед прожарюванням гідроокис часто підсушують при температурі 200-300°С. При прожарюванні з гідроокису алюмінію видаляється хімічно зв'язана вода, і гідроокис перетворюється на оксид алюмінію, тобто. у глинозем - кінцевий продукт глиноземного виробництва.

1.2.10 Переділ випарування (випарку)

Випарювання є допоміжним переділом, що не пов'язане з отриманням глинозему. Цей переділ призначений повернення їдкого натру з маточного розчину (отриманого на декомпозиції після відділення твердих частинок) на переділ вилуговування. Зрозуміло, що таке повернення здійснюється за рахунок витрати додаткової енергії. Але сумарні енергетичні витрати виробництва істотно скорочуються, оскільки вартість енергетичних витрат виявляється нижчою за вартість їдкого натру, що повертається. Цьому сприяє і те, що енергетичні витрати вдається суттєво знизити за рахунок рекуперації тепла, подібно до тієї, що здійснюється на переділі вилуговування.

Випарювання складається з батареї випарних апаратів. Оптимальною вважається батарея із 4-5 корпусів. При подальшому підвищенні числа корпусів - щаблів-надмірно зростають втрати енергії в навколишнє середовище. Матковий розчин після декомпозиції містить 150-160 г/л Na_iO_{cn} . Разом з тим, для вилуговування діаспорових бокситів використовується розчин до 280-300г/л лугу. Таким чином, завдання випарної батареї - випарувати зайву воду з маточного розчину для того, щоб підняти його концентрацію до потрібної величини. Додаткова труднощі виникає тут у зв'язку з тим, що в маточному - розчині міститься в розчиненому стані досить багато карбонатної лугу - соди Na_iCO_i. Вона потрапляє туди при вилуговуванні бокситів: карбонати кальцію, магнію, заліза та ін. металів при взаємодії з їдким натром дають соду, яка зберігається в розчиненому стані в маточному розчині. Якщо ця сода не буде видалена, то разом з їдким натром вона потрапляє в переділ вилуговування і почне щоразу накопичуватися в процесі.

Для виведення соди використовують особливості її розчинності в лужних розчинах: у разі підвищення концентрації їдкого натру до 300-350 г/л сода починає випадати в осад. Тому у випарній батареї маточний розчин випарюють саме до 300-350 г/л; при цьому більша частина соди випадає в осад і після охолодження її розчину видаляють осадженням і фільтруванням. Одночасно сода захоплює більшу частину органічних речовин та інших сторонніх домішок і виводить їх з обороту (від цих домішок сода набуває рудого відтінку, і тому її називають "рудою содою"). Постійне виведення з розчину соди та домішок не дозволяє їм накопичуватися в процесі. Причому випарювання дозволяє регулювати потоки матеріалів, що виводяться. При їх накопиченні понад певну величину виробляється глибша випарювання розчину, при якій випадає більша кількість соди та домішок. Руда сода після додаткового очищення може бути товарним продуктом. Очищений достатньою мірою від соди та органічних домішок розчин їдкого натру (оборотний розчин) направляють у початкову мішалку.

Апарат для випарювання являє собою вертикальну циліндричну посудину з нагрівальними трубками всередині. Між трубками тече киплячий розчин, що випаровується. У верхній зазвичай розширеній частині апарата збирається пара. По нагрівальних трубках циркулює пара від котельні або інших корпусів випарювання. Для здешевлення роботи випаровування апарати часто експлуатують під вакуумом. При цьому у верхній частині апаратів спеціальним насосом створюється розрядження (знижений тиск). У цьому випадку розчин закипає при нижчій температурі і, отже, для його нагрівання можна використовувати дешеву пару нижчих температур, ніж зазвичай.

Конструкції випарних апаратів дуже різноманітні. Також різноманітні схеми їх підключення одна до одної лініями пари і розчину. Виходячи з конкретних вимог, вибирають та розраховують конкретні схеми випарних батарей.

Питома витрата пари, тобто. кількість випареної води (кг) на 1 кгпару можна розрахувати за формулою:

$$x=I''-C_w T_b/(i'-i_{con})$$

де x - питома витрата пари,

I" - ентальпія пари випаровування (ккал /кг),

i' - ентальпія пари, що гріє,

i_{con} - ентальпія конденсату (ккал/кг),

C_w - питома теплоємність води (ккал/(кг.° С),

T_b - температура кипіння розчину у випарюванні (°С).

У одноступінчастій установці витрата досягає 1,1 кгпари на 1 кгвипареній воді; в установці з 5 ступенів - близько 0,3 кгпари на 1 кгводи (з урахуванням втрат у довкілля). Подальше збільшення кількості корпусів зазвичай не знижує цю величину.

2 РОЗРАХУНКОВА ЧАСТИНА

2.1 Огляд конструкцій конічних гідроциклонів [1]

Конічні, або циліндричні гідроциклони в залежності від призначення відрізняються між собою:

- Довжиною циліндричної частини (від 0,2 до 1,5 діаметра гідроциклону і більше);
- ухилом конусності (від 5 ° до 140 °);
- числом продуктів, що видаються (два або три);
- способом видачі зливу: через зливний патрубок, з'єднаний безпосередньо зі зливною (відвідною) трубою, або через приймальну камеру з тангенціально встановленою зливною трубою.
- способом встановлення та конструкцією живильного патрубка;
- конструкцією піскових насадок;
- кутом установки – вертикальні, похилі, горизонтальні, перевернуті;
- конструкцією корпусу та матеріалом футеровок;
- відсутністю чи наявністю пристрою для подачі промивної води.

На вітчизняних рудозбагачувальних фабриках нині застосовуються переважно гідроциклони з кутом конусності 20º.

На рисунку 2.1 наведено схеми циліндроконічних гідроциклонів. Найбільш поширеними з цих гідроциклонів як на вітчизняних, так і на зарубіжних фабриках є стандартні гідроциклони (рисунок 2.1 а), що випускаються серійно машинобудівними заводами і фабриками.

Стандартні гідроциклони, що застосовуються для класифікації матеріалу по крупності (або дешламації), мають кут конусності для малих гідроциклонів (діаметром менше 150 мм) близько 10 °, а для середніх та великих – близько 20º. Збагачення у важких суспензіях та збагачення золотовмісних продуктів виробляються у гідроциклонах з кутом конусності від 40º до 140º (рисунок 2.1, е).

Гідроциклон із змінним кутом конусності (компаунд-гідроциклон), розроблений та випробуваний у Канаді для уловлювання золота. За даними інституту ЦНИГРИ гідроциклон такого типу може застосовуватися для первинного збагачення тонкозернистих продуктів, що містять частинки золота меншістю 0,1 мм.

Гідроциклони інших типів застосовуються лише в окремих випадках та виготовляються за спеціальними замовленнями. У трипродуктовому гідроциклоні (рисунок 2.1, в) регулювання роботи провадиться краном на трубі для виведення промпродукту. Останній продукт використовується як самостійний продукт або повертається в зумпф насоса живлення.

При необхідності отримання пісків з мінімальним вмістом дрібниці застосовують гідроциклони, в яких передбачена подача води для промивання (рисунок 2.1, д).

Крім гідроциклонів, показаних на малюнку 2.1, у різний час пропонувалися циліндричні гідроциклони різних варіантів, але, як правило, вони були більш складними в конструктивному відношенні і не мали технологічних переваг, внаслідок чого не знайшли застосування у промисловості.

На рисунках 2.2 - 2.4 схематично показані деякі конструктивні варіанти відповідно насадок живлення, пристроїв для виділення зливу і піскових насадок циліндроконічних гідроциклонів.

При конструюванні конічних гідроциклонів необхідно передбачати, щоб внутрішня поверхня корпусу була гладкою. Особливу увагу слід приділяти забезпеченню плавного входу пульпи в гідроциклон. патрубок доцільно виконувати за типом, показаним на малюнку 2.4, в, р.

2.2 Вибір геометричних параметрів гідроциклону [1]

Діаметр гідроциклону.

Зі збільшенням діаметра гідроциклону збільшуються його продуктивність та крупність поділу. Продуктивність відповідно до формули $Q = 5k_D k_\alpha d_n d\sqrt{gp}$ зростає пропорційно другий ступені від діаметра гідроциклону з деякою поправкою на коефіцієнт k_D.

Аналізуючи дані , зібрані на 52 вітчизняних збагачувальних фабриках отримали, що з подрібненні продукту до 65-80 % класу – 0,074 ммна фабриках використовуються гідроциклони діаметром 750 і 500 мм, а при подрібненні до 85 % класу – 0,074 ммі тонше – гідроциклони діаметром 350- 200 мм.

Задаємося діаметром гідроциклону D = 250 мм.

Розмір перерізу живлення патрубка.

У більшості гідроциклонів різних конструкцій живлення подається через насадку, що звужується, в якій живильним отвором вважається найбільш вузька її частина.

Зміна розміру отвору живлення істотно позначається на продуктивності, але не настільки значно на якісних показниках роботи гідроциклону, що підтверджується на практиці.

Оптимальний діаметр живильного отвору d_n для промислових гідроциклонів становить $0.15D - 0.25D$.

Задаємося діаметром патрубка, що живить, $d_n = 0.2D = 0.2 \cdot 250 = 50$ мм.

Діаметр зливного патрубка. Зміна діаметра зливного патрубка впливає всі показники роботи гидроциклона. Збільшення у певних межах діаметра зливного патрубка при постійному тиску на вході викликає прямо пропорційне збільшення продуктивності гідроциклону.

Зазвичай діаметр зливного патрубка підбирають у період налагодження роботи гідроциклону, а потім при експлуатації залишають незмінним.

Приймаємо діаметр зливного патрубка $d = 0.22D = 0.22 \cdot 250 = 55$ мм.

Діаметр піскової насадки.

Зміна діаметра піскової насадки під час роботи гидроциклонов у відкритих циклах мало позначається продуктивності. При роботі в замкнутих

циклах з млинами, коли піски, пройшовши через млин, знову повертаються в гідроциклон, вплив діаметра піскової насадки на продуктивність може бути суттєвим.

Задаємося діаметром піскової насадки $\Delta = 0.4d = 0.4 \cdot 55 = 22 \approx 30$ мм.

Кут конусності.

Зі збільшенням кута конусності гідроциклонів гідравлічний опір збільшується. Внаслідок цього зменшується об'ємна продуктивність при тому самому тиску на вході.

Практично встановлено, що для промислових гідроциклонів, що працюють як класифікуючі апарати, оптимальним є кут конусності, близький до 20°.

Приймаємо кут конусності $\alpha = 20^\circ$.

2.3 Розрахунок основних параметрів гідроциклону [1]

Швидкість рідини в насадці живлення:

$$V_n = \frac{4Q}{\pi d_n^2} = \frac{4 \cdot 0.001}{3.14(50 \cdot 10^{-3})^2} = 0.51 \frac{\grave{\imath}}{\tilde{n}}, \qquad (2.1)$$

де Q – продуктивність гідроциклону;

d_n – діаметр патрубка, що живить.

Осьова швидкість рідини при вході в зливальний патрубок:

$$\omega = 1,6 \frac{d_n^2}{d^2} V_n = 1.6 \frac{(50 \cdot 10^{-3})^2}{(55 \cdot 10^{-3})^2} 0.51 = 0.67 \frac{\grave{\imath}}{\tilde{n}}, \qquad (2.2)$$

де d - Діаметр зливного патрубка.

Визначимо навантаження на піскову насадку. Кількість твердого в харчуванні становить:

$$T = \frac{Q}{a' + \frac{1}{\rho}} = \frac{4}{3 + \frac{1}{3}} = 1.2 \frac{\grave{o}}{\div}, \qquad (2.3)$$

де Q - об'ємна продуктивність по вихідній пульпі, м^3/год;

a' - Відношення ж/т у вихідній пульпі;

ρ - Щільність твердої фази.

Отже, кількість пісків та зливу відповідно дорівнює:

$$T_n = 1.2 \cdot 0.25 = 0.3 \frac{т}{ч};$$

$$T_c = 1.2 \cdot 0.75 = 0.9 \frac{т}{ч}.$$

Навантаження на піскову насадку складе:

$$N = \frac{T_n}{0.786\Delta^2} = \frac{0.3}{0.786(30 \cdot 10^{-1})^2} = 0.042 \frac{т}{см^2 ч} \quad (2.4)$$

Загальна кількість води у пульпі:

$$Q_B = Q - \frac{T}{\rho} = 4 - \frac{1.2}{3} = 3.6 \frac{м^3}{ч} \quad (2.5)$$

Зміст твердого в пісках b =0.6 (при розвантажувальному відношенні $\Delta / d = 0.4$).

Кількість води, що йде разом із пісками:

$$Q_{від} = T_n \frac{100 - b}{b} = 0.3 \frac{100 - 60}{60} = 0.2 \frac{м^3}{ч} \quad (2.6)$$

Отже, кількість води, що йде зі зливом, становитиме:

$$Q_{від} = Q_в - Q_{від} = 3,6 - 0,2 = 3,4 \frac{м^3}{ч} \quad (2.7)$$

Зміст твердого у сливі:

$$С_{тс} = \frac{T_c}{T_c + Q_{від}} = \frac{0,9}{0,9 + 3,4} = 0,209 = 20,9\% \quad (2.8)$$

Вилучення води в злив:

$$С_{вс} = \frac{Q_{від}}{Q_в} = \frac{3,4}{3,6} = 94,4\% \quad (2.9)$$

Розрахунок основних параметрів для інших діаметрів гідроциклону можна занести до таблиці 2.1.

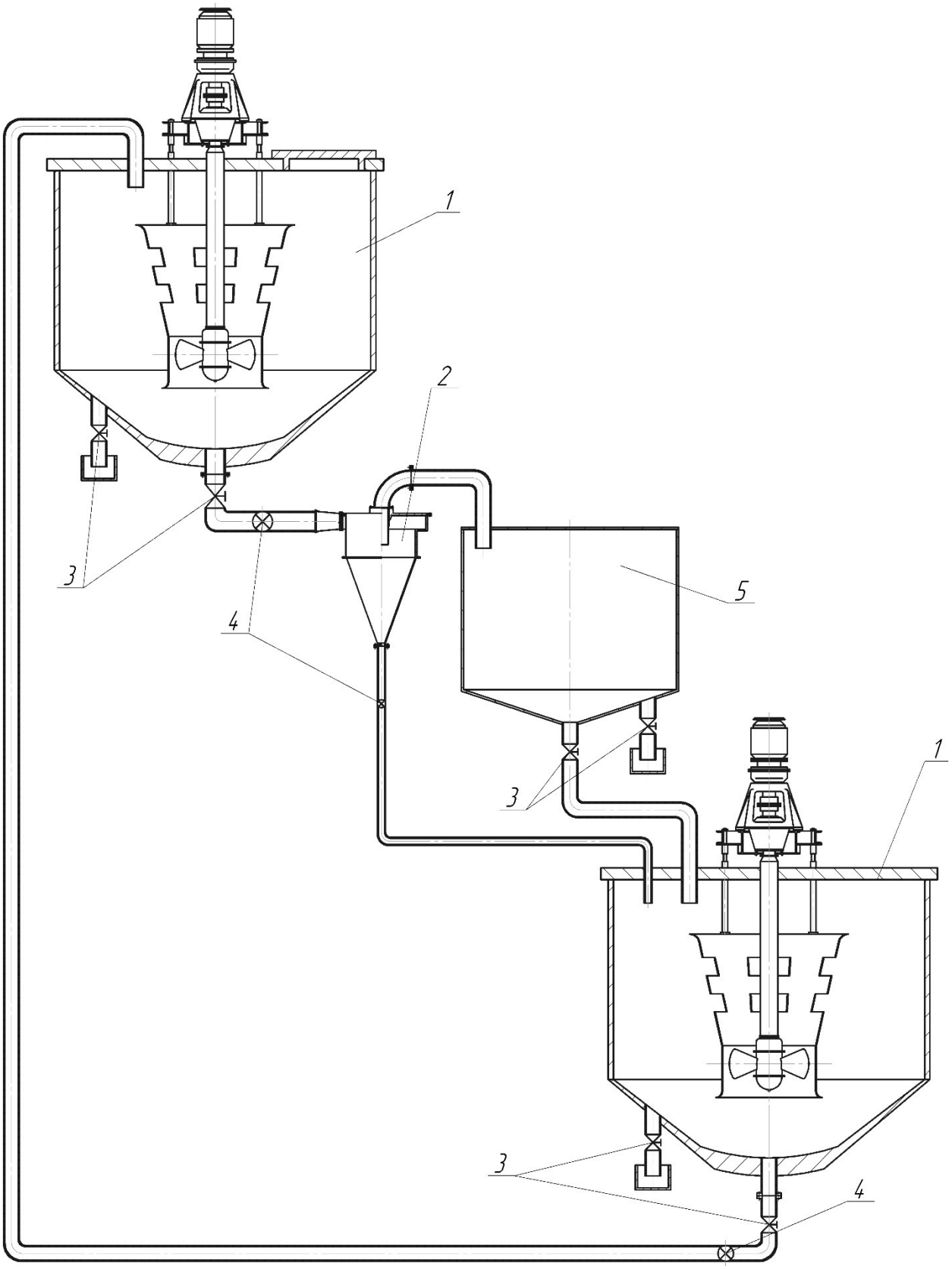
3 ДОСЛІДНО–ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНА ЧАСТИНА

3.1 Опис експериментального стенду лінії гідроциклонування

Основним недоліком гідроциклонування червоних шламів і те, що з зміні гранулометричного складу вихідної пульпи змінюється склад кінцевого продукту. Для отримання необхідного продукту необхідно змінювати вихідні параметри гідроциклонування – конструктивні та технологічні. Розрахунок цих параметрів за методиками різних авторів не дає точних та однакових результатів. Тому доцільно спроектувати експериментальний стенд, на якому можна було б змінювати конструктивні параметри та брати проби кінцевого продукту для аналізу.

Стенд (рис. 3.1) складається з гідроциклону $\varnothing 250$ мм, двох пропелерних мішалок об'ємом 1м ^{3} кожна, трьох насосів з тиском на виході 1 атм, зварного бака кубічної форми об'ємом 0,7 м^3, вентилів та сполучних труб.

Принцип роботи: вихідна пульпа завантажується у верхню мішалку та перемішується, після чого відкривається вентиль під нею та насос закачує пульпу у гідроциклон. В процесі гідроциклонування вода і легші фракції йдуть через отвір зверху гідроциклону «злив» в бак, а важкі фракції під дією відцентрової сили зосереджуються біля стін конічної частини гідроциклону, після чого під дією сили тяжіння виходять через піскову насадку і подаються в насосом в мішалку. Мішалка зараз зупинена для того, щоб можна було взяти пробу «пісків». Потім відкривається вентиль під баком і «злив» самопливом надходить у мішалку, де перемішується з «пісками». Після цього відкривається вентиль і насос подає пульпу в початкову мішалку. Тут пульпу при необхідності можна злити та завантажити нову з іншим гранулометричним складом. Також можна змінювати насадки гідроциклону і насос, що подає в нього пульпу, тим самим вибрати найбільш оптимальні конструктивні та технологічні параметри для отримання червоних шламів необхідної концентрації.



1 – мішалка, 2 – гідроциклон, 3 – вентиль, 4 – насос, 5 - бак

Рисунок 3.1 - Експериментальний стенд лінії гідроциклонування

3.2 Дослідження та пошук раціональних умов окускування концентрату червоного шламу

Великі металургійні підприємства постійно стикаються із проблемою утилізації відходів виробництва. Переробка та утилізація техногенних відходів важливі не лише з погляду їх використання як альтернативного джерела сировини, а й з погляду охорони навколишнього середовища. Багато відходів виробництва, у тому числі й червоні шлами, мають тонкодисперсну структуру, і для подальшої їхньої переробки вимагають окускування. Аналіз всіх способів окускування показав, що з червоних шламів доцільно застосовувати брикетування, що є досить простим способом окускування.

Одним із потенційних споживачів брикетів із червоного шламу є доменне виробництво. Для доменної плавки брикети повинні відповідати вимогам, що висуваються:

- міцність має бути вище 1400 Н/обр.;
- брикети мають бути термічно стійкими. е. зберігати міцність за високих температур;
- вміст оксиду заліза у брикеті має бути не менше 65%.

Для вирішення поставленої задачі були проведені дослідження міцності брикетів при різних сполучних речовинах, їх процентному вмісті в брикеті та для різних температурних умов.

Щоб скоротити кількість дослідів, використали метод латинських квадратів, що дозволило провести дослідження з мінімальною кількістю експериментів. В результаті проведення досліджень були виявлені залежності, які представлені на малюнках 3.2, 3.3, 3.4.

Було встановлено, що зі збільшенням температури нагріву до 600° міцність брикету зростає, а при подальшому підвищенні температури спостерігається

поступове зниження міцності. Виявлено, що за певного температурного впливу на брикет протягом 30 хвилин міцність брикету збільшується, а при подальшому температурному впливі спостерігається різке зменшення міцності.

Використовуючи отримані графічні залежності, можна підібрати для конкретних умов оптимальний склад сполучної речовини, що забезпечує необхідну міцність брикету.

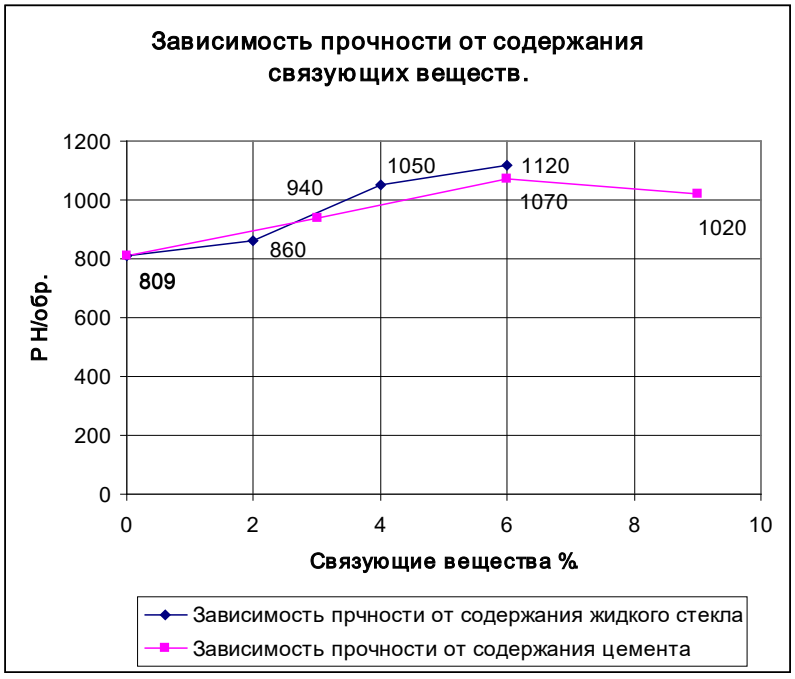


Рисунок 3.2 - Залежність міцності від вмісту сполучних речовин



Рисунок 3.3 - Залежність міцності тривалості температурного впливу P=f(T)

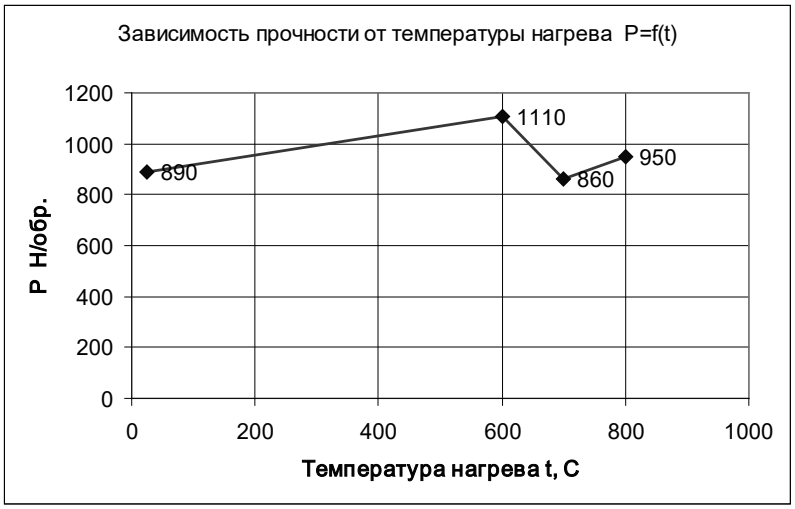


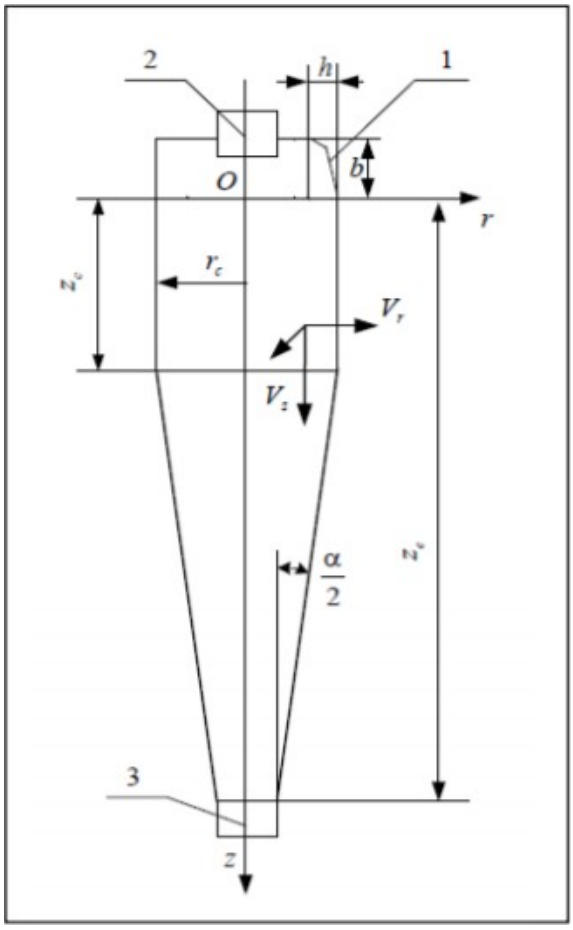
Рисунок 3.4 - Залежність міцності від температури нагрівання P=f(T)

3.3 Моделювання сепараційних процесів в гідроциклонах флотаторах

Відділення зважених часток із стічних вод напірною флотацією, здійсненийв поле відцентрових сил в гидроциклоні, сприяє значній інтенсифікації процесу і досягнення практично повного видалення частинок твердої фази за рахунок відділення зі стічних вод частинок найбільш дрібних фракцій.

Гидроциклон (Рис. 3.2) складається з сепараційної камери циліндричної форми і конічного дна. Промислові стічні води насичуються розчиненим газом (азотом) і через вхідний патрубок 1 у верхній частині гідроциклону при тиску до 0,8 МПа тангенциально надходять в циліндричну камеру і конічну частину з кутом конусності α. Сузпензія, що подається в гидроциклон стікає по йогостінках вниз, утворюючи обертову плівку, яка володіє окружною $V_ф$, осьовою V_z і радіальною V_r складовими швидкості [31, 32].

При зменшенні тиску до атмосферного створюється перенасичення розчиненого газу і суспензія «закипає».



1 – вхідний потрубок; 2 – верхній потрубок; 3 – зливний потрубок.

Рисунок 3.5 – Схема очистки стічних вод в гідроциклоні з напірною флотацією

Частинки твердої фази під впливом відцентрової сили направляються до стінки корпусу гідроциклону, а бульбашки газу під дією виштовхуючих сили Архімеда рухаються назустріч їм до поверхні плівки. Зіткнення частинок твердої фази з бульбашками газу утворює флотокомплекси, які виносять частинки твердої фази на поверхню плівки в пінний шар, що видаляється через верхній відвідний патрубок 2. Також частинки твердої фази є центрами утворення бульбашок газу, які виділяються при зниженні тиску, що сприяє до значного збільшення кінетичного коефіцієнта напірної флотації. Через нижній зливний патрубок 3 освітлена суспензія видаляється з апарату [33, 34].

Основними перевагами гидроциклонов, які відрізняють їх інших пристроїв відцентрового принципу дії, є простота конструкції і відсутність рухомих частин. Вищевказані переваги сприяли широкому використанню гидроциклонов в самих різних галузях промисловості. В даний час їх використовують в процесах розділення суспензій, емульсій, дегазації газомістких рідин, класифікації твердих частинок по крупності.

Поділ неоднорідних систем в апаратах Гідроциклони принципу дії можливо інтенсифікувати використанням процесу флотації [35-36].

Методика розрахунку сепараційних процесів в гидроциклонах-флотаторах розроблена на основі рівняння радіального руху частинки яка зв'язана з бульбашками повітря:

$$m\frac{d^2r}{d\tau^2} = \pm m\frac{V_t^2}{r}\left(1-\frac{\rho_c}{\rho_\phi}\right) \mp \beta\left(V_r \mp \frac{dr}{d\tau}\right) \mp F, \qquad (3.1)$$

де верхній знак при доданку ставитися до випадку руху системи частка-бульбашка до стінки апарату, а нижній - до осі апарату;

m - маса частинки;

V_t - тангенціальна складова швидкості;

V_r - радіальна складова швидкості;

ρ_c; ρ_ϕ - щільність дисперсійного середовища і дисперсної фази, відповідно;

r - поточний радіус, на якому знаходиться частинка-бульбашка;

β - коефіцієнт опорів Стокса;

F- сила Архімеда, яка діє на бульбашку повітря.

З огляду на специфіку гідродинаміки гидроциклонов, провівши ряд перетворень, отримуємо рівняння функції часу від переміщення:

$$t = -0{,}5\left(\frac{m}{\beta}\right) ln\left|\frac{\frac{A`}{B``}-r^2}{\frac{A`}{B``}-r_1^2}\right| - 1{,}5(\beta\frac{m}{}) \times ln\left|\frac{r^2\frac{A`}{B``}-r^2}{r_1^2\frac{A`}{B``}-r_1^2}\right| \mp ln\left|\frac{\frac{A`}{B``}-r^2}{\frac{A`}{B``}-r_1^2}\right|, \quad (3.2)$$

$$B`` = \frac{Q_B}{2\pi h}, \quad (3.3)$$

$$A` = \frac{\pi(A`)^2}{6\beta}\left[d_T^3\rho_\Phi\left(1-\frac{\rho_T}{\rho_\Phi}\right) - d_n^3\rho_c\right], \quad (3.4)$$

де d_T - діаметр твердої частинки; діаметр бульбашки повітря d_n може визначатися по-різному, наприклад, через критичне значення числа Вебера [37].

Умова зв'язку бульбашки з часткою π:

$$\frac{d_n}{2}\sigma_ж sin\theta \geq \frac{\pi d_n^3}{6}\rho_c\frac{A^2}{r^3} + \frac{\pi d_T^3}{6}\rho_\Phi\frac{A^2}{r^3} + \frac{\pi a^2}{4}\left(\frac{4\sigma_{жт}}{d_n} - 1{,}3\rho_c d_n\frac{A^2}{r^3}\right) + F_{тр}\ , \quad (3.5)$$

де a - діаметр окружності, по якій бульбашка прикріплюється а поверхні частинки;

θ – крайової кут змочування;

$\sigma_{жг}$ - поверхневий натяг на розділі рідина-газ; $F_{тр}$ - сила вязкостноготертя;

A - постійна величина для даних геометричних і режимних параметрів роботи гидроциклона.

Далі, була отримана залежність для визначення основного розміру гідроциклону – D:

$$D = \frac{2{,}56V_{вх}\ (g\alpha)^{0.4}(d_t^3 - nd_n^3)}{ndVtg(\frac{\alpha}{2})}, \quad (3.6)$$

де $d = d_n$ при $d_n > d_T$ або $d = d_T$ при $d_n < d_T$, в свою чергу, в даному рівнянні $d_r = d_{min}$ - мінімальний діаметр твердих частинок (крапель), який повинен бути відділений в цилиноконічній частині гидроциклону з діаметром циліндричної частини D;

$V_{вх}$ - швидкість потоку в живильному патрубку гідроциклону діаметром $d_{вх}$;

α - кут конічної частини корпусу;

$$n = \frac{\rho_c}{(\rho_ф - \rho_c)}, \quad (3.7)$$

де V - кінематична в'язкість потоку суспензії (емульсії).

Як показує практика для того, щоб задати розміри гидроциклонов, раціональніше використовувати не швидкість на вході в пристрій, а тиск у живильному патрубку $P_{ВХ}$, яке залежить від потенціалу наявного нагнітаючого апарату. Враховуючи коефіцієнта гідравлічного опору цилиндроконичного гідроциклону вираз запишеться наступним чином [38]:

$$D = 10{,}3\frac{(g\alpha)^{0.22}\rho_c^{0.42}}{\mu_c^{0.74}}\left(\frac{d_T^3 - nd_n^3}{ndtg\left(\frac{x}{2}\right)}\right)^{0.78}\left(\frac{\Psi}{z}\right)^{0.22}, \quad (3.8)$$

де ψ - коефіцієнт пропорційності, який визначається виходячи з вартості гідроциклонного обладнання конкретного заводу виробника і матеріалів.

Таким чином, проведення процесів поділу неоднорідних рідких систем в полі відцентрових сил в гидроциклонах забезпечує більшу ефективність[38].

3.4 Моделювання турбулентної течії полідисперсної суспензії в гідроциклоні з інженктором

Однією з проблем при роботі гидроциклонів є проблема небажаного виносу частинок дрібнодисперсних фракцій в нижній злив, призначений для виведення частинок крупнодисперсної фракцій. Для боротьби з цим явищем використовується промивання великого продукту шляхом інжектування води в нижню конічну частину гідроциклону в місце скупчення небажано присутніх дрібних частинок перед виведенням їх з апарату [38].

Незважаючи на те, що метод інжектування відомий досить давно, систематичні дослідження впливу параметрів інжекції на характеристики

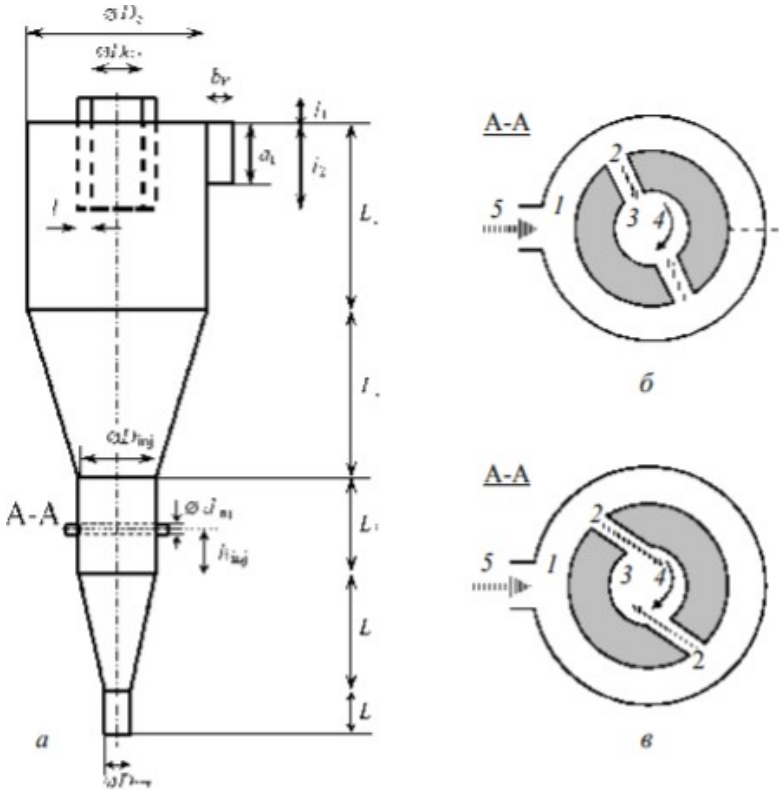
гідроциклону стали проводитися недавно. Так, в [39] виявлено основні закономірності перебігу води в гидроциклоні з інжектором, що має 5 тангенціально спрямованих сопл. Моделювання проводилося на основі тривимірної RNG-k-ε-моделі.

Чисельне моделювання та експериментальне дослідження впливу способу інжектування на витратні характеристики гідроциклону, працюючого на чистій воді, а також на поле турбулентності, виконано в [40, 41] на основі двовимірної осесиметричної моделі для закрученого течії, причому для знаходження турбулентних характеристик притягувалася модель рейнольдсових напружень; на основі чисельного моделювання в двовимірному осесиметричному наближенні досліджується турбулентний плин полідисперсної суспензії в гидроциклоні з сопловим інжектором і пояснюються механізм впливу радіально і тангенціально спрямованої інжекції на процес класифікації твердих частинок.

Розглядається стаціонарне закручене турбулентний плин полідисперсної суспензії в гидроциклоні, яка подається через вхідний ділянку з постійною витратою Q_f (Рис.3.3 а).

Враховуються сили, що діють на частинки суспензії [42]:

- відцентрові, відкидають частки на стінку гідроциклону;
- сили турбулентної дифузії, що перешкоджають руху частинок до периферії;
- сили гідродинамічного опору з боку рідини;
- гравітаційні і сили взаємодії частинок між собою, за рахунок яких дрібні частинки захоплюються більшими. Великі частинки, в більшій мірі схильні до дії відцентрових сил, рухаються до периферії і виводяться в нижній злив UF.



а – схема гідроциклону; б,в – центральний поперечний зріз інжектора; б – радіальний спосіб інжекції; в – тангенціальний спосіб інжекції; 1 – розприділяюче кільце; 2 – інжекційні входи; 3 – внутрішня порожнина гідроциклону в зрізі інжектора; 4 – напрямок обертання основного потоку; 5 –підвід інжектованої води

Рисунок 3.3 – Гідроциклон з інжектором

Дрібні частинки, з одного боку, за рахунок турбулентної дифузії рівномірно розподіляються по всьому об'єму гідроциклону і виводяться внутрішнім вихором через верхній злив O_f, але, з іншого боку, що захоплюються великими частками, рухаються також до периферії і виводяться разом з ними в нижній злив. У конічну частину гідроциклону через пристрій інжекторного типу подається вода з витратою Q_{inj}, з метою вимити дрібні частинки з суспензії і вивести їх через верхній злив. Інжекторний пристрій складається з розподільного кільця 1 і двох

сопел 2, які можуть забезпечити або радіальну (Рис. 3.3, б), або тангенціальну (Рис. 3.3, в) інжекцію [40].

Основні розміри гідроциклону вказані в табл. 3.1

Таблиця 3.1- Розміри гідроциклона та елементів інжектора

aF	bF	Dc	DOF	DUF	Dinj	dinj	hinj	l	l1	l2	L1	L2	L3	L4	L5
22	9.1	50	14.4	7.2	22	2	38	8.4	30.1	45.5	277	192	76	102	43

Система рівнянь, що описує стаціонарну турбулентну течію полідисперсної суспензії (що складається з рідкої фази (води) і N фракцій дисперсної фази (частки)) в гидроциклоні, відповідно «моделі суміші» [12, 13]

Рівняння збереження маси суміші:

$$\nabla \times (\rho_m \rho_m) = 0, \tag{3.9}$$

$$\rho_m = \sum_{i=0}^{N} \alpha_i \, \rho_i, \tag{3.10}$$

$$U_m = \frac{1}{\rho_m} \sum_{i=0}^{N} \rho_i \alpha_i U_i, \tag{3.11}$$

Тут індекс i = 0 відноситься до рідкої фазі, а індекси i ≥1 - до фракцій дисперсної фази. З огляду на те, що щільності речовини частинок всіх фракцій дисперсної фази однакові, вирази для щільності суміші та її швидкості можуть бути переписані у вигляді [44]:

$$\rho_m = (1 - \alpha)\rho_{liq} + \alpha \rho_s, \tag{3.12}$$

$$U_m = \frac{1}{\rho_m} (\rho_{liq}^{(1-\alpha)} U_i + \rho_s \sum_{i=1}^{N} \alpha_i U_i), \tag{3.13}$$

де $\alpha = \sum_{i=}^{N} \alpha_i$ – об'ємна доля дисперсної фази.

Швидкість кожної фракції виражається через її «дифузну» швидкість і швидкість суміші співвідношенням $U_i=U_{d,i}+U_m$. «Дифузна» швидкість i-ї фази виражається через швидкість ковзання фази і щодо рідкої фази $U_{i,\ liq}=U_i-U_{liq}$ - у вигляді [46]:

$$U_{d,i} = U_{i,liq} - \frac{\rho_s}{\rho_m}\sum_{j=1}^{N}\alpha_j U_{j,liq}. \quad (3.14)$$

Швидкість частинок дисперсної фази відносно рідини описується:

$$U_{i,liq} = \frac{\tau_i \rho_s}{f_{drag,p}}\frac{\rho_s - \rho_m}{\rho_s}a, \quad (3.15)$$

Рівняння зміни об'ємної долі для і-ї фракції частинок с врахуванням їх дифузії за рахунок турбулентності:

$$\nabla\left(\rho_s\alpha_i\left(U_i - D_{turb,i}\frac{\nabla\alpha_i}{\alpha_i}\right)\right) = 0, i = 1,2,\ldots,N. \quad (3.16)$$

Рівняння збереження кількості рухів суміші:

$$\nabla(\rho_m U_m U_m) + \nabla\rho = \nabla(\sigma_m + \sigma_{turb}) + \rho_m g - \nabla(\sum_{i=}^{N}\alpha_i\rho_i U_{d,i}U_{d,i}). \quad (3.17)$$

В рівнянні (3.17) тензор в'язких напруг суміші $\sigma_m = \mu_m(\nabla U_m + \nabla U_m^t)$, в свою чергу тензор турбулентності суміші $\sigma_{turb} = -\rho_m R$.

В'язкість суспензії залежить від концентрації десперсної фази:

$$\mu_m = \frac{\mu_{liq}}{\left(\frac{1-\alpha}{0.62}\right)^{1.55}}. \quad (3.18)$$

Час релаксації частинок τ_p в рідині (без врахування взаємодії з іншими частинками) визначається:

$$\tau_p = \frac{\rho_s d_p^2}{18\mu_{liq}}, \quad (3.19)$$

Час релаксації в формулі для швидкості частинок відносно рідини (3.14) матиме вигляд:

$$\tau_r = \frac{\rho_s}{18\mu_{liq}}(d_p^2 + G(\alpha)f(d_p)). \quad (3.20)$$

Коефіцієнт опору:

$$\rho_m D_{turb,i} = \frac{\mu_{turb}}{1+1.6(\frac{\varepsilon}{k})^2(\frac{\rho_s d_p^2}{\mu_{liq}})^2}. \quad (3.21)$$

Для визначення параметрів поля турбулентності застосовується модель Рейнольдсових напруг. Рівняння переносу для рельнольдсових напруг:

$$\nabla(\rho_m U_m R) = \nabla\left(\left(\mu_m + \frac{\mu_{turb}}{\sigma_1}\right)\nabla R\right) + P + \Phi - \varepsilon, \qquad (3.22)$$

де $P = -\rho_m(R \times \nabla U_m + \nabla U_m^T R^T)$ – тензор, який відповідає за продукування турбулентних напруг;

Ф – тензор, який відповідає за перерозподіл турбулентності за рахунок швидких деформацій, повільних деформацій і за рахунок перерозподілу напругипоруч з стінкою ;

ε – тензор швидкості дисипарації $\varepsilon = \frac{2}{3} I \rho_m \varepsilon$.

Рівняння переносу для швидкості дисипарації турбулентної енергії [45]:

$$\nabla(\rho_m \varepsilon U_m) = \nabla\left(\left(\mu_m + \frac{\mu_{turb}}{\sigma_\varepsilon}\right)\nabla\varepsilon\right) + C_{\varepsilon I}\frac{1}{2}tr(P)\frac{\varepsilon}{k} - C_{\varepsilon 2}\rho_m\frac{\varepsilon^2}{k}, \qquad (3.23)$$

де σ_ε=1,0; σ_1=0,82; $C_{\varepsilon I}$=1,44; $C_{\varepsilon 2}$=1,92; C_μ = 0,09 – параметри моделі.

Припускається, що течія в гідроциклоні закручена з осьовою симетрією, $U_m = \{U_m, V_m, W_m\}$, $x = \{x, r\}$, R -симетричний тензор Рейнольсових напруг:

$$R = \begin{pmatrix} R_{xx} & R_{xr} & R_{x\theta} \\ R_{xr} & R_{rr} & R_{x\theta} \\ R_{x\theta} & R_{r\theta} & R_{\theta\theta} \end{pmatrix}, \qquad (3.24)$$

Система рівнянь вирішується при даних краєвих умовах:

На вході в гідроциклон

$$U_m = 0, \quad V_m = -\frac{Q_F}{\pi d_c a_F}, \quad W_m = \frac{Q_F}{\pi d_F a_F}, \quad \alpha_i = \alpha_{i,0};$$

$$R_{xx} = R_{rr} = R_{\theta\theta} = (0.1|U_m|)^2; \quad R_{xr} = R_{x\theta} = R_{r\theta} = 0; \quad \varepsilon = C_\mu^{\frac{3}{4}}\frac{k^{\frac{3}{4}}}{0.07 \times d_{hyd}},$$

де d_{hyd} – гідравлічний діаметер вхідного потрубка, $d_{hyd} = \frac{2a_F b_F}{a_F + b_F}$.

На вході в інжектор $U_m = 0$, $V_m = -\frac{Q_{inj}}{S_{inj}}$,

$W_m = -V_m$ – для тангенційної інжекції; $W_m = 0$ – для радіальної інжекції

$$\alpha_i = 0; \quad R_{xx} = R_{rr} = R_{\theta\theta} = (0.1|U_m|)^2; \; R_{xr} = R_{x\theta} = R_{r\theta} = 0;$$

$$\varepsilon = C_\mu^{\frac{3}{4}} \frac{k^{\frac{3}{2}}}{0.07 \times d_{inj}}, \; S_{inj} = n \times d_{inj}^2.$$

В нижньому і верхньому виходах гідроциклону задається тиск, який дорівнює атмосферномму $p=p_{out}$, для інших параметрів задаються умови:

$$\frac{\partial \phi}{\partial r} = 0, \phi = \{\alpha_i, U_m, p, R_{xx}, R_{rr}, R_{\theta\theta}, R_{xr}, R_{x\theta}, R_{r\theta}, \varepsilon\}$$

На осі симетрії задавалися умови:

$$V_m = 0, W_m = 0, R_{xr} = 0, R_{x\theta} = 0, R_{r\theta} = 0,$$

$$\frac{\partial \phi}{\partial r} = 0, \phi = \{\alpha_i, U_m, p, R_{xx}, R_{rr}, R_{\theta\theta}, \varepsilon\}$$

По стінці гідроциклону: $U_m = 0, \; V_m = 0, W_m = 0.$

Напруга Рейнольдса на стінці гідроциклону визначалися в чисельному рішенні визначальною системою рівнянь, проводилася дискретизація області на 41252 чотирикутні осередки з використанням предпроцессора Gambit 2.3.16 [46]. Рішення системи рівнянь кількості руху і системи рівнянь переносу напруг Рейнольдса виконувалося за допомогою експоненційної схеми з залученням алгоритму PRESTO [47] для розрахунку тиску на гранях осередків. Узгодження між полем тиску і полем швидкості реалізовано на основі алгоритму PISO [48].

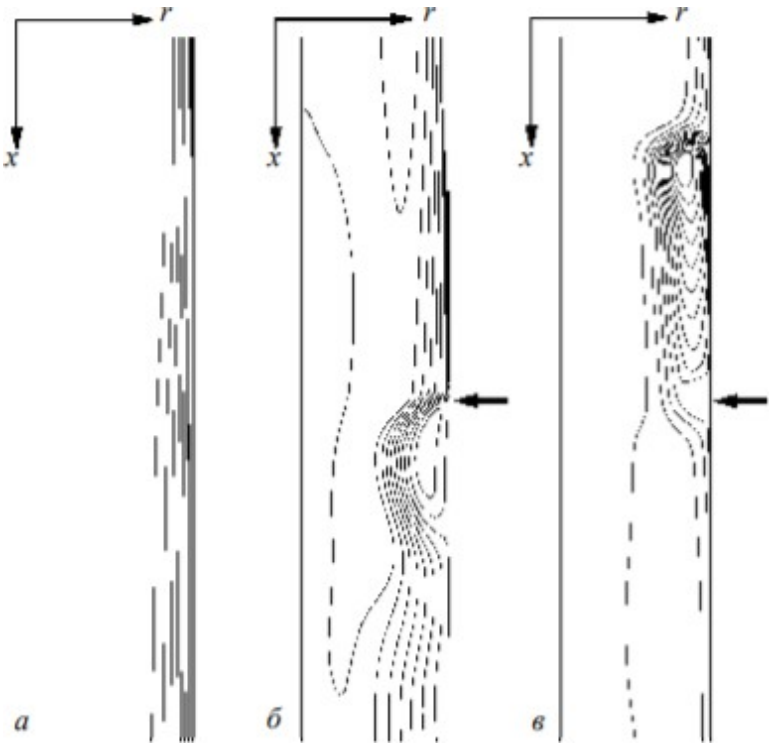
Вся сукупність часток розбивалася на 12 фракцій. Об'ємна часткадисперсної фази приведена в табл. 3.2.

Таблиця 3.2 - Початкова функція розподілу частинок за розмірами

Параметри	Номер фракції											
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
d, мкм	0,66	0,88	1,63	2,73	4,43	6,67	9,44	12,71	17,74	24,91	36,90	45,84
α_i x10^3	0,596	0,743	0,972	1,236	1,531	1,698	2,293	2,293	3,301	2,312	0,617	0,181

На вході в гидроциклон швидкості частинок і рідини збігаються. Об'ємна витрата суспензії на вході в гидроциклон дорівнювала Q_F = 74,47 л/хв. Щільність речовини частинок твердої фази ρ_s = 2650 кг/м^3. Об'ємна частка частинок становила ~ 0,0189, що відповідає змісту твердої фази в суспензії 50 г/л. Витратарідини через інжектор варіювався від 2 до 6 л/хв [49].

Як показують розрахунки, при однаковій витраті інжектуючої рідини тангенціальне підведення набагато сильніше деформує основний потік в гидроциклоні (Рис. 3.4, в), ніж радіальний (Рис. 3.4, б), і над місцем інжекції виникає вихрове кільце, що направляє пристінкові шари суспензії в сторону вхідного патрубка.



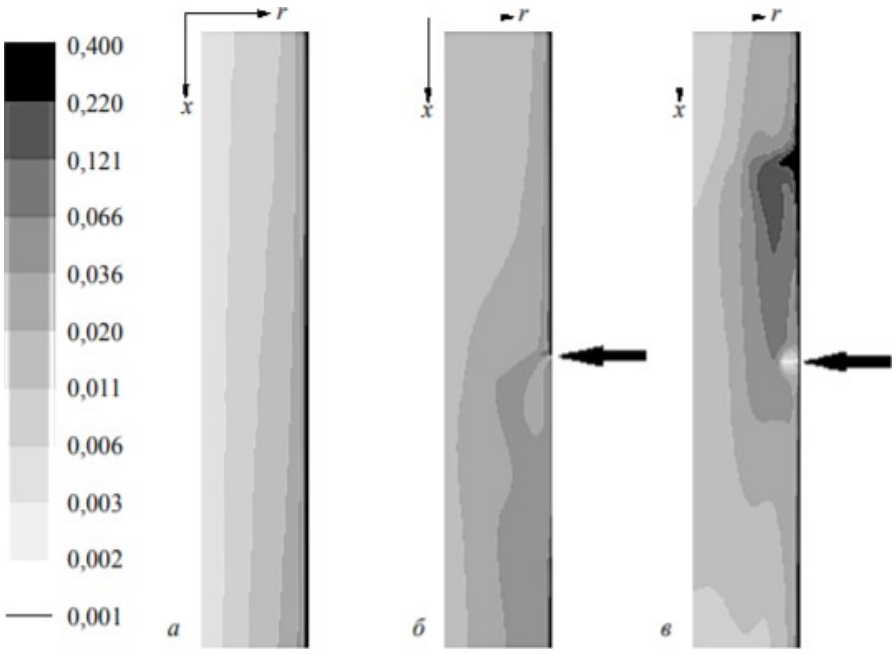
а – без інжекції; б – радіальна інжекція; в – тангенціальна інжекція.

Рисунок 3.4 – Траекторії частинок фракції № 1 Q_{inj} = 6 л/хв

При цьому відбувається часткове замикання основного потоку в конічної частини гидроциклона, яке перешкоджає виносу дрібних частинок в нижній

злив[50, 51]. Слід зазначити, що такі відмінності в картині перебігу починають проявлятися для витрати інжектуючої рідини від 6 л/хв і вище.

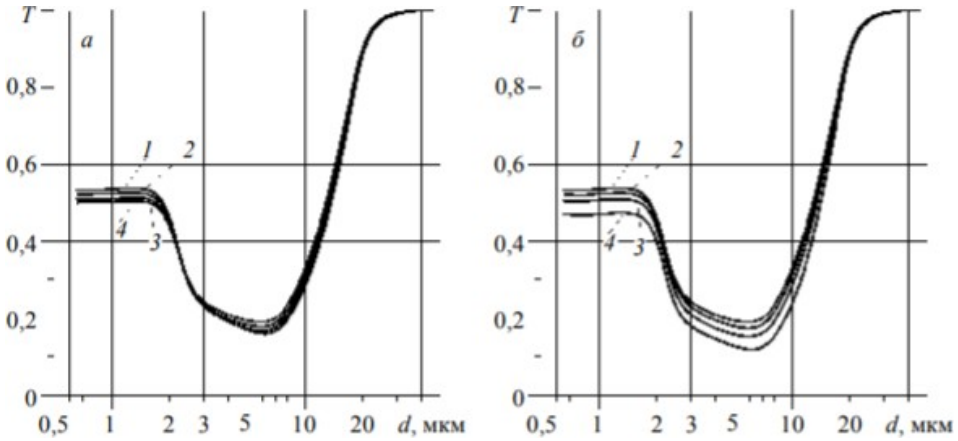
В результаті деформації поля течії відбувається перерозподіл твердої фази в інжекторі, Рис. 3.5, що виражається в її винесення з пристеночной області в напрямку осі симетрії, в результаті чого відбувається підвищення об'ємної частки частинок в ядрі потоку, тим самим збільшується ймовірність виносу частинок через верхній злив [52].



а – без інжекції; б – радіальна інжекція; в – тангенціальна інжекція.

Рисунок 3.5 – Об’ємна доля твердої фази (логарифмічна шкала), Q_{inj} = 6 л/хв

Тангенціальний спосіб інжектування більшою мірі підвищує об'ємну частку твердої фази в потоці (Рис. 3.5 в) в порівнянні з радіальним способом (Рис.3.5, б) за рахунок сформованого пристінкового вихору над місцем інжекції (Рис. 3.5, в).



а – радіальний спосіб інжекції; б – тангенціальний спосіб інжекції

Рисунок 3.6 – Вплив інжекції на функцію розділення

На рис. 3.6 показано вплив об'ємної витрати інжектируются рідини на залежність функції розподілу (відношення масової витрати частинок деякої фракції через нижній злив до масовій витраті частинок цієї ж фракції через що живить патрубок) від розміру фракції для двох способів інжектування: радіального (Рис. 3.6 , а) і тангенціального (Рис. 3.6, б).

Як видно з результатів розрахунку, при невеликих витратах инжекціонного потоку (до 4 л/хв) спосіб інжектування не робить помітного впливу на поведінку функції поділу, хоча при цьому спостерігається її зниження для малорозмірних фракцій (1-3 фракції) до 4,5% і для середньорозмірних фракцій (5-7 фракції) до 19% [53] .

Подальше збільшення инжекционного потоку до 6 л / хв не призводить до будь-якого зміни функції розподілу в разі радіального способу інжектування. Тангенціальний спосіб інжектування, навпаки, істотно знижує функцію розподілу в широкому фракційному діапазоні. Подібний вплив інжекції на функцію поділу було отримано і при проведенні експериментів з гідроциклоном,обладнаним двома інжекційними соплами [54].

Висновки до розділу 3

1. Виявлено основні закономірност перебігу пульпи в інжектування в

гідроциклоні з інжектором, що має 5 тангенціально спрямованих сопел, також було вирішено системи рівнянь кількості руху та системи переносу напруг за допомогою експоненціальної схеми руху з залученням алгоритму PRESTO, для обгрунтування тиску на гранях осередків. Узгодження між полем тиску і полем швидкості було реалізовано на основі алгоритму PISO.

2. Як показали розрахунки при однаковій витраті інжектуючої рідини тангенціальне підведення в системі очищення на з тангенціальним підведенням в гідроциклонах на металургійних підприємствах набагато сильніше деформує основний потік в ньому ніж радіальний.

3. За допомогою математичного моделювання було показано вплив об’ємної витрати інжектуючої рідини на залежність функції розподілу від розміру фракції для двох способів інжектування.

4. За результатами розрахунку за невеликих витрат інжекційного потоку (до 4 л/хв), встановлено при моделюванні розробленої схеми, спосіб інжектування не робить помітного впливу на поведінку функції поділу.

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА В ГАЛУЗІ

4.1 Виявлення та оцінка шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища

4.1.1 Характеристика ступеня безпеки процесу, рівня механізації

Велика кількість небезпек (переміщення вантажів, вантажозахватних пристроїв, що обертаються частини броскової машини й т.д.) вимагає особливої уваги й обережності з боку робочого персоналу.

Рівень механізації праці визначається шляхом відношення витрат механізованої праці до ручної праці (для спеціальності “сталевар”):

$$B = \frac{M}{M+R} \cdot 100 = \frac{28}{28+4} \cdot 100 = 87{,}5\%, \qquad (4.1)$$

де B - рівень механізації праці, %;

M - сума людино-годин механізованої праці для сталеварів, кранових машиністів, слюсарів.

R - сума людино-годин ручної праці.

Рівень механізації праці для спеціальності машиніст крана:

$$B = \frac{M}{M+R} \cdot 100\% = \frac{15}{15+1} \cdot 100\% = 93{,}5\%,$$

Рівень механізації праці для спеціальності слюсар-ремонтник:

$$B = \frac{M}{M+R} \cdot 100\% = \frac{4}{4+12} \cdot 100\% = 25\%$$

Таблиця 4.1 – Розрахунок рівня механізації робочих

№ п/п	Професія робочих	Штат рабочих	Кількість відпрацьованих людино–годин в зміну			Рівень механізації, %
			Вручную	За допомогою машин	Всього	
1	Сталевар	4	4	28	32	87,5
2	Машиніст крана	2	1	15	16	93,5
3	Слюсар	2	12	4	16	25,0

Класифікація професії на три групи:

1. Професії ручної праці: слюсар.
2. Професії механізованої праці: машиніст крану.
3. Професії змішаної праці: сталевар.

4.1.2 Аналіз потенційно небезпечних і шкідливих факторів виробничого середовища

У сталеплавильному цеху загалом, і на металургійній ділянці зокрема технологічні операції відбуваються як безупинно, так і періодично. У цих умовах небезпечні й шкідливі виробничі фактори проявляють себе як постійно, так і періодично. Сталеплавильний процес відноситься до I, II групи процесів з надлишками явної теплоти і забрудненням 3,4 класу небезпеки.

До постійно діючих небезпечних і шкідливих виробничих факторів ставляться: теплові випромінювання (більше 350 Вт/м^2), інфрачервоне випромінювання, загазованість, електромагнітне випромінювання, вібрації (табл. 4.2). До періодично діючих небезпечних і шкідливих виробничих факторів ставляться: переміщення вантажів (великої кількості сировини, готової продукції й відходів виробництва), що обертаються частини механізмів й устаткування, що працюють у запиленому середовищі при низьких або високих температурах, підвищене значення напруги в електричних ланцюгах. У цих умовах потрібне безумовне забезпечення безпеки виробничого встаткування, дотримання вимог ДНАОП 0.9 - 3.03 - 81 і ДНАОП 0.9 - 3.049 - 82. Деякі небезпечні й шкідливі фактори можуть переходити з однієї категорії в іншу.

Порушення й екстремальні відхилення (аварії) технологічного процесу й роботи встаткування приводить до прояву випадкових небезпечних і шкідливих факторів. До таких випадкових факторів ставляться: раптовий прорив газопроводу, обрив силових електричних ліній, влучення сторонніх предметів у механізми встаткування й т.п.

Таблиця 4.2 - Оцінка факторів виробничого середовища трудового процесу

№ п/п	Фактори виробничого середовища й трудового процесу	Норм. зн. (ПДК)	Фактичне значення	III клас.- шкідливі й небезпечні умови й характер праці			Час дії фактора, %, за зміну
				Іст.	IIст.	IIIст.	
1	Шкідливі хімічні речовини, мг/м^3: I клас небезпеки: II клас небезпеки: III клас небезпеки: оксид заліза, мг/м^3 оксид вуглецю мг/м^3	 15,3 20,0	 100,8 30,66	 1,53		 6,6	 80 100
2	Пил переважно фіброгенного дії, мг/м^3	2	11,6			5,8	80
3	Вібрація (загальна й локальна), дБ	2	6.4			4,4	80
4	Шум, дБА	80	90	10			85
5	Інфразвук, дБ						
6	Ультразвук, дБ						
7	Мікроклімат у приміщенні: -температура повітря, ^{0}C -швидкість руху повітря, м/с -відносна вологість повітря, % -інфрачервоне випромінювання, Вт/м^2	 26/15 0,2/0,6 140	 45 0,4 3100	 - -	 - -	 19 - 3100	 100 100 85

У сталеплавильному цеху джерелом загальної вібрації є вібрація підлоги й інших конструктивних елементів будинку внаслідок роботи вантажопідйомних і транспортуючих машин, механізмів електропечі, молотів.

Основним устаткуванням, що генерує електромагнітні поля, є електроустаткування й трансформаторні підстанції.

Основними джерелами небезпеки поразки електричним струмом на металургійній ділянці є: машини й механізми з електроприводом. В основному електроустаткування підключається від заводської мережі 380 В.

Основні теплові випромінювання мають місце на металургійній ділянці, так й у цеху виходять від печей і машин для розливання металу. По санітарних нормах проектування промислових підприємств (СН 245-71) величина явних тепловиділення (для гарячих цехів) не повинна перевищувати 140 Вт/м^2. У нашому випадку, безпосередньо поблизу печей, тепловиділення становлять 850 Вт/м^2.

Висновок: У зв'язку з наявністю першого й третього класу небезпеки (Табл.4.2) слюсар має право на пільгову пенсію по першому списку, додаткову відпусткуа в розмірі 18 днів, і видачу 0,5 літра молока в зміну, прибавку до заробітної плати ≈ 20%.

4.2 Заходи щодо захисту від виявлених небезпечних і шкідливих факторів

Для поліпшені умов праці й захисту працюючих від теплового впливу застосовуємо: теплоізоляцію поверхонь робочих місць (кабіни машиністів мостових кранів, постів керування), природну й механічну вентиляцію, водо розпилення на робочих місцях й у проточних віконних прорізах, спецодяг й індивідуальні захисні засоби (щитки, окуляри, екрани), раціональну організацію режимів праці й відпочинку, пристрій спеціальних кабін і кімнат відпочинку. Для ослаблення впливу теплового випромінювання на організм людини встановлюємо питний режим - постачання робітників підсоленою газованою водою. Зменшення запилення й загазованості виробляється шляхом природної й штучної вентиляції.

До обертових відкритих частин устаткування, розподільним електричним пристроям, джерелам теплового випромінювання - використаються огороджувальні пристрої, як стаціонарні, так і рухливим, відповідним вимогам ДНАОП 0.9 - 3.62 - 81.

Для контролю переміщення вантажів застосовуються обмежувальні пристрої тупикового типу. Також обмежувальні пристрої застосовуємо на підступах до джерел тепловипромінювання (печі, ковші, місця випуску металу), залізничні колії, вантажно-розвантажувальні площадки. Засоби індивідуального захисту (СІЗ) персоналу электросталеплавильного цехи застосовуються наступних класів: для ремонтних й аварійних робіт - ізолюючі костюми; для виконання технологічних операцій - спецодяг й інші СІЗ, передбачені ДНАОП 0.9 - 3.03 - 81.

Як засоби захисту органів дихання застосовуються респіратори типу ШБ - “Лепесток”.

Спеціальне вібраційне взуття ДНАОП 0.9 - 3.09 - 83 групи Мв - для захисту від механічних впливів і вібрації.

4.3 Технічні рішення по гігієні праці і виробничий санітарії

4.3.1 Мікроклімат

Допустимими метеорологічними умовами для роботи слюсаря такі параметри мікроклімату для теплої пори року: температура навколишнього середовища 19-25 ^{o}C, відносна вологість 75%, швидкість переміщення повітря 0,2 м/с (БНіП 2.04.05-91).

Вентиляція – організований повітрообмін – застосовується для створення номінальних метеорологічних умов, видалення шкідливих, виділюваних при технологічних операціях.

В електросталеплавильному цеху застосовується механічна й природна вентиляція. Аерація - природний повітрообмін у виробничому приміщенні відбувається під впливом двох факторів: різниці температур, що створює тепловий тиск, і дії вітру, що створює вітровий тиск. Для збільшення тиску, у

даху цеху встановлені витяжні шахти й труби, з дефлекторами, що дозволяють збільшити повітрообмін за рахунок вітрового напору. Для надходження повітря в цех передбачені приточні прорізи в нижній зоні стін.

За допомогою механічної вентиляції, установленої в цеху, повітря розподіляється відповідно до заданих умов, чисте повітря подають у певні ділянки цеху, а забруднене видаляють від місць утворення, відводять для очищення.

4.3.2 Освітлення виробничих приміщень

Одним з найважливіших параметрів виробничої обстановки є освітлення. Достатнє освітлення на робочих поверхнях забезпечується виконанням нормативних вимог, що встановлюють норми освітленості залежно від характеристики зорової роботи обумовленим ступенем її точності, тобто розміром об'єктів розрізнення. (БНіП 11-4-79 «Природне й штучне висвітлення» передбачає нормативи висвітлення для восьми розрядів зорової роботи).

В електросталеплавильному цеху робоче місце сталевара використається штучно освітлення з допомогою світильника ПВЛП із лампою ДРЛ потужністю 500 Вт, світловою віддачею 11600 лм/Вт і тривалістю горіння 1000-4000 годин.

Роботу оператора відносимо до роботи середньої точності IV розряду. З таблиці 4 освітленість згідно БНіП 11 - 4 - 79 становить: загальна при штучному висвітленні 200 Лк, при природному бічному висвітленні 1,5%, що відповідає обраній лампі.

Інші приміщення з постійним перебуванням у них людей, мають як природне, так і штучне висвітлення. У цеху використаються люмінесцентні і газорозрядні і світильники типу “Астра-32”.

4.3.3 Санітарно-побутові приміщення

До числа побутових приміщень ставляться приміщення для задоволення санітарних і побутових потреб трудящих під час перебування їх на роботі: приміщення для прийому їжі, гардеробні, душові, туалети, умивальні, пральні.

Електросталеплавильний цех ставиться до другої групи виробництв по БНіП 2.04.05 - 86. У побутовому приміщенні влаштований гардероб, умивальні,

душові. Туалети розташовані як у побутовому приміщенні, так й у цеху. Підлога в туалетах, умивальних і душових улаштовується водонепроникний, з ухилом до стічного трапа. Стіни на висоту 1,5 м покриті вологостійким матеріалом. Будинок санітарно-побутового приміщення побудовано у два поверхи, шириною 38 м. Воно примикає безпосередньо до виробничого будинку цеху. Для зберігання одягу застосовуються металеві закриті ящики із проведеної в них вентиляційною системою.

На робочих місцях электросталеплавильного цехи є кабіни для відпочинку, у яких установлені лави зі спинками, у ці кабіни подається охолоджене повітря. Для роздачі питної води встановлені фонтанчики й автомати газованої води. Кількість газованої води на одну людину в зміну - 4,5-5 л, відстань від робочих місць до питних установок менш 75 м [25].

4.4 Заходи щодо безпеки праці

Дугові печі мають деякі конструктивні особливості, пов’язані з використанням електричного струму великої потужності складного електричного і механічного обладнання. Від комплексу цих причин залежить безпека процесу виплавки сталі, крім цього безпека визначається факторами виплавки і розливки сталі. Потужність електросталеплавильних агрегатів постійно зростає з вдосконаленням електричного і механічного обладнання що постійно підвищує рівень безпеки виробництва.

При роботі електрообладнання можливі порушення, відмови пристроїв. Більшість із них пов’язані з зміною сили струму від нуля до короткого замкнення. Можливі порушення роботи приладів контролю, що створює небезпеки руйнування графітових електродів.

Екстремальні відхилення параметрів безпеки носять різноманітний характер: обрушення склепіння, перебіг реакцій з викиданням металу і шлаку на робочий майданчик, прорив металу через подину, вибухи під час контакту

рідкого металу з водою, або в наслідок створення вибухонебезпечних сумішей чи концентрацій.

4.5 Заходи протипожежної безпеки й захисту навколишнього середовища

У роботі з попередження пожеж головним напрямком є пожежна профілактика - система державних і суспільних заходів, проведених з метою попередження пожеж, обмежень поширення пожеж, створення умов для евакуації людей з палаючого будинку й швидкого гасіння пожежі.

Важливий параметр будинків і споруджень є ступінь їхньої вогнестійкості. По ДБН 8.11-7.2002 визначаємо, що електросталеплавильний цех ставиться до другого ступеня вогнестійкості. Мінімальні межі вогнестійкості наведені в таблиці 4.3.

Таблиця 4.3 - Мінімальні межі вогнестійкості основних будівельних конструкцій від ступеня вогнестійкості (БНіП 11 - 2 - 80)

Ступінь вогнестійкості	Основні будівельні конструкції				
	Несучі стіни, стіни сходових кліток, колони	Сходові площадки, балки й марші	Зовнішні стіни з начіпних панелей	Внутрішні стінки, перегородки	Плити, настили й інші несучі конструкції перекриттів
Мінімальні межі вогнестійкості					
II	2,0	1,0	0,25	0,25	0,75

Для попередження поширення пожежі, конструкції будинку постачені протипожежними перешкодами - поперечними й поздовжніми.

Для евакуації людей з будинку й приміщень цехи передбачені евакуаційні виходи. Тому що ворота, призначені для руху транспорту, не можуть бути евакуаційними виходами, передбачаємо спеціальні додаткові евакуаційні виходи.

Сталеплавильний цех №1 ставиться до пожежонебезпечної категорії “Г”, пов'язаної з обробкою неспалених речовин і матеріалів у гарячому, розпеченому або розплавленому стані, що супроводжуються виділенням променистого тепла, систематичним виділенням іскор і полум'я, а так само виробництва, пов'язані із систематичним спалюванням твердого, газоподібного й рідкого палива.

Згідно БНіП 2.01.02–85 забір води для гасіння пожежі виробляється з пожежних гідрантів, розташованих по периметрі цеху. Тиск 0,6 МПа створюється пожежними насосами, що запускають не пізніше, ніж через 5 хвилин після виникнення пожежі.

Використані насоси дозволяють створювати необхідний тиск у системі пожежогасіння й розраховані на витрату води відповідно до норм витрати води для внутрішнього пожежогасіння – 20 л/м^2 і зовнішнього – 30 л/м^2.

К індивідуальним засобам гасіння пожежі ставляться ручні пінні вогнегасники ВХП - 10, ВПП - 10 - для гасіння твердих горючих матеріалів, ВВ - 2, ВВ - 5, ВВ - 8, ВВ - 25, ВВ - 80- (вогнегасник вуглекислотний) - для гасіння електроапаратури.

Основним джерелом забруднення атмосфери є: пил, окис вуглецю, а водойм механічні суспензії. Джерелами забруднення є індукційні й електросталеплавильні печі, дробарки.

Електросталеплавильний цех при річному випуску 180 тис. тонн стали, обладнаний пиловловлювачем з ефективністю очищення 0,8-0,85, викидає в навколишнє повітря до 130 тонн пилу в рік.

Основними видами забруднень стічних вод є іржа, пил, флюси й ін. Масова концентрація суспензій у стічних водах досягає 1000 мг/літр. Для очищення стоків застосовують механічні методи (відстоювання, фільтрування й ін.), хімічні (нейтралізація, коагуляція й ін.) і фізико-механічні методи. Для зниження шкідливого впливу на навколишнє середовище вода після очищення направляється на водо обіг, прохолоджується й повертається в цех.

4.6 Інженерний розрахунок витяжного зонта електропечі

При продувки стали киснем в атмосферу викидається велика кількість пилу й шкідливих газів. У зв'язку з вище викладеним потрібне застосування витяжної вентиляції.

Для визначення параметрів витяжного парасоля електропечі необхідно знайти кількість конвективних тепловиділень по формулі:

$$Q_k = P \cdot C \cdot T, \tag{4.2}$$

де P=1500 – продуктивність печі, $\frac{кг}{год}$;

C=0,5 – питома теплоємність металу, $\frac{Дж}{кг \cdot град}$;

T – температура металу, T=1400^{0}C.

Підставивши у формулу (4.2)

$$Q_K = 1500 \cdot 0{,}5 \cdot 1400 = 1050000 \frac{Дж}{год} = 1050 \frac{кДж}{год} .$$

Визначимо еквівалентний (по площі) діаметр джерела тепловиділення по формулі:

$$D_{ЭКВ} = 1{,}13\sqrt{F_И}, \tag{4.3}$$

де $F_и$- площа джерела тепловиділення (електропечі):

$$F_И = a \cdot b, \tag{4.4}$$

a=3,8, b=2,8 - відповідно довжина й ширина джерела, м;

$$F_И = 2{,}8 \cdot 3{,}8 = 10{,}64 м^2;$$

$$D_{ЭКВ} = 1{,}13\sqrt{10{,}64} = 3.91 м.$$

Задаємо найбільші (по конструктивних міркуваннях) розміри витяжного парасоля: a'=4 м, b'=3 м. Форма усмоктувального отвору повторює форму джерела тепловиділень.

Визначаємо відносні розміри джерела:

$$\overline{D_{ЭКВ}} = \frac{D_{ЭКВ}}{h} \tag{4.5}$$

і звідси:

$$\overline{d_{ЭКВ}} = \frac{d_{ЭКВ}}{h}, \tag{4.6}$$

де h=2 - висота установки парасоля, м;

$d_{экв}$ – еквівалентний (по площі) діаметр отсоса, м.

Еквівалентний діаметр отсоса:

$$d_{ЭКВ} = 1{,}13\sqrt{a' \cdot b'}, \tag{4.7}$$

a'=4 b'=3 - розміри витяжного зонта, м.

$$d_{ЭКВ} = 1{,}13\sqrt{4 \cdot 3} = 4{,}2 м..$$

Підставимо значення у формули (4.5) і (4.6):

$$\overline{D_{ЭКВ}} = \frac{3{,}91}{2} = 1{,}95 м;$$

$$\overline{d_{ЭКВ}} = \frac{4{,}2}{2} = 2{,}1 м.$$

Необхідна швидкість усмоктування:

$$w = k \cdot V_M, \tag{4.8}$$

де k=1,2 – коефіцієнт, що залежить від конструктивного виконання усмоктувального отвору; $V_м$ – осьова швидкість у конвективной струменю на рівні отсоса, для смуги:

$$V_M = 0{,}041 \cdot Q_K^{1/3} \cdot \left(\frac{h}{b}\right)^{0{,}36}, \tag{4.9}$$

де $Q_к$=5250000 - кількість конвективних тепловиділень, $\frac{Дж}{год}$;

h=2 - висота установки зонта, м;

b=3 -ширина джерела, м.

Підставивши значення в (4.8), а потім в (4.9) одержимо:

$$V_M = 0{,}041 \cdot 1050000^{1/3} \cdot \left(\frac{2}{3}\right)^{0{,}36} = 3{,}6 \frac{м}{с};$$

$$w = 1{,}2 \cdot 3{,}6 = 4{,}32 \frac{м}{с}.$$

Обчислимо стійкість конвективного потоку:

$$A = \frac{D_{ЭКВ}}{2} \sqrt[3]{\frac{Q_K}{h}}, \qquad (4.10)$$

де $D_{экв}$=3,91 - еквівалентний (по площі) діаметр джерела, м;

h=2 - висота установки зонта, м.

$$A = \frac{3,91}{2} \sqrt[3]{\frac{1050000}{2}} = 15,7 .$$

Приймаємо рухливість повітря в приміщенні $V_п$=0,5 $\frac{м}{с}$.

Визначимо необхідну продуктивність відсоса по формулі:

$$Z_{ОТС} = 3600 F_{ОТС} иП, \qquad (4.11)$$

де $F_{отс}$ =14,08– площа отсоса, м^2;

П=1,23 - коефіцієнт стійкості конвективного потоку.

$$Z_{ОТС} = 3600 \cdot 14,08 \cdot 4,32 \cdot 1,23 = 269335,8 \quad м^3/год.$$

ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ ТА РЕКОМЕНДАЦІЇ

1. Ознайомлення з технологією й устаткуванням глиноземного виробництва показала, що однією з виробничих задач є переробка червоних шламів.
2. Виявлено основні закономірності перебігу пульпи в процесі інжектування в гідроциклоні з інжектором, що має 5 тангенціально спрямованих сопел, також було вирішено системи рівннянь кількості руху та системи переносу напружень за допомогою експоненціальної схеми руху з залученням алгоритму PRESTO, для обґрунтування тиску на гранях осередків. Узгодження між полем тиску і полем швидкості було реалізовано на основі алгоритму PISO.
3. Як показали розрахунки при однаковій витраті інжектуючої рідини тангенціальне підведення в системі очищення на з тангенціальним підведенням в гідроциклонах на металургійних підприємствах набагато сильніше деформує основний потік в ньому ніж радіальний.
4. За допомогою математичного моделювання було показано вплив об’ємної витрати інжектуючої рідини на залежність функції розподілу від розміру фракції для двох способів інжектування.
5. За результатами розрахунку за невеликих витрат інжекційного потоку (до 4 л/хв), встановлено при моделюванні розробленої схеми, спосіб інжектування не робить помітного впливу на поведінку функції поділу.
6. Результати роботи можуть бути використані на ТОВ "МИКОЛАЇВСЬКИЙ ГЛИНОЗЕМНИЙ ЗАВОД", та на інших підприємствах, які спеціалізуються на виробництві глинозему.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ЛІТЕРАТУРНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Oiks G. N. Converter and open-hearth steel manufacture: Fundamentals of theory and technology. Moscow : Mir, 1977.
2. ПАТ «Дніпроспецсталь» [Електронний ресурс] // Режим доступу до ресурсу: http://www.dss-ua.com/rus/company/production/schema/
3. Rutberg P. M., Sapko A. I. Modernization of electric-arc furnaces. *Metallurgist*. 1959. Vol. 3, no. 4. P. 158–159. URL: https://doi.org/10.1007/bf00740733 (date of access: 19.11.2023).
4. Williams R. V. Blast-furnace instrumentation. *Control and Analysis in Iron and Steelmaking*. 1983. P. 67–117. URL: https://doi.org/10.1016/b978-0-408-10713-6.50008-2 (date of access: 19.11.2023).
5. Hersch J. E. Metallurgical plants of Japan. [Tokyo] : Supreme Commander for the Allied Powers, Natural Resources Section, 1950. 71 p.
6. Білецький М. І. Техніко-економічні основи виробництва : навч.-метод. посібник / М. І. Білецький, Л. І. Котик. – Львів : ЛНУ ім. І. Франка, 2013. – 134 с.
7. Методичні вказівки до самостійної роботи з дисципліни «Споруди та обладнання сталеплавильних цехів» для студентів заочної форми навчання напряму 6.050401 «Металургія» / Укл.: Крячко Г.Ю.- Кам'янське: ДДТУ, 2016 р., 52 стор..
8. Гущин О. В. Технологічні методи виробництва заготовок деталей машин : посібник для студентів денної та заочної форм навчання спеціальності 131 – «Прикладна механіка» спеціалізації «Технології машинобудування» / О. В. Гущин. – Краматорськ : ДДМА, 2019. – 159 с.
9. Leonard B. Mechanical Equipment Repair Industry (machine Shops): Guides To Pollution Prevention. Diane Pub Co, 2004. 45 p.
10. Britain G. Mechanical Lifting and Handling Equipment. Stationery Office Books, 1988.

11. Курсове проектування деталей машин: Довідковий посібник Ч.1/А.В.Кузьмін, Н.М. Макейчик , В.Ф.Калачев та ін. - Мінськ .: Виш . школа, 1982.208с.
12. Курсове проектування деталей машин: Довідковий посібник Ч.2/А.В.Кузьмін, Н.М. Макейчик , В.Ф.Калачев та ін. - Мінськ.: Виш . школа, 1982.208с.
13. Лащинський А.А., Толчинський А.Р. Основи конструювання та основи роботи хімічної апаратури. - Львів.: Машинобудування , 1970,492с.
14. Жук А.Я, Желябіна Н.К. Основи розрахунків приводів машин: Навчальний посібник. / Запоріжжя: Видавництво ЗДІА, 1996.-145с.
15. Кузьмін А.В., Марон Ф.Л. Довідник з розрахунків механізмів підйомно-транспортних машин. Мінськ.: Вище . школа, 1983.350с.
16. Сєдуш В.Я. Надійність, ремонт та монтаж металургійних машин.- Київ - Донецьк : Вища школа, 1981.-264с.
17. Денисенко Г.Ф. Охорона праці: Навч. посібник для інж. -екон. спеціальностей вишів. - Мінськ.: Вище . шк., 1985.319с.
18.
19. Lifting N. S. The International Rigging and Lifting Handbook. Abeerdeen, Scotland : North Sea Lifting Ltd, 2001. 202 p.
20. Polach P. Applied Methods of the Analysis of Static and Dynamic Loads of Structures and Machines. Trans Tech Publications, Limited, 2015.
21. From data protection to knowledge machines: The study of law and informatics / ed. by S. P. 1939-, B. J. 1944-. Oslo : Tano, 1990. 283 p.
22. Деталі машин : підручник / [Міняйло А.В., Тіщен- ко Л.М., Мазоренко Д.І. та ін.]. – К. : Агроосвіта, 2013. – 448 с. ISBN 978-966-2007-28-2..
23. Makarenko N. G., Yakovleva Y. S., Mikhalevich O. A. Ways to increase the durability of machines and mechanisms. *Omsk Scientific Bulletin*. 2023. P. 39–44. URL: https://doi.org/10.25206/1813-8225-2023-187-39-44 (date of access: 23.10.2023).

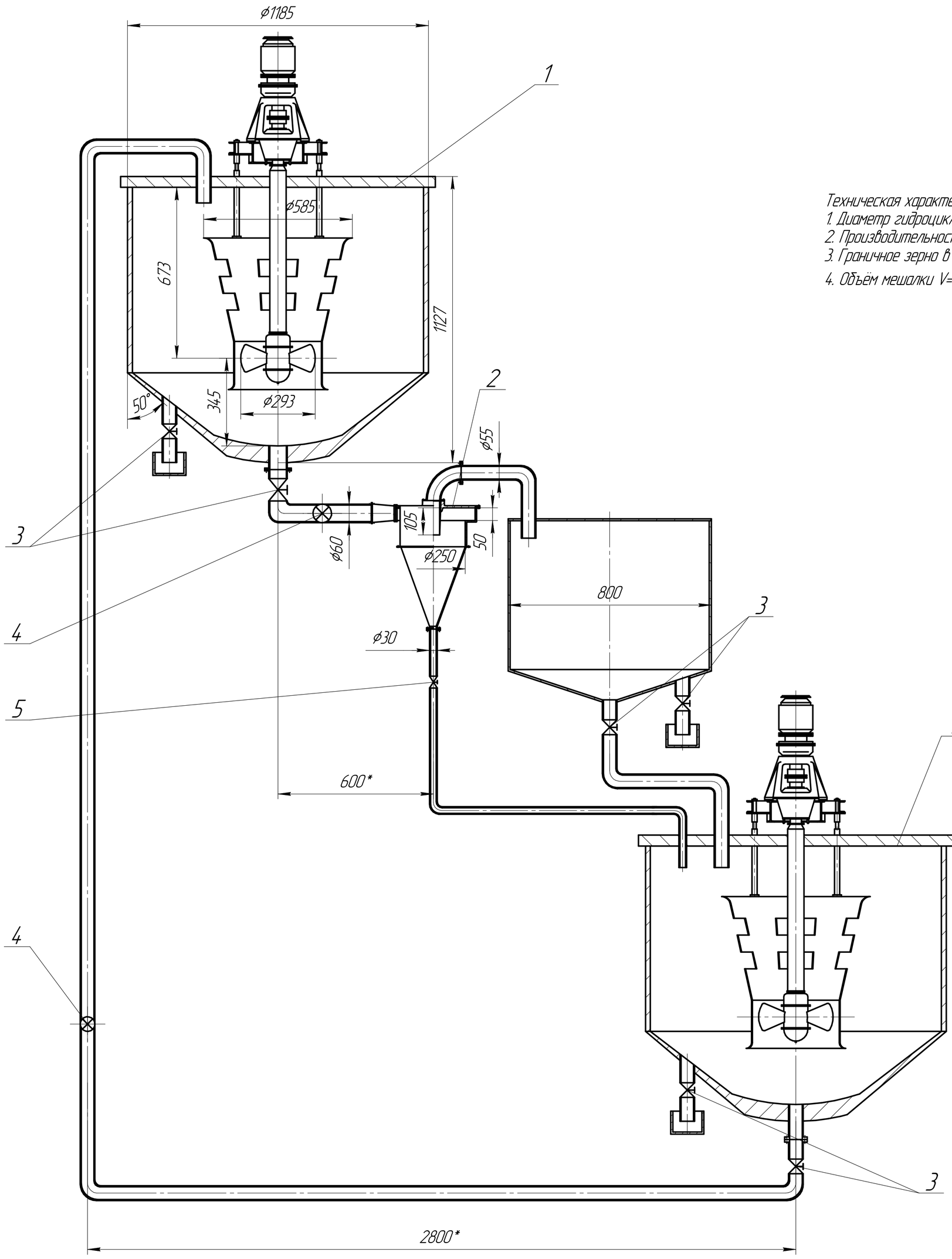
24. Sergeev S. N. New highly efficient energy-saving gas-cleaning equipment for the regulated cleaning of emissions from machines and units of metallurgical production. Metal and Casting of Ukraine. 2019. Vol. 308-309, no. 1-2. P. 77–83. URL: https://doi.org/10.15407/steelcast2019.01.077 .
25. Геврик Е. О. Охорона праці. Навчальний посібник для студентів вищих навчальних закладів. / Е. О. Геврик. – К: Ельга, Ніка–центр, 2003. – 280 с..
26. Ткачук К. Н. Охорона праці та промислова безпека. Навч.посіб. / К. Н. Ткачук. та ін. – К: Основа, 2009. – 360 с.
27. Раздорожній О. А. Охорона праці та виробнича безпека. / О. А. Раздорожній. – К.: Вища школа, 2007.
28. Румянцев В. Р. Методичні вказівки до виконання розділу «Охорона праці та техногенна безпека» у дипломних роботах (проектах) для студентів ЗДІА спеціальностей МЧМ, МБ та інші / В. Р. Румянцев, І. О. Ткаліч. – Запоріжжя: ЗДІА, 2012. – 16 с.
29. Dudás I. Theory and Practice of Worm Gear Drives. Elsevier Science & Technology Books, 2005.
30. Kragel′skiĭ I. V. Handbook of friction units of machines. New York : ASME Press, 1988. 318 p.
31. Dymott T. C. Atomic absorption with electrothermal atomisation. 3rd ed. Cambridge : Pye Unicorn, 1985. 85 p.
32. Semenov A. B. Design and calculation of structured cabling systems and components. Book on Demand Ltd., 2018. 418 p.
33. Hydraulics and hydraulic pneumatic drive. Hydraulics. / A. Lepeshkin et al. ru : INFRA-M Academic Publishing LLC., 2023. URL: https://doi.org/10.12737/958917 (date of access: 23.12.2023).
34. Freeman E. A., Aizerman M. A. Theory of Automatic Control: Adiwes International Series. Elsevier Science & Technology Books, 2016. 532 p.
35. Company G. E. Handbook of instructions with parts catalog, electric turret drive: Models 2CGD50USC1, 2CGD50USC2, and 2CGD50USC3. Schenectady, N.Y, 1944. 178 p.

36. Automation automation automation. / ed. by Congress of Industrial Organisations. Committee on Economic Policy. [S.l.] : CIO, 1955. 24 p.
37. Власов А., Невський Є., Пармьонов М. Застосування гідроциклонування для отримання концентрату червоного шламу. *І Міжнародна науково-практична конференція Інженерного навчально-наукового інституту ім. Ю. М. Потебні* : Матеріали, м. Запоріжжя, 9–10 трав. 2024 р. Запоріжжя, 2024. С. 834–836.
38. Методичні вказівки до виконання розділу "Охорона праці" у кваліфікаційних проектах (роботах) для студентів усіх спеціальностей/Упорядники: С.П. Панасейко , В.К. Тарасов, Ю.П. Павленко, В.Г. Рижков, І.Г. Резніченко, О.П. Павлова - Запоріжжя: ЗДІА, 2017. - 56 с.

СПИСОК ГРАФІЧНОГО МАТЕРІАЛУ

№ п/п	Найменування	Кільк. листів	Формат
1	Експериментальна установка	1	А1
2	Графіки залежностей крупності	1	А1
3	Логічна та математична модель	1	А1
4	Вузли зливного патрубка	1	А1
5	Лінія виробництва брикетів	1	А1

ДОДАТКИ



Техническая характеристика:
1. Диаметр гидроциклона D=250 мм.
2. Производительность гидроциклона Q=100 т/сут.
3. Граничное зерно в гидроциклоне δ=63 мкм.
4. Объём мешалки V=1 м^2.

Перв. примен.

Справ. №

Инв. № подл. | Подп. и дата | Взам. инв. № | Инв. № дубл. | Подп. и дата

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата
Разраб.		Невський		
Пров.		Власов		
Т.контр.		Власов		
Н.контр.		Васильченко		
Утв.		Власов		

МР.023217.000 СК

Експериментальна установка лінії гідроциклонування

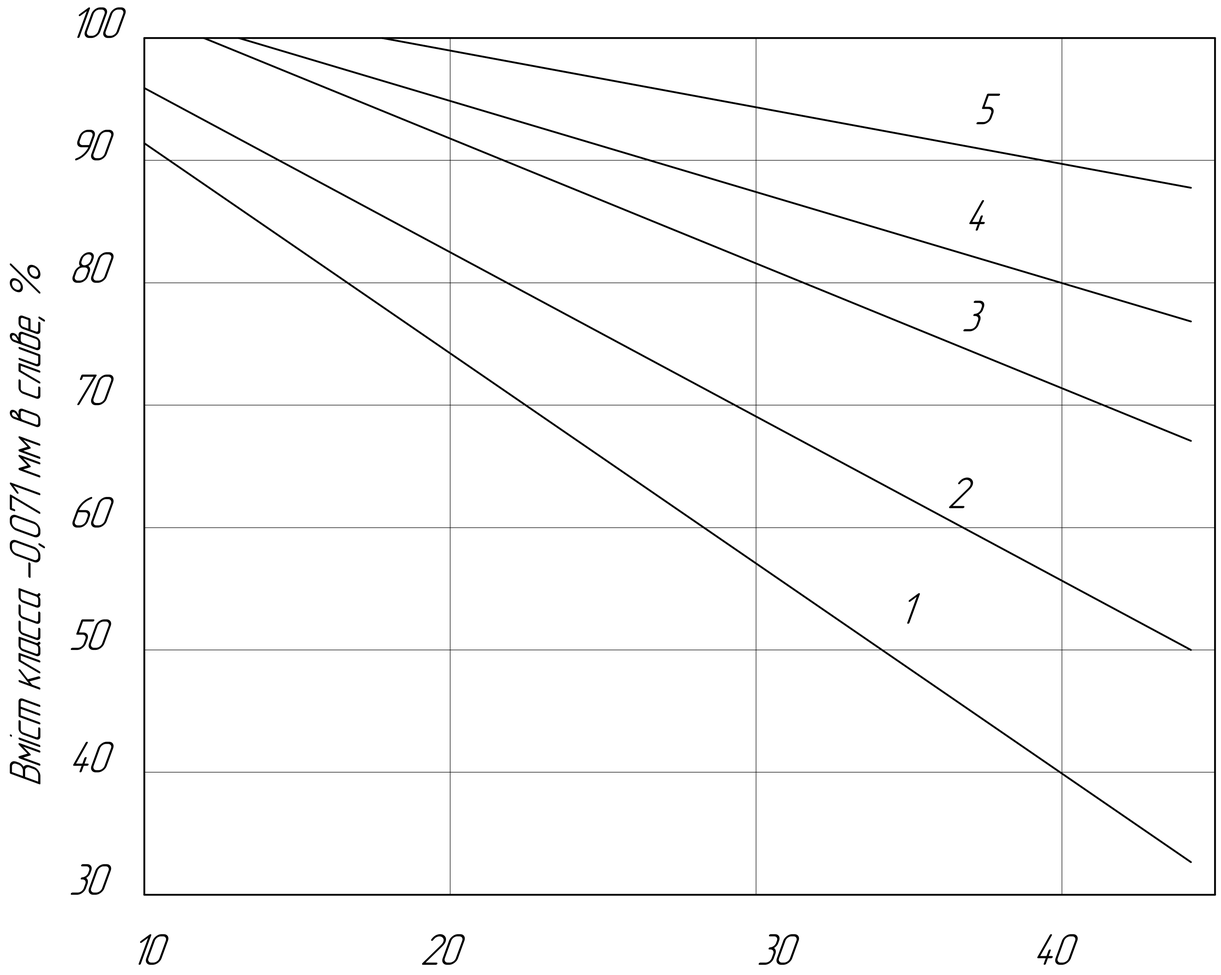
Лит.	Масса	Масштаб
У		1:10

Лист | Листов 1

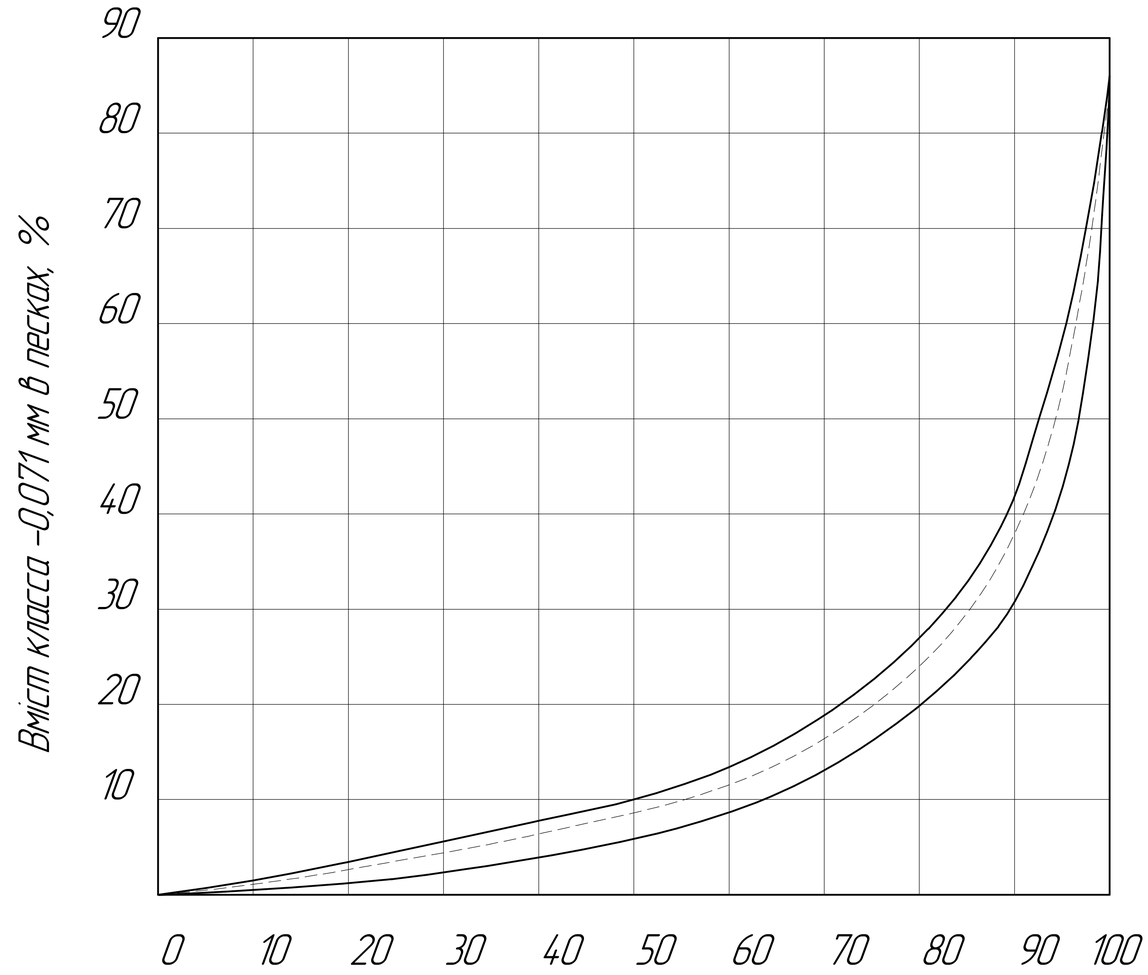
МОН України
ІННІ ім. Ю.М. Потебні
8.1333

Копировал | Формат А1

Залежність крупності зливу гідроциклону діаметром 500 мм.
від змісту у ньому твердого:
1-5 – вміст класу -0,071 мм у харчуванні
відповідно 25, 45, 60, 70, 75% і більше.



Залежність крупності зливу від крупності пісків



					МР.023217.000		
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата	Графіки залежності крупності зливу гідроциклону від вмісту в ньому твердого і від великої кількості пісків	Лит.	Масса	Масштаб
Разраб.		Невський				У		1:1
Пров.		Власов				Лист	Листов 1	
Т.контр.		Власов				МОН України ІННІ ім. Ю.М. Потебні ЗНУ 8.1333		
Н.контр.		Васильченко						
Утв.		Власов						

Копировал

Формат А1

Перв. примен.

Справ. №

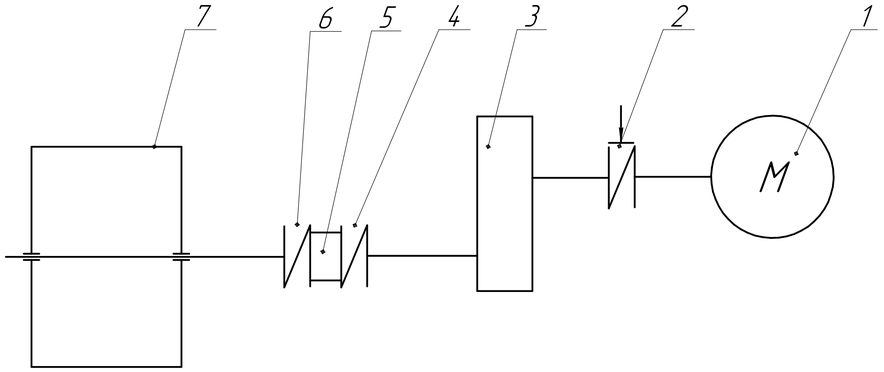
Подп. и дата

Инв. № дубл.

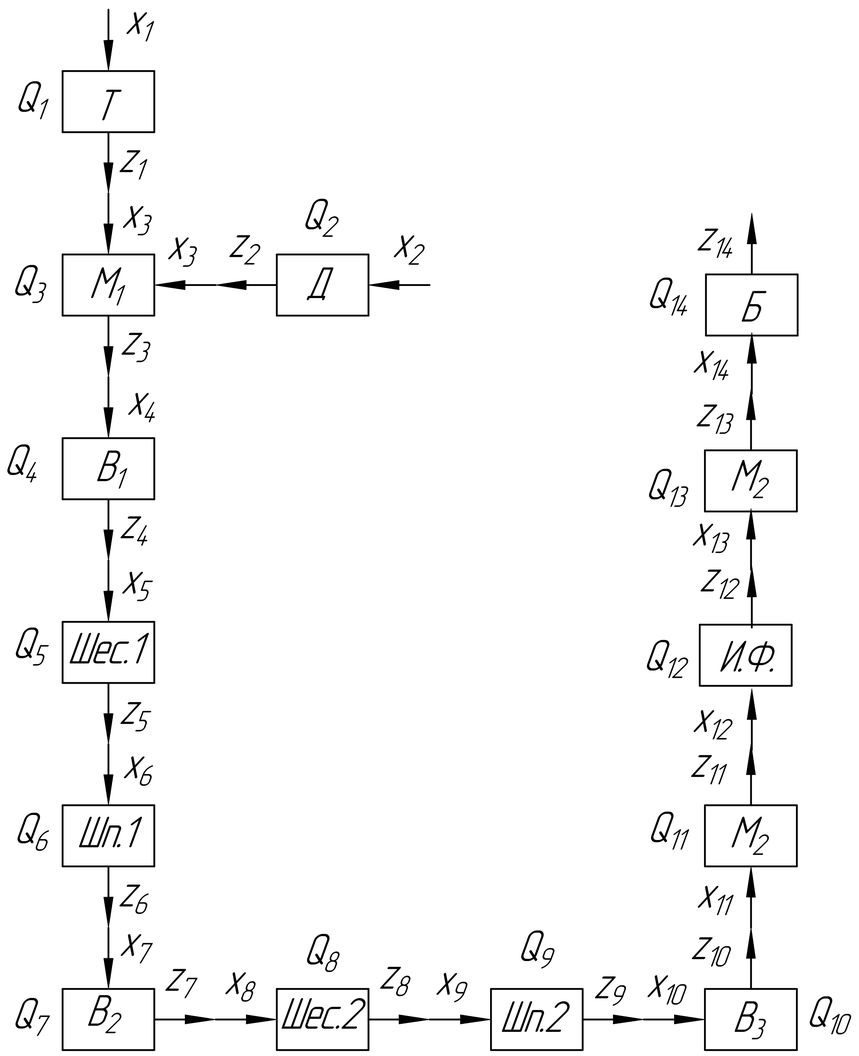
Взам. инв. №

Подп. и дата

Инв. № подл.



1 – електродвигун
2 – гальмівна муфта
3 – редуктор
4 – напівмуфта
5 – вимірювальний фланець
6 – напівмуфта
7 – барабан



1

R	e_1	e_2	Q_1	Q_2	Q_3	Q_4	Q_5	Q_6	Q_7	Q_8	Q_9	Q_{10}	Q_{11}	Q_{12}	Q_{13}	Q_{14}
z_1	0	1	0	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
z_2	1	0	1	0	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
z_3		0	0	0	0	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
z_4	1	0	0	0	0	0	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
z_5	1	0	0	0	0	0	0	1	1	1	1	1	1	1	1	1
z_6	1	0	0	0	0	0	0	0	1	1	1	1	1	1	1	1
z_7	1	0	0	0	0	0	0	0	0	1	1	1	1	1	1	1
z_8	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	1	1	1	1	1
z_9	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	1	1	1	1
z_{10}	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	1	1	1
z_{11}	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	1	1
z_{12}	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	1
z_{13}	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1
z_{14}	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата
Розраб.		Невський		
Пров.		Власов		
Т.контр.		Власов		
Н.контр.		Васильченко		
Утв.		Власов		

МР.023217.000 ММ

Кінематична, логічна та математична моделі приводу стрічкового конвеєра

Лит.	Масса	Масштаб
У		1:1
Лист	Листов 1	

МОН України ІНН ім. Ю.М. Потебні ЗНУ 8.1333

Копировал

Формат А1

Перед. примен.

Справ. №

Подп. и дата

Инв. № дубл.

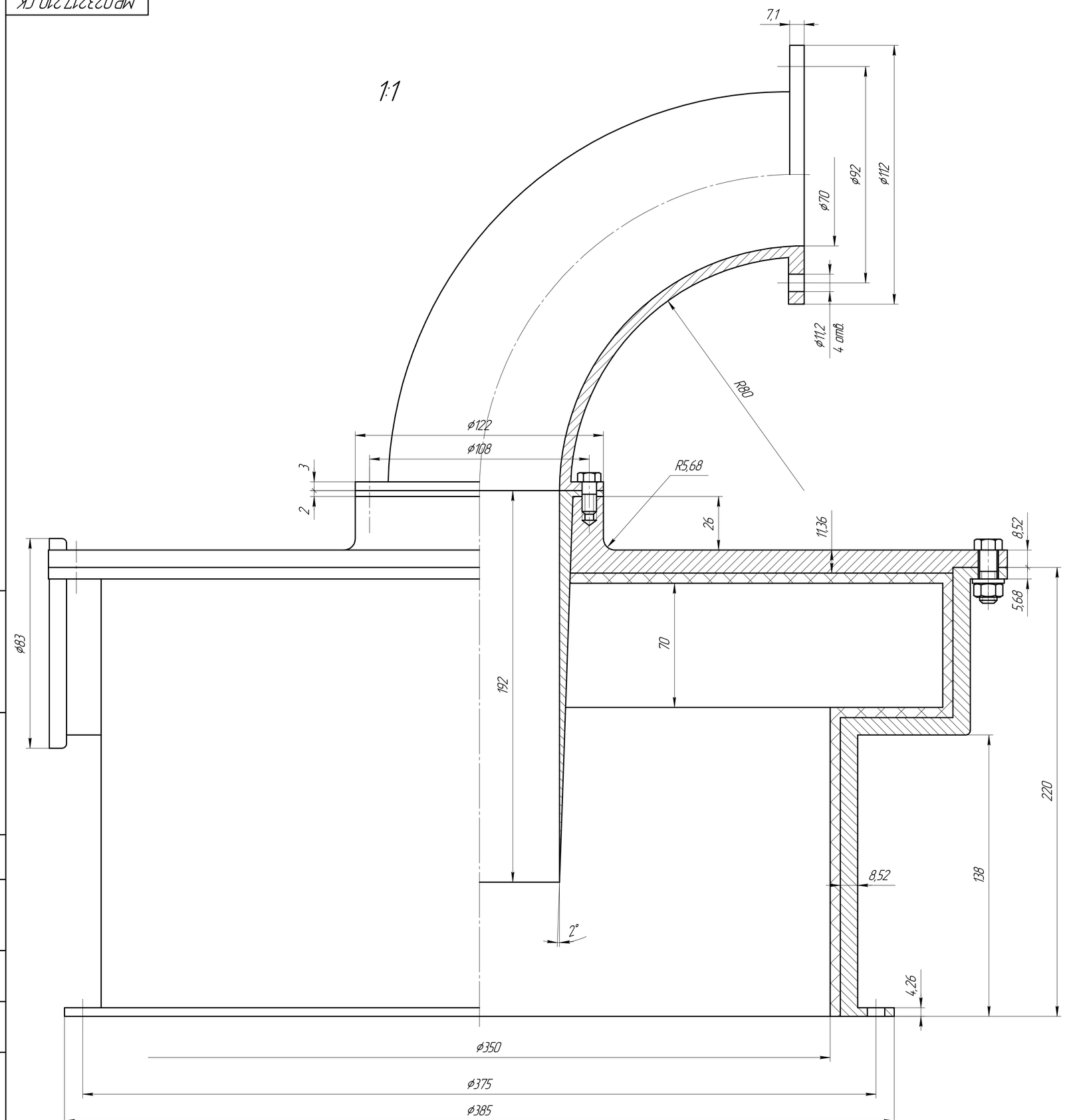
Взам. инв. №

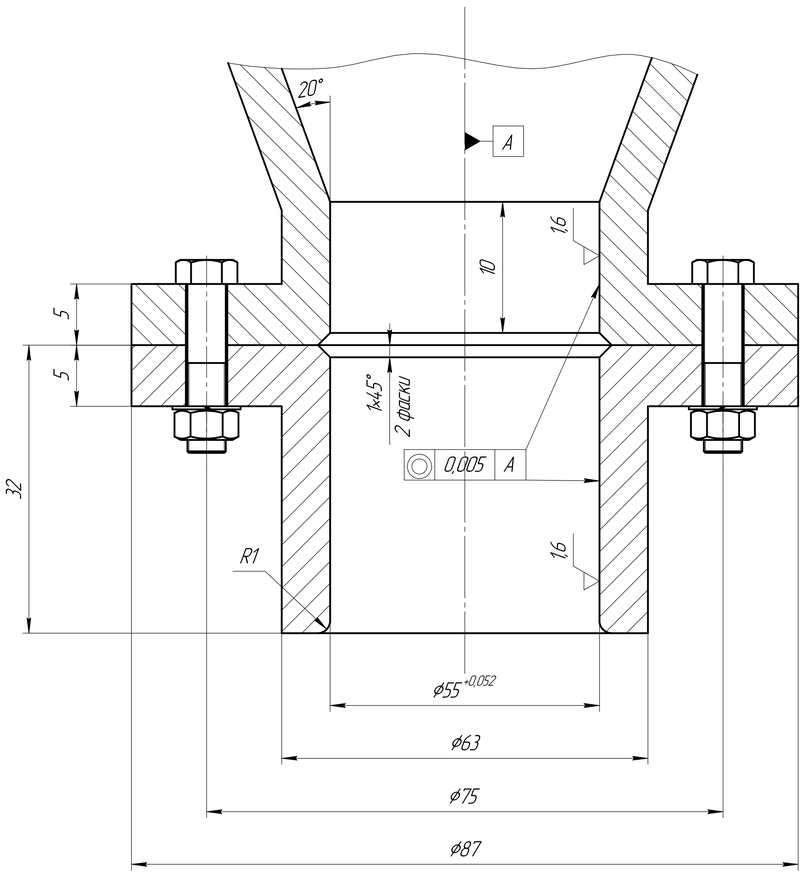
Подп. и дата

Инв. № подл.

МР.023217.210 СК

1:1





Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата	МР.023217.210 СК
Разраб.		Невський			Вузли зливного патрубка та піскової насадки.
Пров.		Власов			
Т.контр.		Власов			
Н.контр.		Васильченко			
Утв.		Власов			

Лит.	Масса	Масштаб
У		4:1
Лист	Листов 1	

МОН України
ІННІ ім. Ю.М. Потебні ЗНУ
В-1333

Копировал

Формат А1

Перв. примен.

Справ. №

Подп. и дата

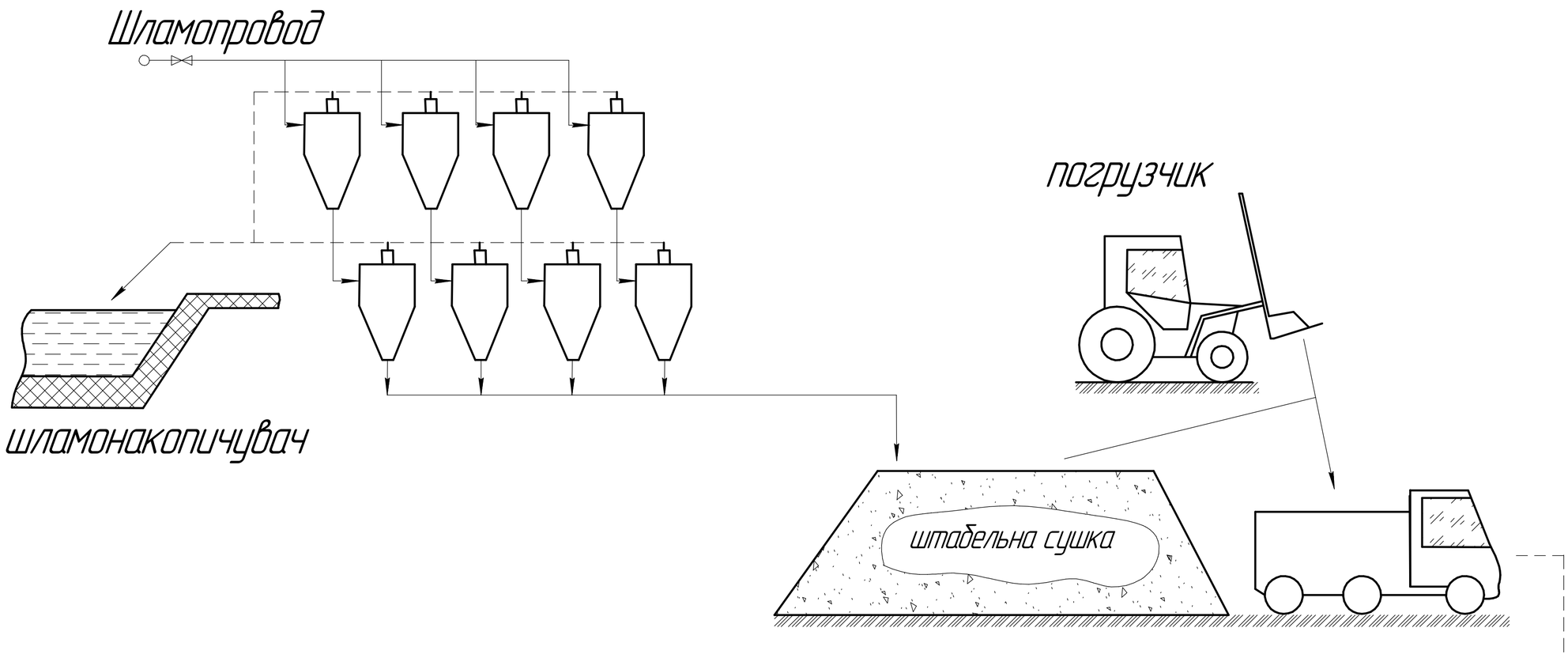
Инв. № дубл.

Взам. инв. №

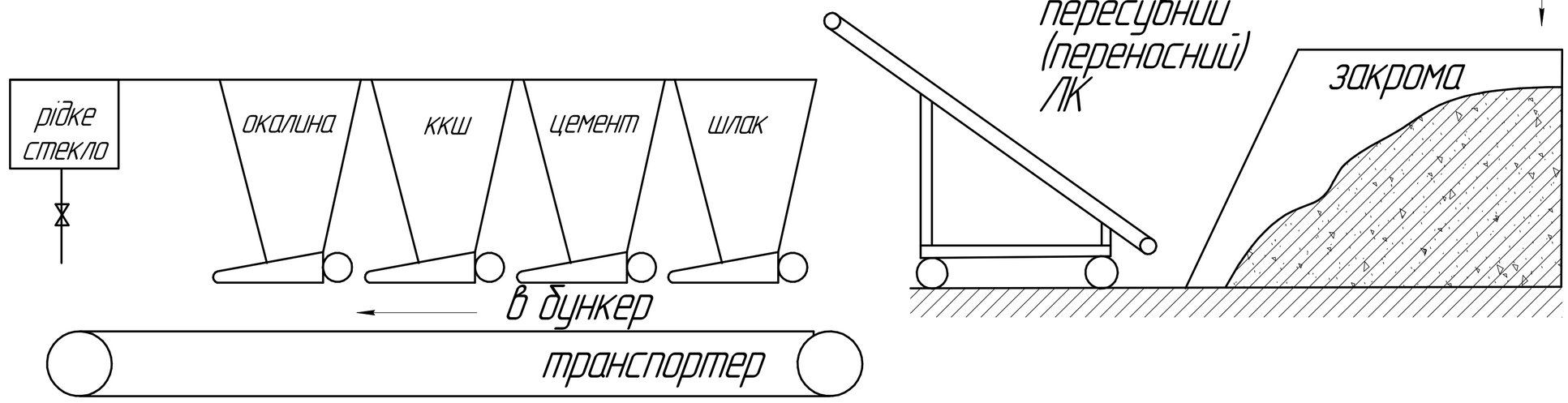
Подп. и дата

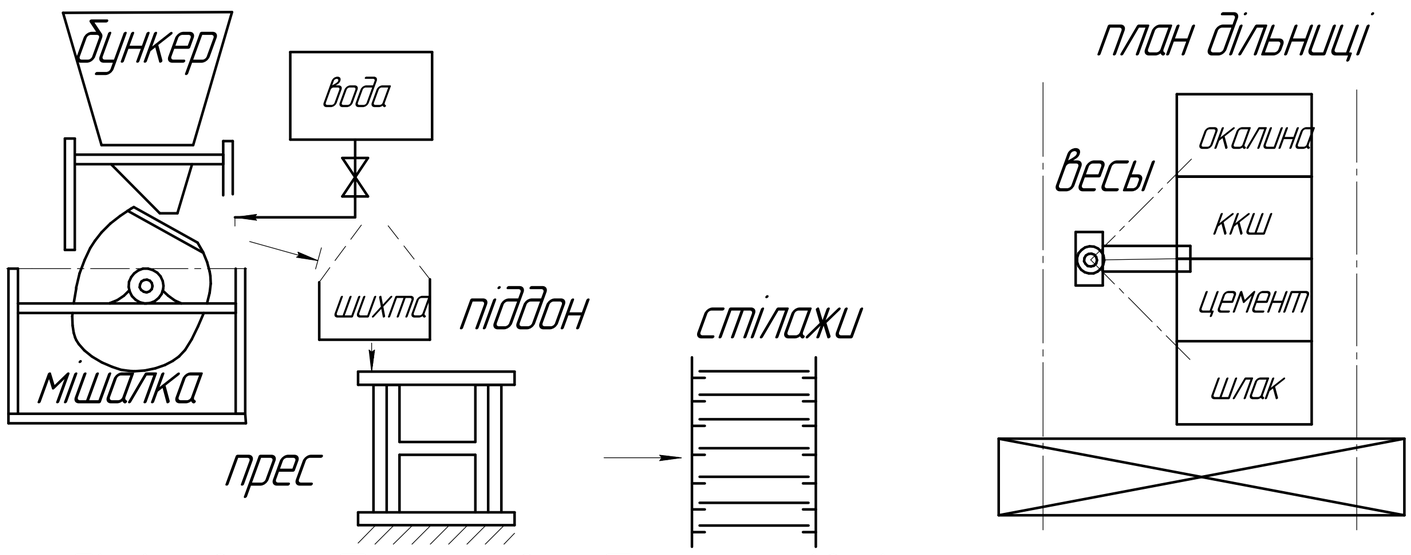
Инв. № подл.

Ділянка збагачення червоного шламу (гідроциклонування)

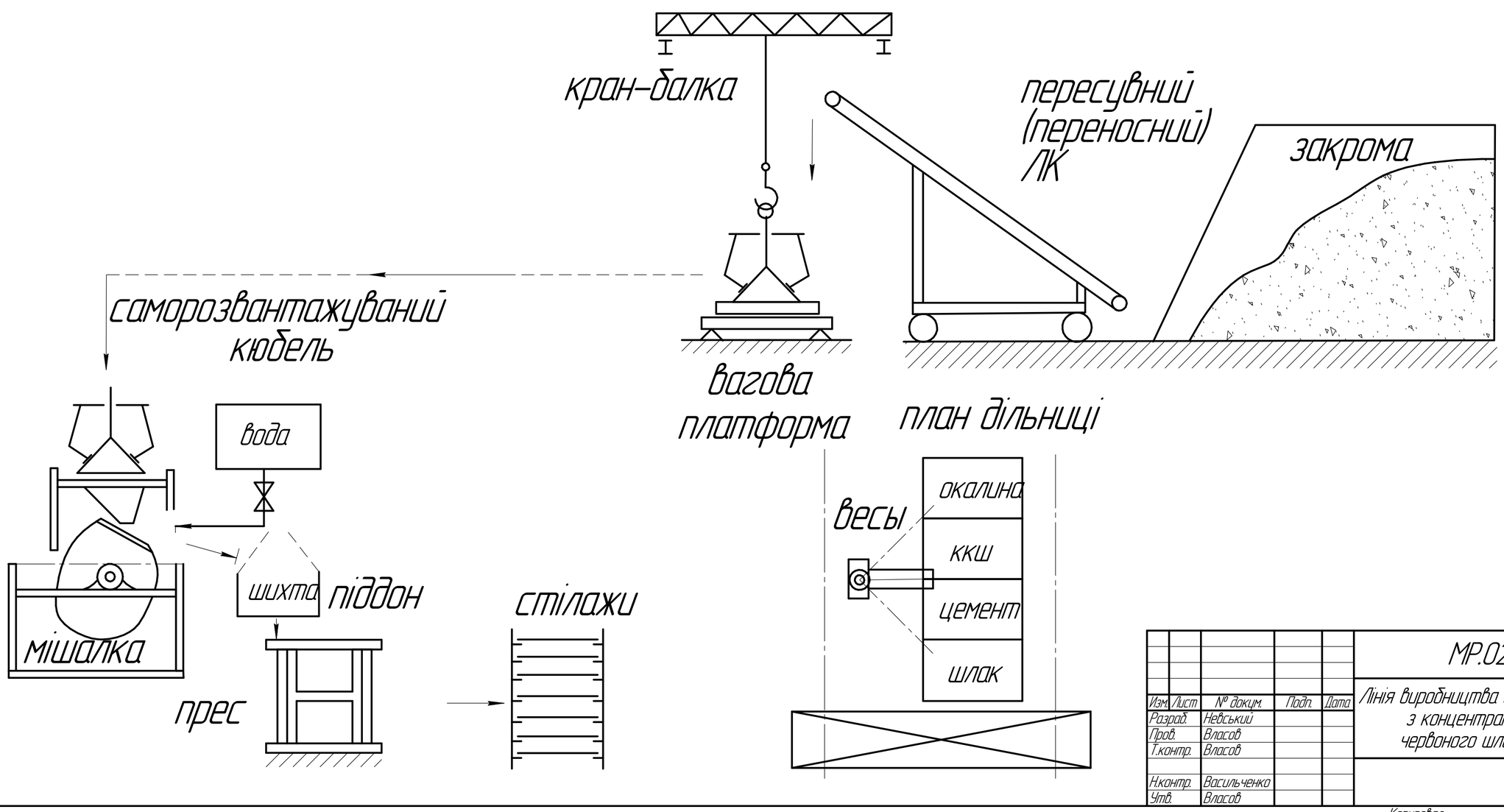


Участок производства брикетов из концентрата красного шлама с бункерной эстакадой





Лінія виробництва брикетів із концентрату червоного шламу з кюбелем, що саморозвантажується.



Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата	МР.023217.000 ТК
Разраб.		Невський			Лінія виробництва брикетів з концентрату червоного шламу
Пров.		Власов			Лит. / Масса / Масштаб: 1:1
Т.контр.		Власов			Лист / Листов 1
Н.контр.		Васильченко			МОН України ІННІ ім. Ю.М. Потебні ЗНУ 8.1333
Утв.		Власов			

Копировал

Формат А1

Перв. примен.

Справ. №

Подп. и дата

Инв. № дубл.

Взам. инв. №

Подп. и дата

Инв. № подл.