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 процесу гідроциклонування для отримання концентрату червоного шламу

Виконав: магістрант групи 8.1332-1

Пармьонов М.С.
(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

Пармьонову Михайлу Сергійовичу
(прізвище, ім’я, по батькові)

1. Тема магістерської роботи: Аналіз процесу гідроциклонування для отримання концентрату червоного шламу
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 показники роботи збагачення червоних шламів
4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): 1. Огляд і аналіз науково-технічних рішень підвищення ефективності збагачення червоних шламів 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. Гідроциклон – 1А1; 2. Графіки продуктивності – 1А1; 3. Дослідження крутного моменту – 2А1; 4. 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 _____ М.С. Пармьонов
(підпис) (прізвище та ініціали)

Керівник магістерської роботи _____ А.О. Власов
(підпис) (прізвище та ініціали)

АНОТАЦІЯ

Пармьонов М.С. Аналіз процесу гідроциклонування для отримання 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.

Встановлено, що переробка бокситу веде у себе велике виділення червоного шламу. Розроблено проект, який дозволяє виробляти гідра-сепарацію червоних шламів та одержувану сировину застосовувати у виробництві брикетів. Наведено розрахунки стаціонарного стрічкового конвеєра..

Ключові слова: ГІДРОЦИКЛОН, КОНВЕЄР, ПРИВІД, БОКСИТ, ЧЕРВОНІ ШЛАМИ, ОКСІД ЗАЛІЗУ.

ABSTRACT

Parmonov M.S. Analysis of the Hydrocycling Process for Obtaining 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.

It has been established that the processing of bauxite leads to a large release of red sludge. A project has been developed that allows for the hydro-separation of red sludge and the use of the resulting raw materials in the production of briquettes. Calculations of a stationary belt conveyor are presented.

Key words: HYDROCYCLON, CONVEYOR, DRIVE, BAUXITE, RED SLUDGE, IRON OXIDE.

Зміст

СКОРОЧЕННЯ ТА УМОВНІ ПОЗНАЧЕННЯ **Помилка! Закладку не визначено.**

Вступ 7

1 ОГЛЯД І АНАЛІЗ НАУКОВО-ТЕХНІЧНИХ РІШЕНЬ ПІДВИЩЕННЯ ЕНЕРГОЕФЕКТИВНОСТІ МЕХАНІЗМІВ ПРИВОДУ ПЕРЕМІЩЕННЯ ВІЗКА МАШИНИ ЧИЩЕННЯ ВИЛИВНИЦЬ ТА ОБҐРУНТУВАННЯ ОБРАНОГО НАПРЯМКУ РОБОТИ 9

1.1 Вантажопотоки сталеплавильного цеху **Помилка! Закладку не визначено.**

1.2 Технологічний процес цеху підготовки потягів**Помилка! Закладку не визначено.**

1.3 Характеристика механічного устаткування сталеплавильного цеху **Помилка! Закладку не визначено.**

1.4 Огляд технічних рішень по зниженню коливань електродотримачів у вертикальній площині. **Помилка! Закладку не визначено.**

1.5 Пропозиції щодо поліпшення технічних характеристик обладнання **Помилка! Закладку не визначено.**

2 РОЗРАХУНКОВА ЧАСТИНА 29

2.1 Визначення навантажень на стійку печі **Помилка! Закладку не визначено.**

2.2 Розрахунок приводу механізму переміщення електродів **Помилка! Закладку не визначено.**

2.3 Розрахунок поперечного перерізу стойки **Помилка! Закладку не визначено.**

2.4 Оцінка міцності стійки. **Помилка! Закладку не визначено.**

2.5 Оцінка стійкості **Помилка! Закладку не визначено.**

2.6 Розрахунок привода механізму підйому заслінки **Помилка! Закладку не визначено.**

3 ДОСЛІДНО–ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНА ЧАСТИНА 41

3.1 Обґрунтування обраного напрямку роботи 41

3.2 Дослідження впливу золотника на статичні характеристики механізму переміщення електродів **Помилка! Закладку не визначено.**

3.2.1 Дослідження впливу характеру негативного перекриття **Помилка! Закладку не визначено.**

3.2.2 Дослідження впливу характеру позитивного перекриття **Помилка! Закладку не визначено.**

3.3 Дослідження впливу параметрів механізмів переміщення електродів печей ДСП на їх статичні характеристики. **Помилка! Закладку не визначено.**

3.4 Дослідження впливу параметрів механізмів переміщення електродів печей ДСП на їх стійкість проти автоколивання **Помилка! Закладку не визначено.**

3.5 Вплив перекриття щілин слідкуючого золотника на швидкість гідроприводів механізмом рухомих електродів дугових електричних печей **Помилка! Закладку не визначено.**

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА В ГАЛУЗІ 61

4.1 Виявлення та оцінка шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища **Помилка! Закладку не визначено.**

4.1.1 Характеристика ступеня безпеки процесу, рівня механізації **Помилка! Закладку не визначено.**

4.1.2 Аналіз потенційно небезпечних і шкідливих факторів **Помилка! Закладку не визначено.**

виробничого середовища **Помилка! Закладку не визначено.**

4.2 Заходи щодо захисту від виявлених небезпечних і шкідливих факторів **Помилка! Закладку не визначено.**

4.3 Технічні рішення по гігієні праці і виробничий санітарії **Помилка! Закладку не визначено.**

4.3.1 Мікроклімат **Помилка! Закладку не визначено.**

4.3.2 Освітлення виробничих приміщень **Помилка! Закладку не визначено.**

4.3.3 Санітарно-побутові приміщення **Помилка! Закладку не визначено.**

4.4 Заходи щодо безпеки праці **Помилка! Закладку не визначено.**

4.5 Заходи протипожежної безпеки й захисту **Помилка! Закладку не визначено.**

навколишнього середовища **Помилка! Закладку не визначено.**

4.6 Інженерний розрахунок витяжного зонта електропечі **Помилка! Закладку не визначено.**

ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ ТА РЕКОМЕНДАЦІЇ 76

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ЛІТЕРАТУРНИХ ДЖЕРЕЛ 77

СПИСОК ГРАФІЧНОГО МАТЕРІАЛУ 81

ДОДАТКИ 82

Вступ

Актуальність роботи. На всіх алюмінієвих комбінатах при виробництві глинозему, відходом є червоний шлам, який скидають у шламонакопичувачі. Мільйони тонн рудних матеріалів, що накопичилися в шламонакопичувачах металургійних підпри-ємств, найближчими роками будуть затребувані. При цьому економічна ефек-тивність металургійного переділу багато в чому залежатиме від ступеня зба-гачення рудної сировини.

На даний момент утилізація червоних шламів глиноземного виробництва, що містять крім значної кількості оксидів заліза, ще цілу групу оксидів рідкі-сноземельних металів, становить особливий інтерес. Окрім цього, останнім часом загострилися екологічні проблеми.

Для запобігання забруднення навколишнього середовища було прийнято рішення про переробку червоних шламів за допомогою гідроциклону.

Застосування червоного шламу в чорній металургії стримується його низькою сипкістю, високою вологістю, низьким ступенем збагачення по залізу. Гідро-циклонування при певних параметрах установки дозволяє встановити ці недо-ліки. його використання.

У світі більшість рудно-збагачувальних фабрик використовують у техноло-гічному процесі збагачення гідроциклонування .

Але ця зовнішня простота може призвести до помилкового вибору його па-раметрів, що не дозволить досягти ефективного виділення необхідної фракції пісків.

У кожному конкретному випадку потрібен вибір параметрів гідроциклону з урахуванням цілого роду факторів.

Мета і задачі дослідження. Можливість переробки червоного шламу та покращення екологічної ситуації в регіоні.

У процесі вирішення цього завдання було зібрано технічну інформацію про можливих споживачів червоних шламів. Аналіз отриманої інформації дозволив припусти-ти, що на першому етапі доцільно спробувати переробити червоні шлами під технічні умови споживачів у наступних галузях –

металургійна, цементна, хімічна та будівельна. У цьому випадку переробка пов'язана із збільшенням у півтора – два рази вмісту у КШ оксиду заліза.

Предмет дослідження – Структурні, конструктивні та технологічні параметри системи відділення твердого осаду від червого шламу, який утворюється при виробництві глинозему з бокситів з застосуванням Байєр-процесу.

Об'єкт дослідження – концентрат червоного шламу, що виділяється у процесі переробки бокситу.

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 89 сторінок, у тому числі 80 сторінок основного тексту, 13 рисунків, 9 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 ЩОДО ЗБАГАЧЕННЯ ЧЕРВОНИХ ШЛАМІВ ТА ОБҐРУНТУВАННЯ ОБРАНОГО НАПРЯМКУ РОБОТИ

1.1 Коротка характеристика підприємства

3 вересня 1930 року почалося будівництво алюмінієвого комбінату - первістка дніпровського промислового комплексу.

На початку червня 1933 року перші 40 електролізних ванн отримали струмове навантаження, а 12 червня видано перший дніпровський алюміній.
9 травня 1934 видано перший глинозем, а 20 травня бригада електролізників видає перші 230 кілограмів алюмінію з власного глинозему і на власних обпалених анодах. Мало хто знає, що починали в 1934 році з витрати глинозему 2083 кг/т алюмінію, анодів 828 кг/т, електроенергії 23800 кВт ч/т при виході струмом 50-55% па силі струму порядку кА. 1 травня 1935 року вступає в дію остання 4-я серія електролізного цеху і цех виходить на витрату глинозему 1966 кг/т, анодів 679 кг/т, електроенергії 19800 кВт год і піднімаємо вихід по струму до 84.5% при цьому передові бригади за струмом 87,7-89%.

30 травня 1935 року державна комісія приймає завод і цей день вважається офіційною датою пуску ДАЗу з усього циклу.
Наприкінці лютого 1936 року галузева конференція алюмініїв визнає основним показником роботи електролізників вихід струмом і встановлює необхідність його досягнення щонайменше 85% при силі струму вже 35 кА із витратою електроенергії 18200 кВт год/т. Річна потужність цеху встановлена 57100 т і ДАЗ стає найбільшим виробником алюмінію в Європі.

27 квітня 1936 року завод відвідує партком важкої промисловості Г. К. Орджонікідзе і 15 цей час входить у дію цех із виробництва силікоалюмінію. З 1939 починається виробництво кристалічного кремнію. 4 січня 1940 року зі складу алюмінієвого заводу виводиться електродний цех, який стає самостійним підприємством Дніпровський електродний завод (ДЕЗ або сьогоднішній УкрГрафіт).

У період Другої Світової війни обладнання електродного виробництва було евакуйовано Схід. Кадри алюмінієвців продовжували видавати метал на Уральському та Новокузнецькому алюмінієвих заводах.

Але вже 30 серпня 1945 року ДКО прийняв рішення про заходи щодо прискорення відновлення та реконструкції ДАЗу.

22 липня 1949 року отримано перший післявоєнний алюміній. Відновлення та реконструкція електролізного виробництва було проведено із заміною електролізерів з обпаленими анодами на самообпалювальні, що дозволило підвищити потужність цеху до 93000 т алюмінію на рік, тобто. на 63%. Фактично ця потужність неодноразово перекривалася і випуск алюмінію сирцю досягав понад 100 тис. т з виходом по струму 87-88% і витратою - електроенергії нижче 16000 кВт год/т.

10 лютого 1956 року видає першу продукцію новозбудований глиноземний цех, що став кузнею більшості технічних нововведень, розроблених на заводі і часто розповсюджуваних на всю алюмінієву підгалузь.

4 травня 1958 року видає першу продукцію оновлений цех кристалічного кремнію, у 1960 році виробляються перші тонни залізного порошку.

27 квітня 1961 року зданий у промислову експлуатацію перший СРСР прокатний стан з виробництва алюмінієвої катанки з рідкого металу.

27 грудня 1964 року видано перший сплав на руднотермічній печі з випуску електротермічного силікоалюмінію.

За успіхи в освоєнні нової техніки завод у травні 1966 року нагороджується - найвищою урядовою нагородою-орденом Леніна. Завод міцно займає провідне місце в галузі механізації трудомістких робіт, систематично вводить в дію житлові будинки, будує свою поліклініку, бази відпочинку «Січ» та «Радісна».

У 1979 році самотужки і засобами вводиться в дію цех товарів народного споживання, найбільший у країні з реалізації продукції.

1981 рік. Пускаються трифазні печі з виробництва кремнію - найпотужніші у Союзі. Вводиться в дію шламонакопичувач глиноземного цеху та газоочищення

першої серії електролізного цеху. Цим закінчується етап будівництва придорожніх об'єктів на заводі.

Протягом 1984-1987 років закінчено знесення бараків, що числяться на балансі заводу.

1990 рік. Розпочато підготовку до корінної реконструкції заводу. ДАЗ перейменовано на Запорізький виробничий алюмінієвий комбінат (ПК «ЗАлК»).

У 1992 році вступає в дію дільниця з виготовлення жалюзійних штор, організовується виробництво з випуску поршнів для тракторної промисловості України.

У грудні 1993 року прийнято постанову Кабінету України про розвиток - алюмінієвої промисловості. На його основі комбінат із використанням іноземних кредитів будує виробництво алюмінієвої фольги, катанки з гладкого металу. Вперше в СНД побудовано та освоюється рудно-термічна піч для виробництва кремнію на постійному струмі. Ведуться інтенсивні проектні та практичні роботи з пошуків оптимального з економіки та екології варіанта реконструкції електролізного виробництва.

18 червня 1999 року було введено в експлуатацію завод із виробництва алюмінієвої катанки.

Будівництво цеху здійснено відповідно до постанови від 28 січня 1960 р. «Про розвиток виробництва алюмінію 1959 – 1965 р.р.»

Проектне завдання на будівництво цеху електротермічної сили міна на Запорізькому алюмінієвому комбінаті розроблено за плановим завданням Запорізького раднаргоспу №38 від 24.09.1958 р., що передбачає проектну потужність цеху 35000 т силуміну на рік з можливим розвитком цеху до 500 СРСР від 30 березня 1959 р. було розроблено другий варіант проекту цеху на 50000 т силуміну на рік.

На підставі цього ж рішення Запорізьким раднаргоспом 6 серпня 1959 р. проектну потужність цеху силуміну було встановлено 50000 тон силуміну на рік.

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 AlOOH);

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; як кажуть, вони є більш важкорозкривними.

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 бокситів, 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 спеціальною - 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.

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 проводиться в присутності розчину лугу при відношенні ж:т, що дорівнює 0,8:1,2; до діаспорових бокситів іноді додають 3-5% вапна $Ca(OH)_2$.

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 положення, 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).

1.2.4 ВИТРИМАННЯ ТА ЗНЕБРЕДЖЕННЯ

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 SiO_2).

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. 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 ВИЩОЛАЧУВАННЯ

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 а $_{cu}$:

$a_{Cu}=M_{NaOCu}/M_{Al2O3}= m_{Na2OCu}/m_{Al2O3}*1.645$

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) та 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 на автоклавах передбачаються люки. Очищення проводиться приблизно раз на 3-4 місяці. При цьому автоклавна батарея відключається і у виробництво вводиться запасна батарея.

Очищення проводиться зазвичай температурним відпалом опадів та оббивкою поверхонь, а також хімічним розчиненням опадів.

Високотемпературні трубчаті вищоложувачі

Вилужування 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 дорожчає виробництво та викликає екологічні проблеми.

Самоспорювачі 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°C) 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).

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. Наступним завданням після вилуговування є завдання відокремлення розчину від червоного шламу.

Найбільш дешевим методом відокремлення твердих частинок від розчину є осадження, процес накопичення твердого осаду на дні судини за рахунок його

поступового падіння в рідині. Цей метод простий з апаратурного оформлення, надійний і вимагає значних енергетичних витрат.

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 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 , T1O2 і S1O2 (кг на 1т бокситу)

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

$$Ф = (F / Fs) * 100\%$$

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

$$n'_{Al2O3}=(A-Фa_S*0.1)/A*100\%$$

де n'_{Al2O3} - вихід глинозему, %; А і A_s - вміст Al_2O_3 відповідно в бокситі 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 алюмінатного розчину на переділі осадження, містить кілька відсотків від ваги шламу лугу і гідроксиду алюмінію. Вилучення цих речовин проводиться промиванням шламу водою кілька стадій. Кожна з них включає розмішування шламу з водою (репульпацію) і подальше відділення шламу від розчину, що утворився осадженням. Конструкція пристроїв для промивання шламу мало відрізняється від звичайних осадів. Для збільшення в промводі концентрації лугу та

алюмінату натрію організується протиточна схема промивки: чиста вода надходить в останній промивач - згущувач, а потім розчин проходить послідовно решту всіх промивачів, все більш насичуючись лугом і алюмінатом натрію. Кінцевий розчин - промвод 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 (^{a}«=1,6-1,7) починає мимоволі розкладатися на гідроокис алюмінію $A1(OH)_3$ і луг NaOH (цей процес іноді називають гідролізом). Неврівноваженість 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 (до 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 с (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. Причому швидкість розкладання істотно залежить від кількості затравки, а й від крупності частинок у затравці. Кількість затравки характеризується, так званим, "затравним ставленням"- відношенням маси AI 2 O 3 у затравці

до маси AI 2 O 3 у розчині. На затравку ще йде до 75% отриманої (в результаті декомпозиції) гідроксиду алюмінію, і в першому декомпозері підтримується відношення від затравки від 2 до 4. Існує мінімальний розмір кристала ("зародків" кристалів), при якому починається кристалізація на його поверхні. Тому внесення затравки з частинками, меншими за критичний розмір, практично марно. Для травлення використовують гідроокис з частинками від I до 80 мкм (в 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.

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 AI 2 O 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. 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 $NaiO_{cn}$. 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 NctiCOi . Вона потрапляє туди при вилуговуванні бокситів: карбонати кальцію, магнію, заліза та ін. металів, що містяться в боксіті, при взаємодії з їдким натром дають соду, яка зберігається в розчиненому стані в матковому розчині. Якщо ця сода не буде видалена, то разом з їдким натром вона потрапляє в переділ вилуговування і почне щоразу накопичуватися в процесі.

Завдяки постійному виведенню 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.

На сьогоднішній день переробка червоних шламів дуже актуальна та необхідна. Червоні шлами завдають шкоди здоров'ю людей та навколишньому середовищу. У зв'язку з цим у дослідній частині магістерської роботи розглядається питання переробки та утилізації червоних шламів. Для використання червоних шламів як рудну сировину необхідно виконати операції збагачення його по окису заліза. Пропонується збагачення проводити методом

гідра - сепарації з використанням гідроциклонів. Для чого необхідно виконати дослідження та розрахунок гідроциклонного обладнання.

2 РОЗРАХУНКОВА ЧАСТИНА

Розрахунки найбільш навантажених частин дугової сталеплавильної печі

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. Іноді конструкцією зливного патрубка передбачається можливість регулювання глибини його занурення гідроциклон;
- 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 20°.

Найбільш поширеними з цих гідроциклонів як на вітчизняних, так і на зарубіжних фабриках є стандартні гідроциклони, 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 20°.

Збагачення у важких суспензіях та збагачення золотовмісних продуктів виробляються у гідроциклонах з кутом конусності від 40ºдо 140º.

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, що перевищує 0,1 мм.

Гідроциклони інших типів застосовуються лише в окремих випадках та виготовляються за спеціальними замовленнями. У трипродуктовому гідроциклоні 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 дрібниць застосовують гідроциклони, в яких передбачена подача промивної води.

Крім гідроциклонів, 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.

При конструюванні конічних гідроциклонів необхідно передбачати, щоб внутрішня поверхня корпусу була гладкою. Особливу увагу слід приділяти забезпеченню плавного входу пульпи гідроциклон. Тому краще спіральні живлячі насадки.

У технологічному процесі виробництва брикетів із концентрату червоного шламу крім гідроциклонів застосовується допоміжне обладнання: пересувний стрічковий конвеєр, стаціонарний стрічковий конвеєр, дозатори, бункер, мішалка, піддон, прес, стелажі (рис. 3.1). Для підбору параметрів та надійної експлуатації стаціонарного стрічкового конвеєра зробимо розрахунок на діючі навантаження. На основі розрахункових даних підбираємо стрічковий конвеєр необхідних параметрів.

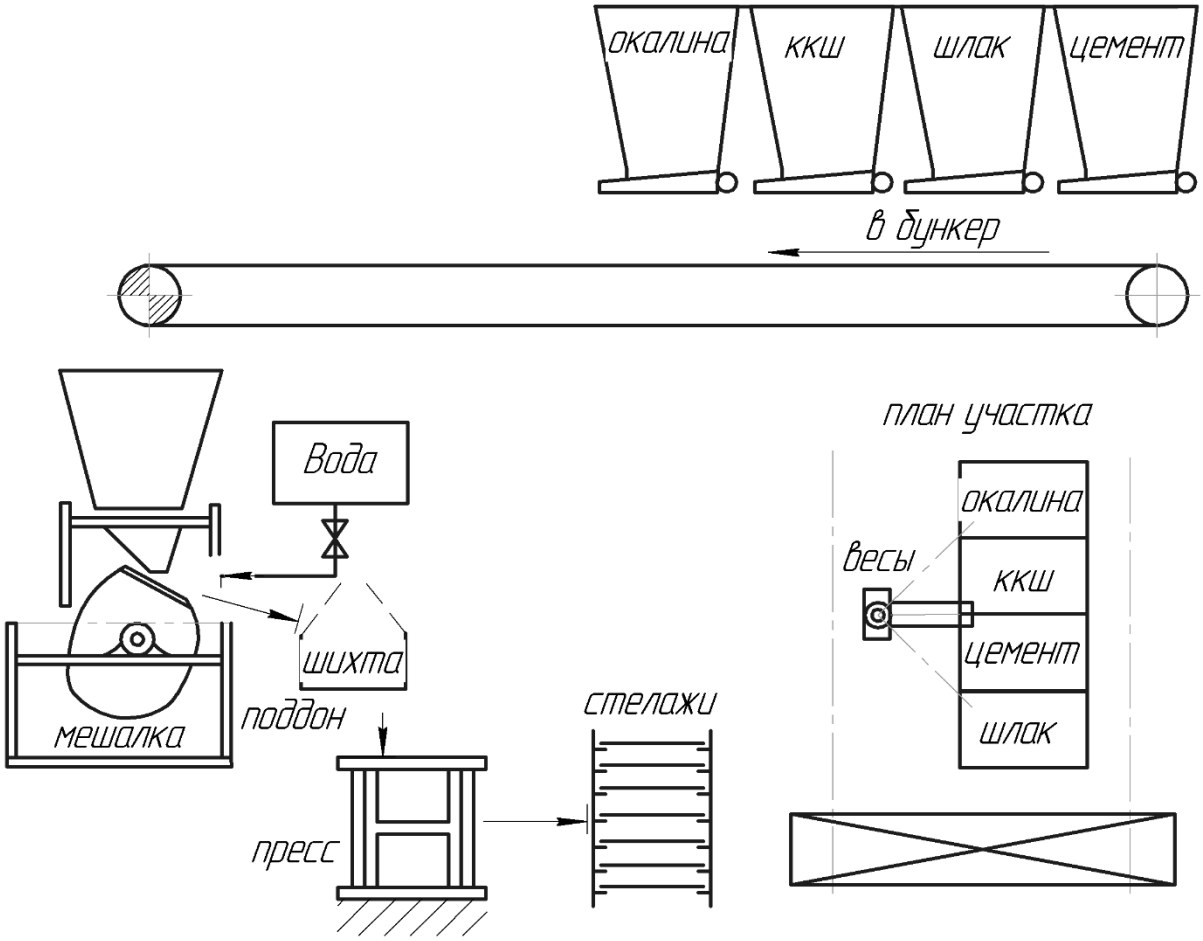


Рисунок 2.1 - Схема виробництва брикетів із концентрату червоного шламу

2.2 РОЗРАХУНОК СТРІЧКОВОГО КОНВЕЄРА

2.2.1. попередній розрахунок стрічкового конвеєра

На лінії виробництва брикетів із концентрату червоного шламу застосовується стрічковий конвеєр для переміщення окалини, ККШ, шлаку та цементу в мішалку.

Розрахункові дані: довжина конвеєра 10 м; продуктивність конвеєра 40 м^3/добу=7,5 м^3/год.; насипна щільність вантажу р=2 т/ м3 .

Ширина стрічки під час транспортування насипних вантажів

$$B = 1.1 \cdot \left(\sqrt{\frac{Q}{\upsilon \cdot p \cdot k \cdot k_B}} + 0.05 \right) = 1.1 \cdot \left(\sqrt{\frac{7.5}{1 \cdot 2 \cdot 470 \cdot 1}} + 0.05 \right) = 0.15 м \qquad (2.1)$$

де υ= 1 м/с швидкість стрічки;

k =470-коэффициент залежить від кута природного укосу вантажу;

k_B=1 - коефіцієнт залежить від кута нахилу конвеєра.

Мінімальна ширина стрічки при транспортуванні насипних вантажів приймається за умови

$$B=3,3*a^1+200=3,3*0,1+200=200,3 \text{ мм} \quad (2.2)$$

де a^1 = 0,1 мм - розмір типового шматка.

Приймаємо В= 500 мм

Приймаємо конвеєрну стрічку загального призначення типу 2 шириною В=500 мм з трьома тяговими прокладками міцністю 100 Н/мм з тканини БКНЛ-100, що допускають робоче навантаження k_P= 12 Н/мм з товщиною гумової обкладки класу міцності Б робочої поверхні $\delta_p = 4.5мм$ неробочої поверхні $\delta_н = 4.5мм$.

Позначення обраної стрічки

Стрічка 2-500-3-БКНЛ-100-4,5-2-Б ГОСТ 20-76

Погонна маса стрічки без захисної тканинної прокладки $(\delta_{п.з})$ завтовшки

$$\delta = z \cdot \delta_{п.т} + \delta_p + \delta_н = 3 \cdot 1,3 + 4,5 + 2 = 10,4мм \quad (2.3)$$

Погонна маса стрічки

$$q_л = \rho \cdot B \cdot \delta = 1100 \cdot 0.5 \cdot 0.0104 = 5.72 \frac{кг}{м} \quad (2.4)$$

де ρ = 1100 кг/м^3 - щільність стрічки.

Приймаємо діаметр роликів роликоопор $d_р$=108мм

Погонна маса частин конвеєра, що обертаються

$$q_K = q_K^P + q_K^X = \left(q_л + q_p^p\right) + \left(q_л + q_p^x\right) = \left(5,72 + 10\right) + \left(5,72 + 3,2\right) = 24,64кг/м \quad (2.5)$$

Тягова сила конвеєра

$$F_0 = \left(\omega \cdot L_Г \cdot \left(q + q_k\right) \pm q \cdot H\right) \cdot g \cdot k_k \quad (2.6)$$

де ω=0,04 - коефіцієнт опору;

$L_Г$=10 м - довжина проекції конвеєра на горизонтальну площину;

q=2,1 кг/м – погонна маса вантажу.

$$q = \frac{Q}{3.6 \cdot \upsilon} = \frac{7.5}{3.6 \cdot 1} = 2.1 \text{кг/м} \quad (2.7)$$

H=0 - висота підйому вантажу так як конвеєр горизонтальний.

Коефіцієнт, що враховує конструктивні та геометричні особливості конвеєра.

$$k_k = k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_4 \cdot k_5 = 1.5 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 = 1.5 \quad (2.8)$$

$$F_0 = \left(0.04 \cdot 10 \cdot \left(2.1 + 24.64\right) + 0\right) \cdot 9.8 \cdot 1.5 = 157H$$

Максимальний статичний натяг стрічки

$$F_{\max} = F_0 \cdot k_s = 157 \cdot 1.73 = 272H \quad (2.9)$$

де

$$k_s = \frac{e^{f \cdot a}}{e^{f \cdot a} + 1} = \frac{2.71^{0.25 \cdot 3.5}}{2.71^{0.25 \cdot 3.5} + 1} = 1.73 \quad (2.10)$$

f = 200º = 3.5 рад. - кут обхвату барабана стрічкою.

Перевіряємо необхідну мінімальну кількість тягових прокладок у стрічці

$$Z \geq Z_{\min} = \frac{F_{\max}}{k_p \cdot B} = \frac{272}{12 \cdot 500} = 0.05 \leq 3 \quad (2.11)$$

Найменший діаметр приводного барабана

$$D_{ï.á.}^{\min} = k \cdot z = 140 \cdot 3 = 420 ìì \quad (2.12)$$

де k =140-коефіцієнт, що враховує перегин стрічки.

Приймаємо $D_{п.б.}$ = 500мм.

2.2.2 перевірочний розрахунок конвеєра

Визначу тягове зусилля конвеєра методом обходу за його контуром. Розіб'ю трасу конвеєра на окремі ділянки, пронумерувавши їх межі. Визначимо натяг стрічки в окремих точках траси.

Обхід почну з точки 1, натяг стрічки в якій позначу F_1.

Натяг стрічки у точці 2 складе

$$F_1 = F_1 + F_{1-2} = F_1 + 35, \quad (2.13)$$

де F_{1-2} -опір на прямолінійній горизонтальній ділянці холостої гілки.

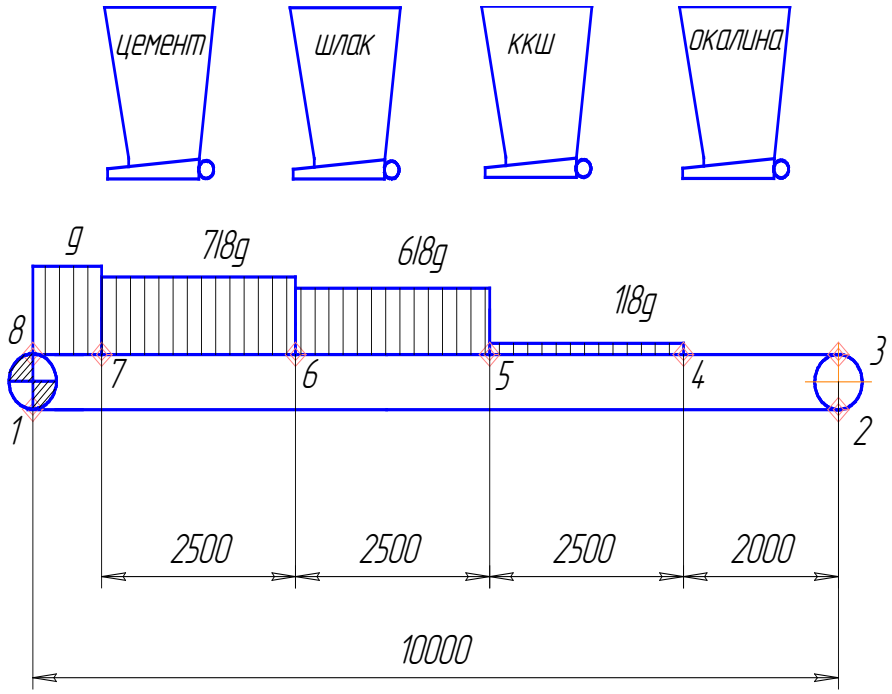


Рисунок2.2.1 Схема нагружения конвейера и нумерация точек сопряжений прямолинейных и криволинейных участков.

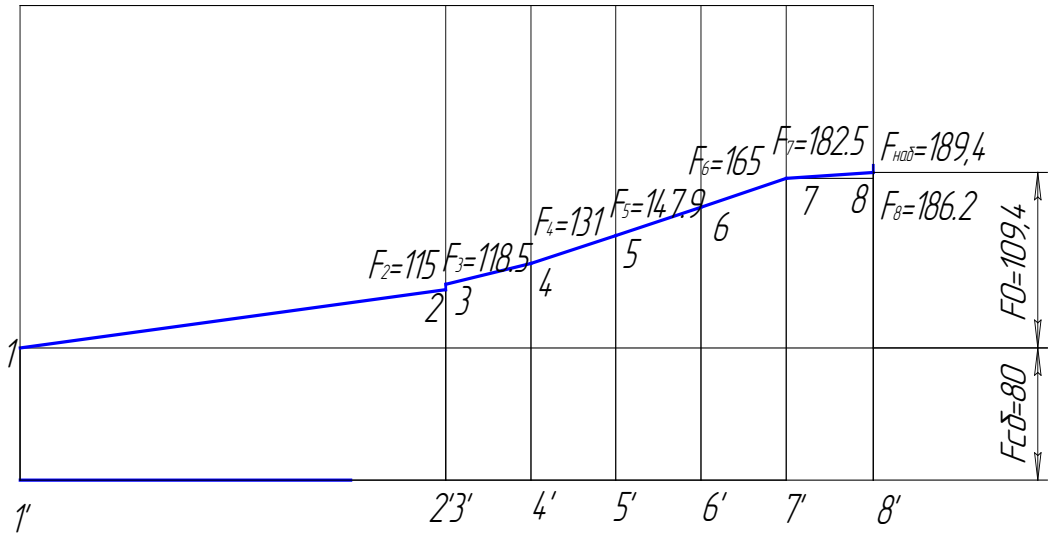


Рисунок 2.2 – Натягнення стрічки конвеєра

$$F_{1-2} = F_x = \omega \cdot g\left(q_p^x \cdot L^x + q_л \cdot L_Г^x\right) = 0.04 \cdot 9.81 \cdot \left(3.2 \cdot 10 + 5.72 \cdot 10\right) = 35H\,, \qquad (2.14)$$

де $L^x = 10$ м - довжина холостого ходу ділянки;

$L_Г^x$ =10 м - довжина горизонтальної проекції ділянки холостий гілки конвеєра.

$$F_3 = F_2 + F_{пов} = F_2 + F_2 \cdot \left(k_п - 1\right) = F_1 + 35 + \left(F_1 + 35\right) \cdot \left(1.03 - 1\right) = 1.03F_1 + 36.05\,, \qquad (2.15)$$

де - $F_{пов}$ опір на поворотних пунктах.

k_i =1,03-коефіцієнт збільшення натягу тягового органу від опору на поворотному пункті.

$$F_4 = F_{3-4} + F_{погр.4} + F_3 = 12.3 + 0.25 + 1.03 \cdot F_1 + 36.05 = 1.03 \cdot F_1 + 48.6H \quad (2.16)$$

$$F_{погр.4} = Q_4 \cdot g \cdot \upsilon / 36 = 0.94 \cdot 9.8 \cdot 1/36 = 0.25H \quad (2.17)$$

де $F_{погр.4}$ - опір першому навантажувальному пункті від повідомлення вантажу швидкості тягового органа. Q_4 =0,94 т/ч-продуктивність подачі вантажу від першого бункера.

$$F_{3-4} = \omega \cdot g \cdot \left(q_p^p \cdot L_{3-4}^n + q_л \cdot L_{3-4}^n\right) = 0.04 \cdot 9.81 \cdot (10 \cdot 2 + 5.72 \cdot 2) = 12.3H \quad (2.18)$$

де F_{3-4} - опір на прямолінійній порожній ділянці робочої гілки конвеєра;

L_{3-4}^n=2 м - довжина порожньої ділянки конвеєра.

$$F_5 = F_{4-5} + F_{погр.5} + F_4 = 15.6 + 1.25 + 1.03 \cdot F_1 + 48.6 = 65.45 + 1.03 \cdot F_1 \quad (3.2.19)$$

$$\begin{aligned} F_{4-5} &= \omega \cdot g \cdot \left(\left(\frac{1}{8} \cdot q + q_л\right) \cdot L_{4-5}^Г + q_p^p \cdot L_{4-5}^Г\right) = \\ &= 0{,}04 \cdot 9{,}81 \cdot \left(\left(\frac{1}{8} \cdot 2{,}1 + 5{,}72\right) \cdot 2{,}5 + 10 \cdot 2{,}5\right) = 15{,}6H \end{aligned} \quad (2.20)$$

$$F_{погр5} = 5 \cdot Q_4 \cdot g \cdot \upsilon / 36 = 5 \cdot 0.94 \cdot 9.8 \cdot 1/36 = 1.25H \quad (2.21)$$

$$F_6 = F_{5-6} + F_{погр6} + F_5 = 16.9 + 0.25 + 65.45 + 1.03 \cdot F_1 = 82.6 + 1.03 \cdot F_1 \quad (2.22)$$

$$\begin{aligned} F_{5-6} &= \omega \cdot g \cdot \left(\left(\frac{6}{8} \cdot q + q_л\right) \cdot L_{4-5}^Г + q_p^p \cdot L_{4-5}^Г\right) = \\ &= 0{,}04 \cdot 9{,}81 \cdot \left(\left(\frac{6}{8} \cdot 2{,}1 + 5{,}72\right) \cdot 2{,}5 + 10 \cdot 2{,}5\right) = 16.9H \end{aligned} \quad (2.23)$$

$$F_{погр6} = Q_4 \cdot g \cdot \upsilon / 36 = 0.94 \cdot 9.8 \cdot 1/36 = 0.25H \quad (2.24)$$

$$F_7 = F_{6-7} + F_{погр7} + F_6 = 17.2 + 0.25 + 82.6 + 1.03 \cdot F_1 = 100.1 + 1.03 \cdot F_1 \quad (2.25)$$

$$\begin{aligned} F_{6-7} &= \omega \cdot g \cdot \left(\left(\frac{7}{8} \cdot q + q_л\right) \cdot L_{6-7}^Г + q_p^p \cdot L_{6-7}^Г\right) = \\ &= 0{,}04 \cdot 9{,}81 \cdot \left(\left(\frac{7}{8} \cdot 2{,}1 + 5{,}72\right) \cdot 2{,}5 + 10 \cdot 2{,}5\right) = 17.2H \end{aligned} \quad (2.26)$$

$$F_{погр6} = Q_4 \cdot g \cdot \upsilon / 36 = 0.94 \cdot 9.8 \cdot 1/36 = 0.25H \quad (2.27)$$

$$F_8 = F_{7-8} + F_7 = 3.5 + 100.1 + 1.03 \cdot F_1 = 103.6 + 1.03 \cdot F_1 \quad (2.28)$$

$$F_{7-8} = \omega \cdot g \cdot \left(\left(\frac{8}{8} \cdot q + q_л \right) \cdot L_{7-8}^{Г} + q_p^p \cdot L_{7-8}^{Г} \right) = \\ = 0{,}04 \cdot 9{,}81 \cdot \left(\left(\frac{8}{8} \cdot 2{,}1 + 5{,}72 \right) \cdot 0.5 + 10 \cdot 0.5 \right) = 3.5H \quad (3.2.29)$$

Натяг у набігаючій на приводний барабан гілки тягового органу з урахуванням опору на поворотному пункті 8 (на приводному барабані).

$$F_{наб} = F_8 + F_8 \cdot (k_n - 1) = F_8 + F_8 \cdot (1.03 - 1) = F_8 \cdot 1.03 = 1.03 \cdot (103.6 + 1.03F_1) = \\ = 107 + 1.061 \cdot F_1 \quad (2.30)$$

Згідно з формулою Ейлера

$$F_{наб} = F_{сб} \cdot e^{f \cdot \alpha} = F_1 \cdot e^{0.25 \cdot 3.5} = 2.4F_1 \quad (2.31)$$

де $F_{сб} = F_1$-натяг у збігаючій з приводного барабана гілки стрічки;

f =0.25-коефіцієнт зчеплення між стрічкою та приводним барабаном.

α =3,5рад-кут обхвату стрічкою барабана

$$107+1{,}061F_1 = 2.4F_1 \quad (2.32)$$

$$F_1 = 80H$$

Визначаємо натяг конвеєрної стрічки в інших точках траси.

$F_2 = F_1 + 35 = 80 + 35 = 115H$

$F_3 = 1.03F_1 + 36.05 = 1.03*80 + 36.05 = 118.5H$

$F_4 = 1.03F_1 + 48.6 = 1.03*80 + 48.36 = 131H$

$F_5 = 1.03F_1 + 65.45 = 1.03*80 + 65.45 = 147.9H$

$F_6 = 1.03F_1 + 82.6 = 1.03*80 + 82.6 = 165H$

$F_7 = 1.03F_1 + 100.1 = 1.03*80 + 100.1 = 182.5H$

$F_8 = 1.03F_1 + 103.6 = 1.03*80 + 103.6 = 186.2H$

$F_{наб} = 1.03F_1 + 107 = 1.03 * 80 + 107 = 189.4H$

Будуємо графік натягу стрічки.

За значенням $F_{max} = F_{наб} = 189{,}4H$ перевіряємо міцність стрічки.

Необхідна мінімальна кількість прокладок

$$Z_{min} = \frac{F_{max}}{k_p \cdot B} = \frac{189.4}{12 \cdot 500} = 0.1 \le 3 = Z \quad (2.33)$$

Перевіряємо правильність вибору приводного барабана по тиску між стрічкою та барабаном.

$$D_{п.б.} \geq \frac{360 \cdot F_0}{B \cdot [p] \cdot \pi \cdot \alpha \cdot f} = \frac{360 \cdot 109.4}{0.5 \cdot 10^5 \cdot 3.14 \cdot 200 \cdot 0.25} = 0.01м \qquad (2.34)$$

Приймаємо $D_{п.б.}$ = 0,5м

Необхідна потужність на приводному валу конвеєра

$$P_0 = \frac{F_0 \cdot \upsilon}{10^3 \cdot \eta_{бар}} = \frac{109.4 \cdot 1}{10^3 \cdot 0.91} = 0.12КВт \qquad (2.35)$$

де $\eta_{бар}$ -ККД приводного барабана стрічкового конвеєра

$$\eta_{бар} = \frac{1}{1 + \omega_б \cdot (2 \cdot k_s - 1)} = \frac{1}{1 + 0.04 \cdot (2 \cdot 1.73 - 1)} = 0.91 \qquad (2.36)$$

де $\omega_á$ =0,04 - коефіцієнт опору барабана.

Необхідна потужність двигуна

$$P = \frac{k \cdot P_0}{\eta} = \frac{1.2 \cdot 0.12}{0.94} = 0.15КВт \qquad (2.37)$$

де k =1,2-коефіцієнт запасу;

η =0,85-ККД передач від двигуна до приводного валу.

Приймаємо електродвигун типу 4А80А6У3 номінальною потужністю 0,75КВт при частоті обертання n = 1000 хв $^{-1}$. Момент інерції ротора I $_р$ = 4,62·10^{-5} кг·м^2.

Кратність максимального моменту $\Psi_{max} = 2.0$

Частота обертання валу приводного барабана

$$n_{п.в} = \frac{60 \cdot \upsilon}{\pi \cdot D_{п.б.}} = \frac{60 \cdot 1}{3.14 \cdot 0.5} = 38.2мин^{-1} \qquad (2.38)$$

Необхідне передаточне число приводу

$$U = \frac{n_{дв}}{n_{п.в}} = \frac{1000}{38.2} = 26.18 \qquad (2.39)$$

Розрахункова потужність на швидкохідному валу редуктора приймається рівною максимальної статичної потужності тобто. Р $_Р$ = Р = 0,75 кВт.

Приймаємо редуктор типорозміру Ц2-250 з передатним числом U =24,9 має при частоті обертання швидкохідного валу 1000 хв$^{-1}$ допускається потужність Р=6,15 кВт, що передається, ККД редуктора 0,94.

Для вибору сполучної муфти між двигуном і редуктором визначаємо номінальний крутний момент двигуна.

$$T_{ном} = 9550 \cdot \frac{P_{дв}}{n} = 9550 \cdot \frac{0{,}75}{1000} = 7{,}16 Н \cdot м \quad (2.40)$$

З урахуванням коефіцієнта кратності максимального моменту двигуна приймемо розрахунковий момент муфти

$$T_M^p = \psi_{\max} \cdot T_{ном} = 2 \cdot 7.16 = 14.32 Н \cdot м \quad (2.41)$$

Приймаємо зубчасту муфту з гальмівним шківом №1 з найбільшим переданим моментом 700Н·м.

Фактична швидкість стрічки

$$\upsilon_ф = \frac{\pi \cdot D_{п.б.} \cdot n}{60 \cdot U_Ф} = \frac{3.14 \cdot 0.5 \cdot 1000}{60 \cdot 24.9} = 1.05 м/с \quad (2.42)$$

Зусилля натяжного пристрою

$$F_Н = F_{наб}^Н + F_{сб}^Н = F_2 + F_3 = 115 + 118.5 = 233.5 Н \quad (2.43)$$

де $F_{наб}^Н$ сила натягу стрічки в точці набігання на натяжний барабан;

$F_{сб}^Н$ - сила натягу стрічки в точці збігання з натяжного барабана.

Хід натяжного пристрою

$$S = 0.025 \cdot L + 0.3 = 0.025 \cdot 10 + 0.3 = 0.55 м \quad (2.44)$$

Діаметр натяжного барабана

$$D_Н = 0.8 \cdot D_{п.б.} = 0.8 \cdot 500 = 400 мм \quad (2.45)$$

Необхідний мінімальний натяг у стрічці

$$F_{\min} = (5...10) \cdot (q + q_л) \cdot l_р = (5...10) \cdot (2.1 + 5.72) \cdot 1.5 = 47...93.8 Н \quad (2.46)$$

Де $l_р$=1500 мм - крок роликоопор робочої гілки конвеєра.

Фактичний мінімальний натяг стрічки $F_{\min} = 80 Н$ знаходиться в необхідних межах

Час пуску конвеєра

$$t_п = \frac{\delta \cdot I \cdot n}{9.55 \cdot (T_{ср.п.} - T_c)} + \frac{C}{n \cdot (T_{ср.п.} - T_c) \cdot \eta} \le 3...6 с, \quad (2.47)$$

де

$$C = 9.55 \cdot k_у \cdot \left((q + q_л) \cdot L^Г + q_л \cdot (L^П + L^x) + (q_р^р \cdot L^Р + q_р^x \cdot L^x + m_б) \cdot k_c\right) \cdot \upsilon^2 \quad (2.48)$$

$L^{Г}$=8м, $L^{П}$=2м-довжина навантаженої та порожньої ділянок робочої гілки;

L^{x}= L^{P}=10м-довжина холостої та робочої частини гілки;

k_y=0,6-коэффициентучитывающий пружність тягового органу завдяки якій всі елементи конвеєра починають рух одночасно;

$m_б$=400кг-маса обертових барабанів конвеєра;

I - момент інерції мас, що обертаються на валу двигуна.

$$I = I_P + I_M = 4.62 \cdot 10^{-5} + 0.2 = 0.2 \text{ кг·м}^2$$

Де I_M - момент інерції муфти.

$$I_M = (0.1...0.15) \cdot m \cdot D^2 = (0.1...0.15) \cdot 10 \cdot 0.17^2 = 0.17...0.255 кг \cdot м^2 \quad (2.49)$$

Приймаємо I_M = 0,2 кг·м^2

δ=1,2-коефіцієнт враховує вплив обертових мас приводу механізму.

$T_{СР.П}$ - середній пусковий момент двигуна

$$T_{СР.П} = 0.85^2 \cdot \frac{\psi_n + \psi_{\max}}{2} \cdot T_{ном} = 0.85^2 \cdot \frac{1.2+2}{2} \cdot 7.16 = 8.3 H \cdot м \quad (2.50)$$

ψ_i =1,2 - кратність пускового моменту двигуна;

T_C – момент статичних опорів на валу двигуна.

$$T_C = T_{с.в.} \cdot \frac{1}{U \cdot \eta} = 27.4 \cdot \frac{1}{24.9 \cdot 0.94} = 1.17 H \cdot м \quad (2.51)$$

$$T_{с.в.} = 0{,}5 \cdot F_0 \cdot D = 0.5 \cdot 109.4 \cdot 0.5 = 27.4 H \cdot м \quad (2.52)$$

де $T_{с.в.}$ - момент статичних опорів на приводному валу конвеєра;

k $_c$ =0.8-коефіцієнт враховує зменшення швидкості обертових частин конвеєра щодо швидкості тягового органа.

$$C = 9{,}55 \cdot 0{,}6 \cdot \left((2{,}1 + 5{,}72) \cdot 8 + 5{,}72 \cdot (8+2) + (10 \cdot 10 + 3{,}2 \cdot 10 + 400) \cdot 0{,}8\right) \cdot 1^2 = 3125$$

$$t_n = \frac{1{,}2 \cdot 0{,}2 \cdot 1000}{9{,}55 \cdot (8{,}3 - 1{,}17)} + \frac{3125}{1000 \cdot (8{,}3 - 1{,}17) \cdot 0{,}94} \approx 4 \tilde{n}$$

Момент сил інерції на валу двигуна під час пуску конвеєра

$$T_{ин} = T_{ср.п} - T_c = 8{,}3 - 1{,}17 = 7{,}13 H \cdot м \quad (2.53)$$

Момент на приводному валу під час пуску конвеєра

$$T_{пуск} = T_{ин.в} + T_{с.в} = 7{,}13 + 27{,}4 = 34{,}5 H \cdot м \quad (2.54)$$

Кільцеве зусилля на приводному барабані при пуску конвеєра.

$$F_{пуск} = \frac{2 \cdot T_{пуск}}{D} = \frac{2 \cdot 34.5}{0.5} = 138H \quad (2.55)$$

Зусилля в стрічці конвеєра, що набігає на приводний барабан, при пуску

$$F_{наб}^{пуск} = k_S \cdot F_{пуск} = 1{,}71 \cdot 138 = 236H \quad (2.56)$$

Коефіцієнт перевантаження конвеєрної стрічки під час пуску

$$k_{пер} = \frac{F_{наб}^{пуск}}{F_{доп}} = \frac{236}{18000} = 0{,}01 \le 1{,}5 \quad (2.57)$$

де $F_{доп}$ - допустиме навантаження на тяговий орган.

$$F_{доп} = k_p \cdot B \cdot z = 12 \cdot 500 \cdot 3 = 18000H \quad (2.58)$$

Момент сил інерції на валу двигуна при гальмуванні

$$T_{ин}^{m} = \frac{\delta \cdot I \cdot n}{9.55 \cdot t_T} + \frac{C \cdot \eta}{n \cdot t_T} = \frac{1.2 \cdot 0.2 \cdot 1000}{9.55 \cdot 5} + \frac{3125 \cdot 0.94}{1000 \cdot 5} = 5.6H \cdot м \quad (2.59)$$

де t_T - час гальмування.

$$t_T = \frac{2 \cdot l_T}{\upsilon} = \frac{2 \cdot 2.5}{1} = 5c \quad (2.60)$$

де l_T=2,5 м - шлях гальмування конвеєра.

Момент статичних опорів на валу двигуна під час гальмування.

$$T_C^T = \eta_{бар} \cdot \left(-k \cdot \frac{F_0}{g} \right) \cdot g \cdot \frac{D \cdot \eta}{2 \cdot U} = 0.96 \cdot \left(-0.6 \cdot \frac{109.4}{9.81} \right) \cdot 9.81 \cdot \frac{0.5}{2} \cdot \frac{0.94}{24.9} = -0.6H \cdot м \quad (2.61)$$

k =0.6-коефіцієнт можливого зменшення опору конвеєра.

Розрахунковий гальмівний момент на валу двигуна необхідний для запобігання засипанню вузла перевантаження.

$$T_P^T = T_{ин}^T + T_C^T = 5{,}6 - 0{,}6 = 5H \cdot м \quad (2.62)$$

Гальмо необхідне для запобігання засипанню вузла перевантаження. Розрахунковий гальмівний момент 5Н·м.

Приймаємо гальмо ТКТ200/100 з найбільшим гальмівним моментом 40 Н·м, який слід відрегулювати на потрібний гальмівний момент 5 Н·м.

3 ДОСЛІДНО–ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНА ЧАСТИНА

3.1 Обґрунтування обраного напрямку роботи

Для переробки червоного шламу доцільно використовувати гідроциклон. Завдяки цьому можна не лише запобігти забрудненню навколишнього середовища, а й перероблену сировину використовувати у виробництві брикетів для доменного виробництва.

Проаналізувавши дані, зібрані на 52 вітчизняних збагачувальних фабриках отримали, що при подрібненні продукту до 65-80% класу - 0,074 мм на фабриках використовуються гідроциклони діаметром 750 і 500 мм, а при подрібненні до 85% класу - 0,074 мм і тонь -200мм.

Для більш ефективної роботи гідроциклону необхідно ретельно підібрати його геометричні параметри, у разі не задовільного підбору параметрів ми не отримаємо високої та якісної продуктивності.

Насамперед необхідно підібрати 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 другій ступені від діаметра гідроциклону з деякою поправкою на коефіцієнт k_D.

Задається діаметром гідроциклону D = 350 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. $d_n = 0{,}2 \cdot D = 0{,}2 \cdot 350 = 70 мм$

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 $d_n = 0{,}22 \cdot D = 0{,}22 \cdot 350 = 77 мм$

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 $\Delta = 0{,}4 \cdot d = 0{,}4 \cdot 77 = 30{,}8 \approx 32 мм$

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 $\alpha = 20^\circ$.

3.2 РОЗРАХУНОК ОСНОВНИХ ПАРАМЕТРІВ ГІДРОЦИКЛОНУ [1]

Швидкість рідини в насадці живлення:

$$V_n = \frac{4Q}{\pi d_n^2} = \frac{4 \cdot 0{,}00119}{3{,}14 \cdot (70 \cdot 10^{-3})^2} = 0{,}31 \frac{м}{с}; \quad (3.1)$$

де Q – продуктивність гідроциклону;

d_n – діаметр патрубка, що живить.

Осьова швидкість рідини при вході в зливальний патрубок:

$$\omega = 1{,}6 \frac{d_n^2}{d^2} V_n = 1{,}6 \frac{(70 \cdot 10^{-3})}{(77 \cdot 10^{-3})^2} 0{,}31 = 0{,}41 \frac{м}{с}; \quad (3.2)$$

де d - діаметр зливного патрубка.

Визначимо навантаження на піскову насадку. Кількість твердого в харчуванні становить

$$T = \frac{Q}{a' + \frac{1}{\rho}} = \frac{5{,}6}{3 + \frac{1}{3}} = 1{,}7 kH; \quad (3.3)$$

де Q - об'ємна продуктивність по вихідній пульпі, м3 / год;

a' - Відношення ж/т у вихідній пульпі;

ρ - Щільність твердої фази.

Отже, кількість пісків та зливу відповідно дорівнює:

$$T_n = 1{,}7 \cdot 0{,}27 = 0{,}32 kH;$$

$$T_c = 1{,}7 \cdot 0{,}60 = 1{,}02 kH;$$

Навантаження на піскову насадку складе:

$$N = \frac{T_n}{0{,}786 \Delta^2} = \frac{0{,}3}{0{,}786 (32 \cdot 10^{-1})^2} = 0{,}039 \frac{kH}{мм^2} = 39 МПа; \quad (3.4)$$

Загальна кількість води у пульпі:

$$Q_B = Q - \frac{T}{\rho} = 5{,}6 - \frac{1{,}7}{3} = 5{,}03; \quad (3.5)$$

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

Кількість води, що йде разом із пісками:

$$Q_{ВП} = T_n \frac{100 - b}{b} = 0{,}32 \frac{100 - 60}{60} = 0{,}21 \frac{м^3}{час}; \quad (3.6)$$

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

$$Q_{ВУ} = Q_В - Q_{ВП} = 5{,}03 - 0{,}21 = 4{,}82 \frac{м^3}{час}; \quad (3.7)$$

Зміст твердого у сливі:

$$Q_{ТС} = \frac{T_С}{T_С + Q_{ВУ}} = \frac{1{,}02}{1{,}02 + 4{,}82} = 0{,}175 = 17{,}5\%; \quad (3.8)$$

Вилучення води в злив:

$$Q_{ИВ} = \frac{Q_{ВУ}}{Q_В} = \frac{4{,}82}{5{,}03} = 95{,}8\%; \quad (3.9)$$

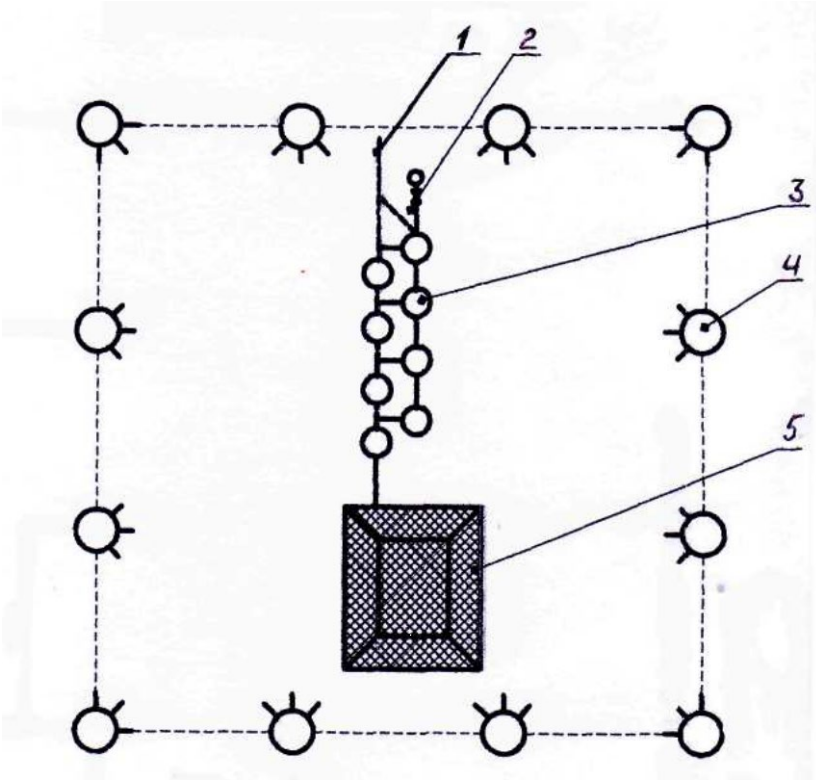
Розрахунок основних параметрів для інших діаметрів гідроциклону занесемо до таблиці 3.1

Таблиця 3.1

Параметри	ГДЦ-50	ГДЦ-75	ГДЦ-150	ГДЦ-250	ГДЦ-350	ГДЦ-500
Діаметр гідроциклону, мм	50	75	150	250	350	500
Кут конустності, град	20	20	20	20	20	20
Тиск на введенні, МПа	0,05...0,15	0,05...0,15	0,05…0,25	0,05…0,25	0,05…0,25	0,05…0,25
Продуктивність, $м^3$/год	2…6	3…10	5…20	10…55	35…120	50…200
Габаритні розміри, мм						
Довжина	200	120	245	425	628	820
Ширина	250	120	320	400	580	660
Висота	400	350	725	1150	1520	2200
маса, кг	6,5	8,5	21	60	130	250

За табличними даними вибираємо гідроциклон D=350 мм. Він найбільше підходить для нашого виробництва. Гідроциклон має гарну продуктивність і відносно невеликі габаритні розміри.

Для отримання ефективного результату переробки червоних шламів ми поставимо цілу лінію гідроциклонів. Яка складатиметься з 8 паралельно – послідовного підключення гідроциклонів (рис. 3.1).



1 - злив у шламу накопичувач; 2 - шламопровід; 3 - гідроциклон; 4 - стійка з прожекторами; 5 - штабельна

Рисунок 3.1 Схема паралельно – послідовного підключення гідроциклонів на ділянці збагачення червоних шламів.

3.3 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.

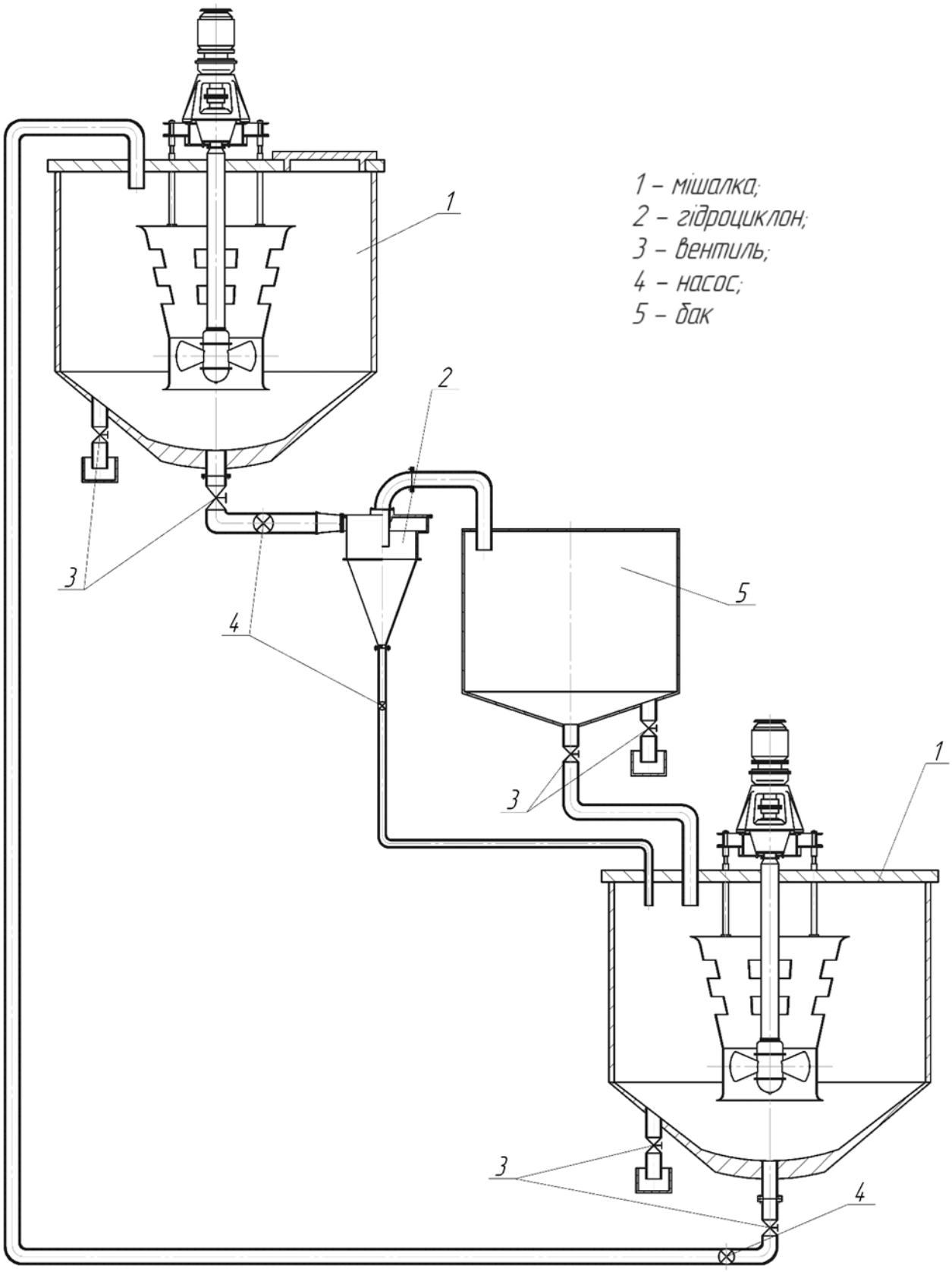


Рисунок 3.2 - Експериментальний стенд лінії гідроциклонування

Стенд (рис. 3.2) складається з гідроциклону d =350мм, 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 і 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 пульпу, що подає в нього, тим самим вибрати найбільш оптимальні конструктивні і технологічні параметри для отримання червоних шламів необхідної концентрації.

3.4 Дослідження та пошук раціональних умов окускування концентрату червоного шламу

Мільйон тонн рудних матеріалів, що скупчилися в шламонакопичувачах металургійних підприємств, найближчими роками будуть потрібні. При цьому економічна ефективність металургійного переділу багато в чому залежатиме від ступеня збагачення рудної сировини. Великий обсяг технічної інформації показує, що найбільш ефективним способом отримання концентратів із шламів рудних матеріалів є гідроциклонування.

Найбільший інтерес у всіх відношеннях представляє завдання утилізації червоних шламів глиноземного виробництва, що містять крім значної кількості оксидів заліза, ще цілу групу оксидів рідкісноземельних металів.

Щодобове скидання ЗалКом шламу в шламонакопичувач складає понад 700 тонн і за даними інституту «Харківводоканалпроект» залишкової ємності шламонакопичувача вистачить лише на кілька років експлуатації. Для ЗалКу актуальне завдання утилізації КШ. Окрім цього, останнім часом загострилися екологічні проблеми.

Відомий цілий ряд дослідницьких робіт з комплексної переробки бокситів та промислового використання КШ у металургії, хімії, виробництві цементу та сільському господарстві. Незважаючи на це основна частина розробок у промисловому масштабі не реалізована, тому що не існує єдиної універсальної схеми переробки КШ.

У кожному даному випадку потрібно індивідуальне технічне рішення. На малюнку 3.2 показано залежність продуктивності гідроциклону від його параметра. Через те, що 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, тобто зберігати міцність при високих температурах;
- 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 3.3, 3.4, 3.5, 3.6.

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.

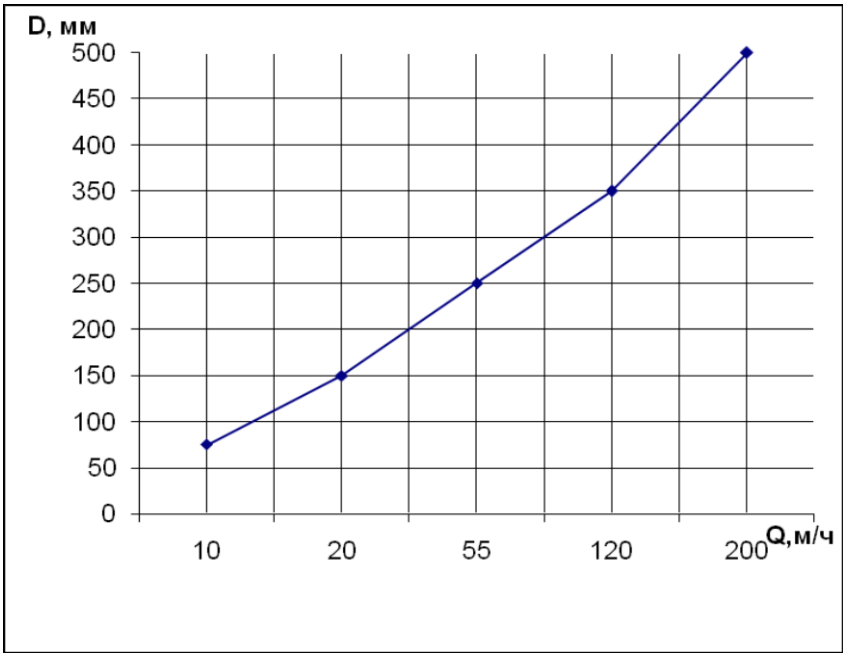


Рисунок 3.3 – Залежність продуктивності гідроциклону від його параметрів при натиску $1 кгс/см^3$.

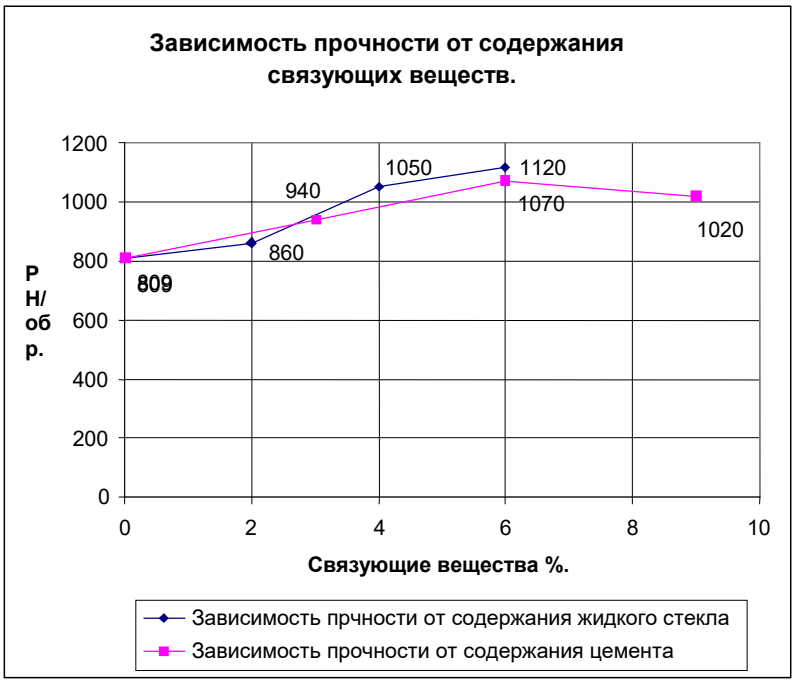


Рисунок 3.4 - Залежність міцності від вмісту сполучних речовин



Рисунок 3.5 - Залежність міцності тривалості температурного впливу P=f(T)

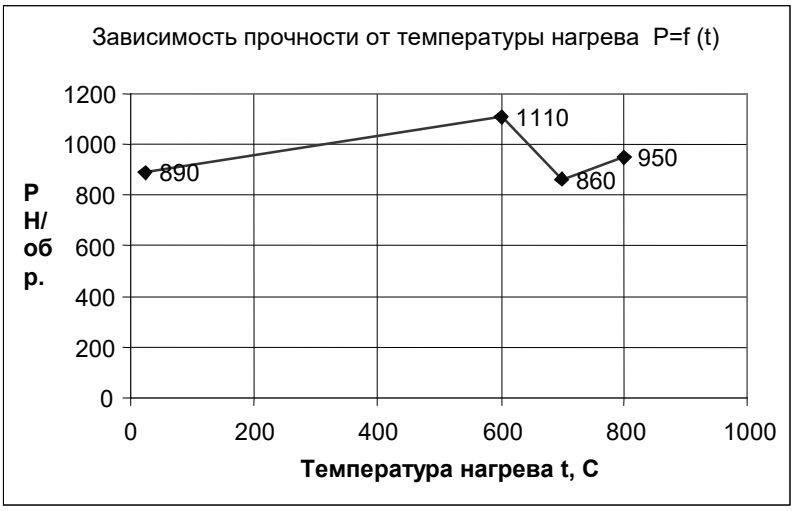


Рисунок 3.6 - Залежність міцності від температури нагрівання P=f(T)

3.5 Діагностика приводу стрічкового конвеєра.

2.5.1. Побудова логічної моделі

Об'єкт технічного діагностування (привід стрічкового конвеєра) складається із зв'язаних між собою компонентів: двигун, з'єднані зубчасті муфти, гальмо, редуктор, вали, приводний барабан. Склад компонентів, зв'язки між ними та зовнішні зв'язки утворюють структуру об'єкта. З точки зору діагностування при розчленуванні об'єкта слід враховувати такі показники, як змінність компонентів, їх контролепридатність, методи ремонту та ін.

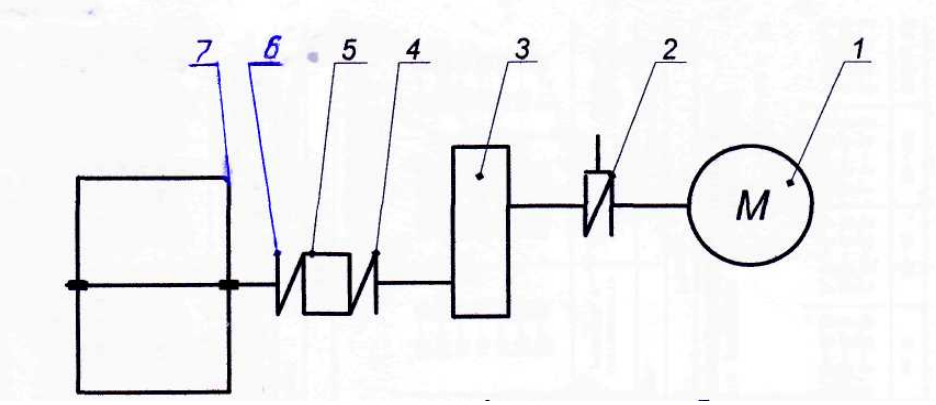
Структурна схема приводу стрічкового конвеєра зображена малюнку 1. Компоненти структури називатимемо блоками.

Позначення:

$x_{i_1}, x_{i_2}, \ldots, x_{i_n}$ - вхідні сигнали блоку P_i, є зовнішніми вхідними сигналами об'єкта діагностування;

$y_{i_1}, y_{i_2}, \ldots, y_{i_n}$ - вхідні сигнали блоку P_i, являють собою вихідні сигнали інших блоків;

$z_{i_1}, z_{i_2}, \ldots, z_{i_n}$ - Вихідні сигнали блоку P_i.



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

Рисунок 3.7 – Кінематична схема приводу стрічкового конвеєра.

Проаналізуємо роботу механізму. Вихідний параметр системи – задана швидкість обертання барабана. Якщо V = H (норма), то конвеєр перебуває у працездатному стані. Також привід перебуває у працездатному стані, коли спрацьовує гальмо та барабан зупиняється. Відмова двигуна, поломка гальма, скручування валу, поломка муфт, редуктора, зріз шпонки, поломка шестерень і барабана призводить до зупинки приводу і всієї системи, тобто система переходить у непрацездатний стан при відмові будь-якого з елементів, що утворюють систему.

Таким чином, суттєвими подіями для непрацездатного стану приводу стрічкового конвеєра є:

а) швидкість обертання барабана відповідає нормі: V < H;

б) відмова двигуна;

в) поломка муфт;

г) поломка гальма;

д) поломка барабана;

е) скручування валів;

ж) поломка шестерень;

з) зріз шпонок;

і) поломка вимірювального фланця;

Логічна модель показана малюнку 2, де блоки зображені прямокутниками, у яких записані умовні позначення подій. Блоки позначені Q_i , а сигнали Z_i X_i.

3.5.2. Побудова явної математичної моделі у табличній формі.

Явна математична модель є сукупністю всіх працездатних та непрацездатних станів об'єкта діагностування.

Використовуючи логічну модель, можна побудувати таблицю, рядки якої відповідають допустимим елементарним перевіркам, а стовпці – технічним станам об'єкта:

е – працездатний стан;

і – непрацездатний стан.

Математична модель представлена у вигляді такої таблиці називається таблицею функцій несправності об'єкта і застосовується розробки алгоритмів діагностування. Вважатимемо, що в металургійних машинах виникають лише поодинокі несправності та функції умови роботи кожного блоку рівні результату логічного множення вхідних зовнішніх та внутрішніх сигналів:

$$F_i = (x_{i1} \dots x_{in}) \cdot (y_{i1} \dots y_{i1})$$

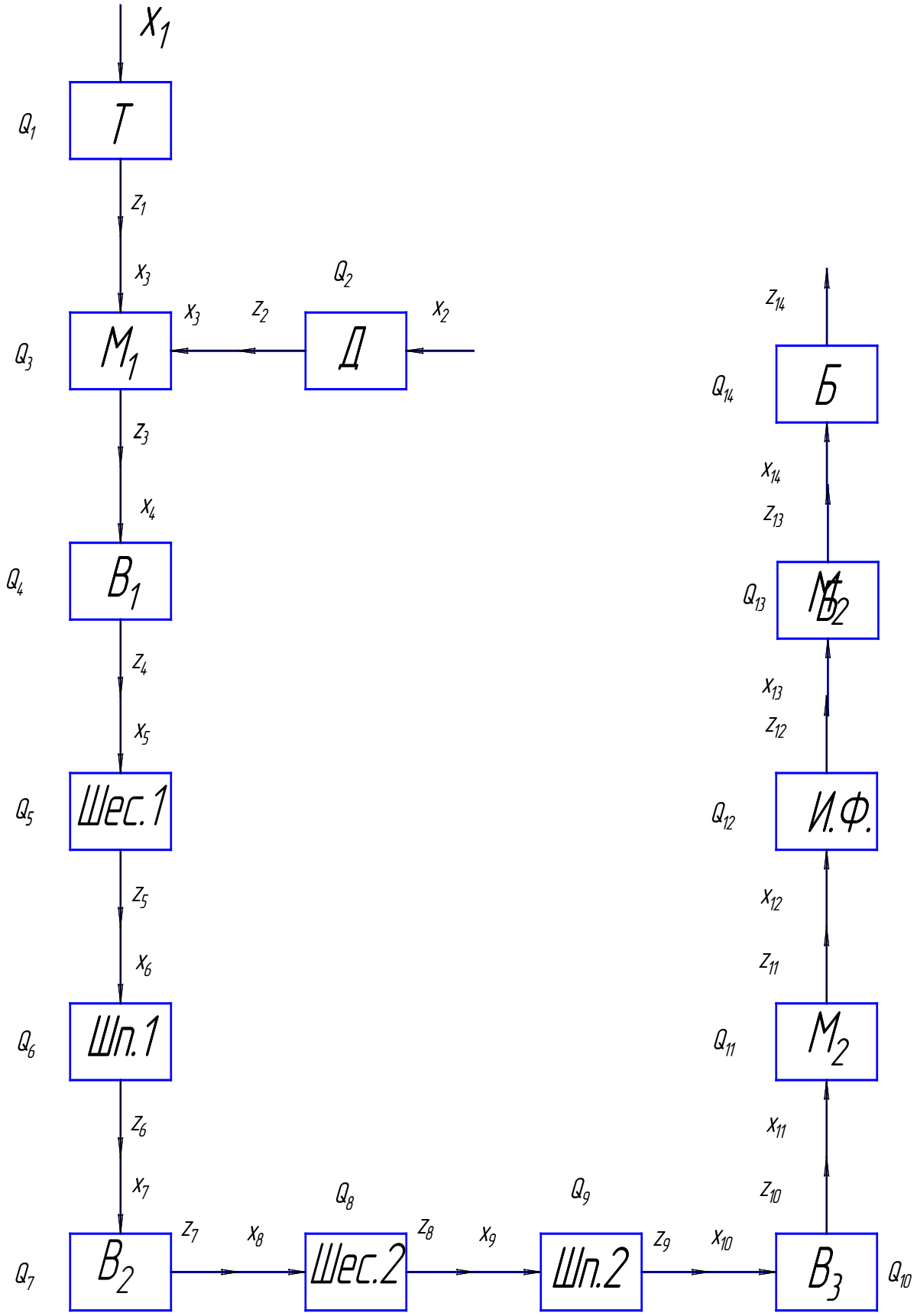


Рисунок 3.8 – Логічна модель приводу конвеєра.

Так як задають глибину діагностування, наприклад змінного блоку.

Фактичне значення вихідного сигналу z_i будь-якого блоку Q_i залежить від значення функції F_i і тому працездатний блок чи ні.

При працездатному блоці $Q_i = 1$, непрацездатному - $Q_i = 0$.

Таблиця 3.2 - Можливі набори двійкових змінних

F_i	Q_i	z_i
1	1	1
1	1	1
0	0	0
0	0	0

де F_i - вхідні та вихідні сигнали;

Q_i - фактичний стан блоку;

z_i - вихідний сигнал.

З цієї таблиці випливає, що z_i – результат логічного множення $F_i \times Q_i$.

Фізично це означає, що вихідний сигнал z_i блоку Q_i допустимий тоді, коли всі його вхідні сигнали ($F_i = 1$) допустимі і блок ($Q_i = 1$) працездатний.

Інформацію про технічний стан об'єкта знімають із виходів блоків його логічної моделі. Максимум інформації буде отримано під час контролю виходів усіх блоків. В цьому випадку добуток $z_i = 1$:

$$\prod_{i=1}^{n} z_i = 1$$

де n - число блоків що входять в математичну модель.

При технічній діагностиці немає необхідності контролювати виходи всіх блоків, тут прагнуть, користуючись логічними моделями, отримати мінімальну кількість елементарних перевірок, використовуючи два правила:

1. Якщо вихід блоку Q_i з'єднаний тільки з входом іншого блоку Q_j вихід блоку Q_i включається в мінімальний алгоритм.

2. Для пошуку несправностей обов'язкові зовнішні виходи логічної моделі, які утворюють мінімальну сукупність, що перевіряє.

У таблиці 2 представлена математична модель, побудована на викладених принципах. Розглядаються лише поодинокі несправності із глибиною пошуку до блоку. Тому число стовпців (потужність множини Е технічних станів) на одиницю більше числа блоків, а число рядків (потужність множини П можливих елементарних перевірок) дорівнює числу блоків.

Запишемо функції умов роботи блоків логічної моделі:

$$F_1 = X_1; F_2 = X_2; F_3 = Z_1 \cdot Z_2; F_4 = Z_3; F_5 = Z_4; F_6 = Z_5; F_7 = Z_6;$$
$$F_8 = Z_7; F_9 = Z_8; F_{10} = Z_9; F_{11} = Z_{10}; F_{12} = Z_{11}.$$

Складемо рівності типу $Z_i = Q_i \cdot F_i$:

$$Z_1 = Q_1 \cdot X_1;$$
$$Z_2 = Q_2 \cdot X_2;$$
$$Z_3 = Q_3 \cdot Z_1 \cdot Z_2;$$
$$Z_4 = Q_4 \cdot Z_3;$$
$$Z_5 = Q_5 \cdot Z_4;$$
$$Z_6 = Q_6 \cdot Z_5;$$
$$Z_7 = Q_7 \cdot Z_6;$$
$$Z_8 = Q_8 \cdot Z_7;$$
$$Z_9 = Q_9 \cdot Z_8;$$
$$Z_{10} = Q_{10} \cdot Z_9;$$
$$Z_{11} = Q_{11} \cdot Z_{10};$$
$$Z_{12} = Q_{12} \cdot Z_{11};$$

Єдиним впливом можливих елементарних перевірок можуть бути припустимі значення всіх зовнішніх вхідних сигналів. У цьому випадку $\tilde{o}_1 = \tilde{o}_2 = 1.$ Заповнимо клітини по стовпцях. Для цього поставимо технічний стан об'єкта і обчислимо значення Z_i . Перший стовпець таблиці відповідає

працездатному стану об'єкта $_{e1}$. Другий стовпець таблиці - працездатний стан об'єкта e $_2$. Третій обчислюється за умови, що $Q_1 = 0$, інші $Q_j = 1$.

Таблиця 3.3 - Явна математична модель приводу стрічкового конвеєра.

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	1	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

Отримуємо:

$$Z_1 = Q_1 \cdot X_1 = 0 \cdot X_1 = 0;$$
$$Z_2 = Q_2 \cdot X_2 = 1 \cdot X_2 = 1;$$
$$Z_3 = Q_3 \cdot Z_1 \cdot Z_2 = 1 \cdot 0 \cdot 1 = 0;$$
$$Z_4 = Q_4 \cdot Z_3 = 1 \cdot 0 = 0;$$
$$Z_5 = Q_5 \cdot Z_4 = 1 \cdot 0 = 0;$$
$$Z_6 = Q_6 \cdot Z_5 = 1 \cdot 0 = 0;$$
$$Z_7 = Q_7 \cdot Z_6 = 1 \cdot 0 = 0;$$
$$Z_8 = Q_8 \cdot Z_7 = 1 \cdot 0 = 0;$$
$$Z_9 = Q_9 \cdot Z_8 = 1 \cdot 0 = 0;$$
$$Z_{10} = Q_{10} \cdot Z_9 = 1 \cdot 0 = 0;$$
$$Z_{11} = Q_{11} \cdot Z_{10} = 1 \cdot 0 = 0;$$
$$Z_{12} = Q_{12} \cdot Z_{11} = 1 \cdot 0 = 0;$$

Аналогічно заповнюються клітини інших стовпців таблиці 3.3.

3.5.3. Опис датчика крутного моменту фланцевого типу (TF -215).

Датчик даної моделі може вимірювати момент на елементах, що тривало обертаються. Ця модель найбільше підходить для індустріальних вимірювань, зокрема при випробуванні двигунів.

Таблиця 3.4 – Характеристики TF -215:

Номінальний момент	2000Нм
Вплив температури на нулі	0,01%
Висока точність	0,1%
клас захисту	IP 42
Вихідний сигнал на момент	± 5В/ ± 10В
розширений температурний діапазон	-30 З до + 125 З
Рекомендоване харчування,	24
Допустиме навантаження	200%
Напруга живлення	24 ± 10%, max 350мА
Максимальний крутний момент	8000Нм
Максимальна частота обертання	8000 Об./ хв
Кабель	∅7, 4 жили, 4 м

Тензометричні датчики крутного моменту. Датчик крутного моменту Magtrol фланцевого типу зі своєю компактністю, відсутністю підшипників та необхідності обслуговування має ряд переваг для застосування при вимірі моменту. Безпосереднє жорстке закріплення датчика на валу чи фланці допускає використання муфти лише з одного боку.

Це дозволяє полегшити установку у випробувальній системі, укоротити загальну довжину випробувального стенду та знизити витрати. Телеметрична система датчика TF дозволяє з високою точністю передати сигнал, що базується на тензометричній технології. Підсилювач сигналу, встановлений на вимірювальному валу, посилює вимірюваний сигнал, модулюючи його до високої частоти, передає його індуктивно (через ВЧ передавач) на

перетворювач. У перетворювачі оцифрований сигнал моменту перетворюється на аналоговий вихідний сигнал ± 5 У. Частота обертання може бути виміряна і перетворена датчиком частоти через TTL вихідний сигнал. Завдяки безконтактному виконанню датчика моменту, допустимий проміжок між вимірювальним фланцем і ВЧ передавачем до 5 мм (в основному 1 - 3мм) дозволяє приймати сигнал незалежно від осьових і радіальних переміщень. Ще однією перевагою датчика TF є відсутність інтерференції сигналу і на відміну від інших датчиків, TF не потребує кругової антени на вимірювальному фланці. Додатково датчик може бути закритий кожухом, який не впливатиме на вимірюваний сигнал. Застосування

Застосування:

Датчики крутного моменту фланцевого типу можуть вимірювати статичний та динамічні моменти на стаціонарному або обертовому валу. В основному вони використовуються на випробувальних стендах двигунів внутрішнього згоряння, електродвигунів і редукторів, а також можуть бути встановлені в лінію безпосереднього контролю моменту трансмісії, приводів, вітру - генераторів, газових турбін, суднових двигунів та ін.

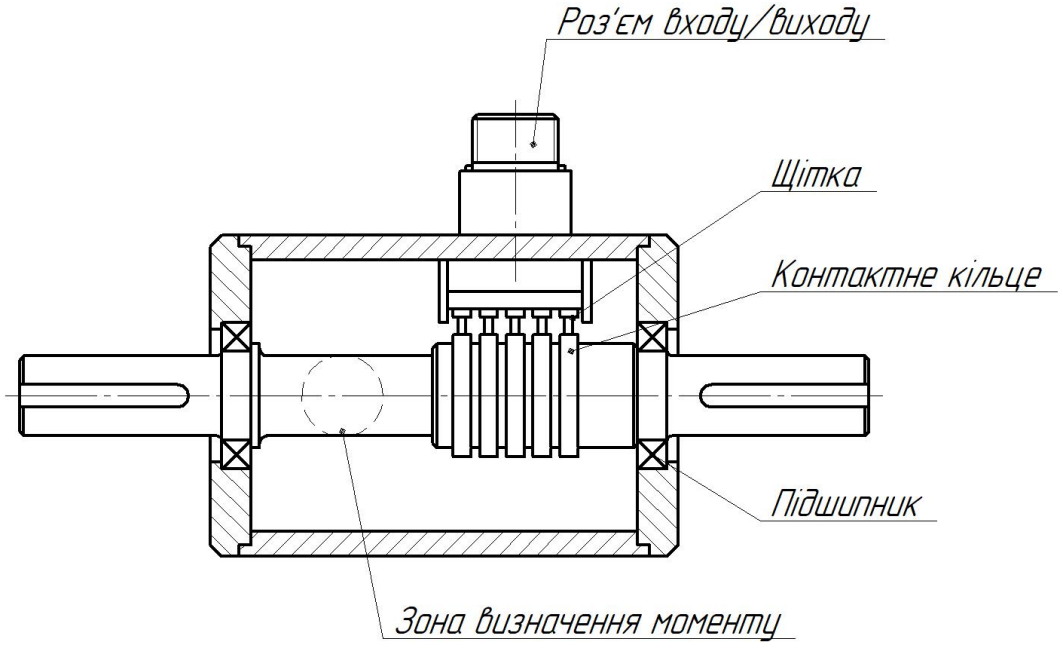


Рисунок 3.9 - Схема датчика крутного моменту

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА В ГАЛУЗІ

4.1. Характеристика ступеня безпеки вибраних технологічних процесів, рівня їх механізації та автоматизації

Для переробки червоного шламу використовують різне обладнання, для якого потрібне застосування різних видів праці, який підрозділяють на: ручний, змішаний та механізований.

Рівень механізації праці визначається за такою формулою:

$$B = \frac{M}{M + R} \times 100\,\%, \qquad (4.\ 1)$$

де М – час механічної праці;

R – час ручної праці.

Рівень механізації праці апаратника конвеєра.

$$B_{an} = \frac{8}{8+6} \times 100 = 57.14\%$$

Розрахунок інших професій зведемо до таблиці 4.1

Таблиця 4.1 - Розрахунок рівня механізації праці робітників

Професія робітників	Штат робітників	Кількість відпрацьованих людино-годин за зміну			% механізованої праці,
		вручну	за допомогою машин	всього	
апаратник гідроциклонів	4	6	8	32	57,14
апаратник конвеєра	4	3	20	32	86,95
водій навантажувача	4	0	24	24	100
апаратник змішувача	4	3	20	32	86,95
апаратник преса	4	3	20	32	86,95
Черговий персонал механослужби	5	20	4	24	16,66

Усього за зміну:

Ручної праці – 29,63%

Механізованої праці – 70,37%

Черговий персонал за добу:

Ручна праця – 83,33%

Механізована праця – 16,67%

На ділянці переробки червоного шламу до механізованої праці відносяться всі професії, крім працівників механослужби, які належать до ручної праці.

4.2. Аналіз потенційно небезпечних та шкідливих факторів виробничого середовища

Переробку червоного шламу характеризують такі небезпечні та шкідливі виробничі фактори: машини, що рухаються, і механізми, підвищені: запиленість повітря робочої зони, рівень шуму на робочому місці, електронебезпека .

У виробничих умовах часто трапляються випадки комбінованого впливу вібрації - загальної та локальної. Вібрація викликає порушення фізіологічного та функціонального стану людини. Стійкі шкідливі фізіологічні зміни називають вібраційною хворобою. Симптоми вібраційної хвороби проявляються у вигляді головного болю, оніміння пальців рук, болю в кистях та передпліччі, виникнення судом, підвищенні чутливості до охолодження, появі безсоння. Гранично допустимий рівень вібрації (загальної та локальної) не повинен перевищувати 92 дБ.

Наслідком шкідливої дії шуму можуть бути професійні захворювання, підвищення загальної захворюваності, зниження працездатності, підвищення ризику травм та нещасних випадків, пов'язаних з порушенням сприйняття попереджувальних сигналів, порушення слухового контролю функціонування технологічного обладнання, зниження продуктивності праці.

Можливе ураження електричним струмом від електроустановок змінного струму 50 Гц. При вплив електричного струму з'являються електротравми – електричний удар, опік. Електричний удар можливий при зіткненні з частинами

обладнання, що струмопідводять. Опік обумовлений електричною дугою, що супроводжує комутаційні процеси електричних ланцюгах. Результат електротравми залежить від низки чинників – умов довкілля та властивостей організму людини. На можливість ураження електричним струмом впливають стомлення, хворобливий стан.

Таблиця 4.2 - Оцінка факторів виробничого та трудового процесу

№ п/п	Фактори виробничого середовища та трудового процесу	Нормативне значення	Фактичне значення	III клас: шкідливі та небезпечні умови, характер праці			Тривалість дії фактора за зміну, %
				1ступінь	2 ступінь	3 ступінь	
1	Шкідливі хімічні речовини, мг/м ^{2} 1 клас небезпеки 2 клас небезпеки Луга Na_2O мг/м^3 3-4 класи небезпеки	 - 0,3 -	 0,35 -	 - 1,16 -	 - - -	 - - -	 - 85,76 -
2	Пил, переважно фіброгенної дії , мг/м^3	4,0	4,3	1,07	-	-	85,76
3	Вібрація (загальна та локальна), дБ			-	-	-	
4	Шум, дБ	80	85	5	-	-	85,76
5	Інфразвук, дБ			-	-	-	
6	Ультразвук, дБ			-	-	-	

Гігієнічна оцінка умов праці:

Умови та характер праці належать до 3 класу 1 ступеня за факторами: луг, шум, пил.

Атестація робочого місця:

Робоче місце має в наявності 3 фактори 1-го ступеня.

За показниками робоче місце належить до шкідливих умов праці середньої тяжкості.

Пільги та компенсації

Додаткова відпустка 4 дні

Добавка до зарплати 7%

Інше молоко

4.3. Технічне рішення щодо виробничої санітарії

1. Виробничі процеси відносяться до 3 групи з різко вираженими шкідливими факторами 2 класу небезпеки.

2. При проектуванні нових підприємств використовується санітарні норми проектування промислових підприємств ДНАОП 0.00-1.31-99. Відповідно до цього і нормам і металургійне підприємство має бути розташоване з підвітряної сторони стосовно населених пунктів. Комбінат відноситься до II класу підприємств, санітарно-захисна зона 500м.

Все обладнання ділянки переробки червоних шламів розташоване на відкритій місцевості.

4.3.1. Опалення та вентиляція

Все обладнання ділянки переробки червоних шламів знаходиться на відкритій місцевості поза будівлею, отже, опалення та вентиляція не передбачені.

Допустимі параметри температури: теплий період року для робіт середньої тяжкості II б 21,0-23,9 ^0C, а для шкідливих умов III ст. 25,1-26,4 ^0C; в холодний період для робіт середньої тяжкості II б (-23) ^0C, а шкідливі умови III ст. (-35,7) ^0C. Загалом норми виконуються, і якщо перевищують, то застосовуються ЗІЗ.

4.3.2. Освітлення

Розрахунок штучного освітлення машинного залу передбачає вирішення наступних завдань: вибір типу джерела світла, системи освітлення та

світильника, проведення світлотехнічних розрахунків, розподіл світильників та визначення споживаної системної освітлення потужності.

При розрахунку загального рівномірного висвітлення рекомендується використовувати метод коефіцієнта використання світлового потоку.

Світловий потік лампи визначаємо за формулою

$$\mathrm{N} = \frac{\mathrm{E} \cdot S \cdot K_c \cdot \mathrm{Z}}{F \cdot \eta \cdot n}, (шт.) \qquad (4.2)$$

де E = 200 лк – нормована освітленість при роботах середньої точності IV розряду, підрозряду Б, контраст об'єкта із тлом - середній, тло - темний;

S = 100 м ^{2} -площа на якій розташоване обладнання;

K $_з$ = 1,8 – коефіцієнт запасу;

Z = 1,1 – коефіцієнт нерівномірності висвітлення;

F = ^{104} лм для ламп типу ДРЛ-400;

n - кількість ламп в одному світильнику;

η – коефіцієнт використання світлового потоку.

Коефіцієнт використання світлового потоку підбирається з урахуванням коефіцієнта відображення стелі $\rho_{от}$ (50% - чистий бетон), стін $\rho_{ст}$ (30% - бетон з вікнами) та індексу приміщення i , що визначається за формулою :

$$i = \frac{A \cdot B}{H_p (A + B)} = \frac{10 \cdot 10}{3(10 + 10)} = 1.67 ,$$

де A і B – довжина та ширина приміщення, м;

H $_р$ - висота підвісу світильників над робочою поверхнею, м.м.

Підставимо числові значення у формулу

$$N = \frac{200 \cdot 100 \cdot 1,8 \cdot 1,1}{10^4 \cdot 0,5 \cdot 1} = 7,9 \approx 8 \, шт.$$

Відповідно до проведених розрахунків вибираємо світильник прямого світла з непрозорим рефлектором зверху, при якому 90 – 100 % світлового потоку потрапляють безпосередньо на робоче місце.

Вибираємо світильник "Астра" УПМ-15.

4.3.3. Санітарно – побутові приміщення

За санітарною характеристикою всі виробничі процеси поділяються на 4 групи:

1) з нормальними умовами праці (до складу санітарно-побутових приміщень повинні входити вбиральні та умивальники, якщо є забруднення, то ще й душові);

2) з несприятливими умовами праці, метеоумовами, виділенням шкідливих речовин, напруженою фізичною роботою. Склад: гардеробні, умивальники, душові, у сирих приміщеннях - кімната для сушіння одягу, у запорошених - кімната для знепилення, при роботі на холоді - кімната для обігріву тощо;

3) з різко вираженими шкідливими факторами (отруйні речовини, радіація); склад: вбиральні, умивальники, душові, кімната для знезаражування, знепилювання або дезактивації одягу;

4) з особливим режимом забезпечення якості продукції (харчова, медична, напівпровідникова промисловість). Склад: умивальники, гардероби (окреме зберігання робочого та домашнього одягу), у цехах із шкідливими виділеннями обов'язковий ізольований вихід на вулицю, санітарно-побутові приміщення розташовують з навітряного боку до цеху.

Переробка червоного шламу відноситься до другої групи, і цим обґрунтовано склад санітарно-побутових приміщень, що приймаються в даному проекті.

Побутові та допоміжні приміщення відіграють важливу роль у забезпеченні виробничої санітарії.

У цьому проекті передбачається повне забезпечення працівників санітарно-побутовими приміщеннями, до складу яких входять:

- вбиральні;
- душові приміщення;
- туалети та умивальники.

Ділянка переробки червоних шламів відноситься до другої групи виробничих процесів, де необхідно виконати такі норми:

на душову сітку 7 працівників;

на один кран 20 працівників;

тип гардеробу 1 відділення;

спеціальні побутові кімнати для обігріву.

Усі умови та норми дотримані.

4.3.4. Виробничий шум

Шумом прийнято називати всякий небажаний для людини звук, що заважає сприйняттю корисних сигналів. Шум являє собою безпосереднє поєднання звуків різної інтенсивності та частоти.

Шум робить шкідливий вплив на весь організм і в першу чергу на центральну нервову та серцево-судинну систему. Тривале вплив інтенсивного шуму може призвести до погіршення слуху, а в окремих випадках - до глухоти. Шум, що виникає в цеху впливає на робітників: послаблює увагу, прискорює втому, уповільнює швидкість психологічних реакцій. Ускладнює своєчасну реакцію на небезпеку. Все це знижує працездатність і може стати причиною - нещасного випадку.

З фізичного боку шум характеризується звуковим тиском, інтенсивністю звуку, частотою та іншими параметрами. Простір, в якому поширюються - звукові хвилі, називається звуковим полем. Тиск і швидкість руху частинок повітря в кожній точці звукового нуля змінюються в часі. В результаті коливань, створюваних джерелом звуку, в повітрі виникає звуковий тиск, який накладається на атмосферний.

Область чутних звуків обмежується не тільки певними частотами, а й певними граничними значеннями звукових тисків та їх рівнем. Рівень шуму у виробництві складає 85 дБ при допущеному рівні звуку 80 дБ.

Патологічні зміни, що виникли під впливом шуму, розглядають як шумову хворобу, коли шум викликає небажану реакцію всього організму людини . У зв'язку з цим необхідно систематично контролювати рівень шуму на робочих місцях, захищати працюючих від шкідливої дії шуму.

Часто неекономічно, а іноді практично неможливо зменшити шум до допустимих величин. У цих випадках засоби індивідуального захисту є - основними заходами, що запобігають професійним захворюванням працюючих. Тому в цеху необхідно застосовувати "Беруші".

4.4. Заходи з техніки безпеки

(ДСТУ 2156-93)

У цеху використовують крани, судини під тиском, газове господарство.

Безпека експлуатації підйомно-транспортних пристроїв вимагає огородження всіх доступних рухомих або обертових частин механізмів. Необхідно виключити непередбачений контакт працюючих з вантажами, що переміщуються, і самими механізмами при їх пересуванні, а також забезпечити надійну міцність механізмів, допоміжних, вантажозахоплювальних і човничних пристроїв. Усі частини, деталі та допоміжні пристрої підйомних механізмів щодо виготовлення, матеріалів, якості зварювання, міцності, пристрою, установки, експлуатації повинні задовольняти відповідним технічним умовам, стандартам, нормам та правилам.

При організації робіт з електроустановками необхідне високоякісне виконання електричних установок та періодичний контроль за ними, підтримання якісного стану ізоляції, висока дисципліна персоналу та виконання правил безпеки.

Порядок підготовчих заходів щодо охорони праці:

- призначити розпорядженням по цеху начальника ремонту;
- призначити відповідального за безпечне переміщення вантажів;
- визначити безпечні та небезпечні зони для роботи та проходу людей, з виконанням заходів безпеки;

- провести інструктаж з ОП робітників.

4.5 Заходи пожежної безпеки

(ДБНВ.1.1-7.2002)

Ділянка має категорію з пожежонебезпечності Д (негорючі речовини у холодному стані). Будівля для побутових потреб персоналу металургійної ділянки відноситься до І ступеня вогнестійкості (будівлі з несучими та огороджувальними конструкціями з природних або штучних кам'яних матеріалів, бетону або залізобетону із застосуванням листових та плитних негорючих матеріалів).

Таблиця 4. 3 - Межі вогнестійкості будівельних конструкцій та максимальні межі поширення вогню за ними

Ступінь вогнестійкості будівель	Мінімальні межі вогнестійкості будівельних конструкцій, ч (над рисою) та максимальні межі поширення вогню за ними, см (під рисою)								
	Стіни				Колони	Сходові майданчики, коридори, щаблі, балки та марші сходових площадок	Плити, настили (з утеплювачем) та ін.	Елементи покриттів	
	Несучі та сходові клітини	Самонесучі	Зовнішні, ненесучі (з навісних панелей)	Внутрішня ненесуча (перегородка)				Плити, настили	Балки, ферми
І	2,5/0	1,25/0	0,5/0	0,5/0	2,5/0	1/0	1/0	0,5/0	0,5/0

До первинних засобів пожежогасіння на ділянці відносять: вогнегасники ОП-1 (10 шт), ОУ-2 (14 шт.), ОП-1Д (18 шт), пожежний інвентар (покривало з негорючого теплоізоляційного полотна, ящики з піском, бочки з водою, пожежні відра, совкові лопати); пожежний інвентар (багри, ломи, сокири та ін.).

Ділянка переробки червоного шламу має внутрішній протипожежний водопровід з пожежними кранами і рукавами, а також і має пожежні щити, в

комплект яких входять: вогнегасники ОВП 2 шт., ящик з піском 1 шт., ломи 2 шт., багри 3 шт., лопати 2 шт.

Ділянка має внутрішній протипожежний водопровід з пожежними кранами та рукавами.

На території ділянки забороняється:

- палити в недозволених місцях, а курити необхідно у спеціально відведених місцях;
- закривати та захаращувати фраги , проїзди, під'їзди та підходи до будівель, водопроводів та пожежних гідрантів;
- вимикати окремі ділянки водопровідної мережі, внутрішні пожарні крани, знижувати встановлений тиск у мережах;
- допускати до вогневих робіт осіб, які не пройшли інструктаж пожежного тех мінімуму;
- користуватися водою з пожежних водойм та засобами пожежогасіння не за прямим призначенням;
- застосовувати відкритий вогонь під час огляду устаткування.

4.6 Рішення щодо захисту навколишнього середовища

Ця технологія переробки червоного шламу дозволяє зменшити викиди відходів алюмінієвого виробництва на 20%. Так ж можна почати переробку відходів, які знаходяться в шламонакопичувачі. Це, у свою чергу, частково вирішить проблему зберігання та утилізації червоного шламу для ЗАлК.

4.7 Визначення розрахункового і необхідного часу евакуації

Визначимо розрахунковий та необхідний час евакуації з двоповерхової будівлі I ступеня вогнестійкості з приміщеннями категорії Д. Об'єм приміщення I – 90 м^3 кількість у кожному приміщенні – 3 чол.

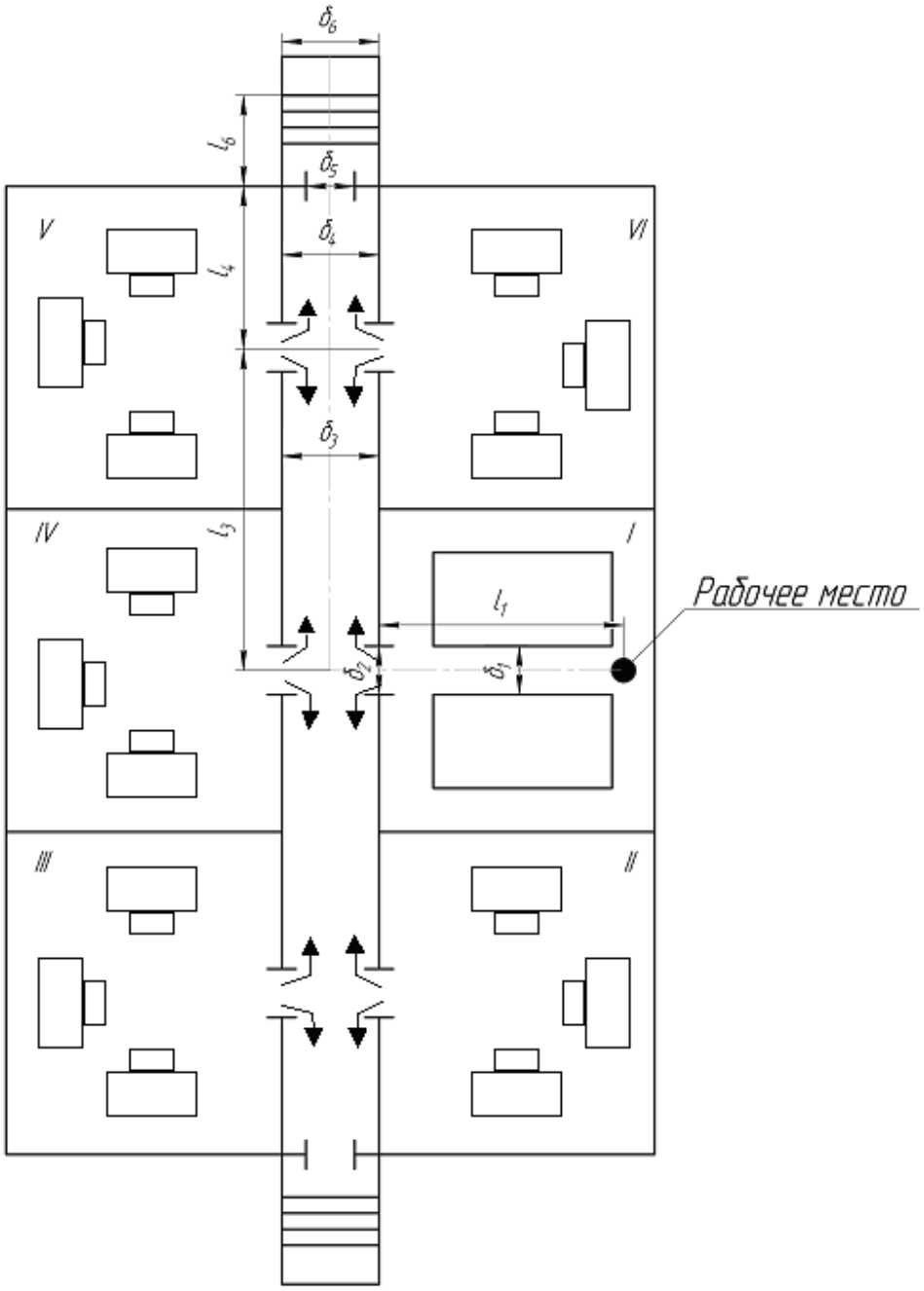


Рис.4.1 - План евакуації другого поверху адміністративної будівлі

Довжина проходу від найвіддаленішого робочого місця до дверей $l_1 = 5$ м, ширина $\delta_1 = 1.5$ м, кількість людей на цій ділянці $N_1 = 3$. Друга ділянка – дверний отвір, $\delta_2 = 1.6$ м; третій – коридор, $l_3 = 6$ м, $\delta_3 = 2.5$ м; четверта ділянка – коридор, $l_4 = 3$ м, $\delta_4 = 2.5$ м; п'ята ділянка – дверний отвір, $\delta_5 = 1.6$ м; шоста ділянка – сходовий марш, $l_6 = 14$ м, $\delta_6 = 2.5$ м; сьома ділянка – коридор, що веде з першого

поверху на вулицю, $l_7 = 7$ м, $\delta_7 = 2.5$ м; восьма ділянка – вхідні двері, $\delta_8 = 3.2$ м. Люди працюють без зимового одягу.

Знаходимо розрахунковий час евакуації:

1-а ділянка: $D_1 = \frac{N_1 f}{l_1 \delta_1} = \frac{3 \cdot 0.1}{5 \cdot 1.5} = 0.04$

За додатком: $V_1 = 100$ м/хв, $q_1 = 4.4$ м/хв.

$$\tau_1 = 5/100 = 0.15 \text{ хв.}$$

2-а ділянка: $q_2 = \frac{q_1 \delta_1}{\delta_2} = \frac{4.4 \cdot 1.5}{1.6} = 4.1$ м/хв.

$V_2 = 100$ м/хв. Довжину другої ділянки приймаємо (як 5-го та 8-го) 0,7м.

$$\tau_2 = \frac{0.7}{100} = 0.007 \text{ хв.}$$

3-я ділянка: $q_3 = \frac{q_2 \delta_2}{\delta_3} = \frac{4.1 \cdot 1.6}{2.5} = 2.6$ м/хв.

$$V_3 = 100 \text{ м/хв}, \ \tau_3 = 6/100 = 0.06 \text{ хв.}$$

4-а ділянка:

Так як число працюючих у 5 і 6 приміщеннях дорівнює числу працюючих у першому, інтенсивність потоку з приміщень 5 і 6 можна прийняти рівною q_2:

$$q_4 = \frac{q_3 \delta_3 + 2 q_2 \delta_2}{\delta_4} = \frac{2.6 \cdot 2.5 + 2 \cdot 4.1 \cdot 1.6}{2.5} = 7.8 \text{ м/хв.}$$

$V_4 = 87$ м/хв, $\tau_4 = 3/87 = 0.03$ хв.

5-а ділянка: $q_5 = \frac{q_4 \delta_4}{\delta_5} = \frac{7.8 \cdot 2.5}{1.6} = 12.2$ м/хв.

$V_5 = 87$ м/хв, $\tau_5 = 0.7/87 = 0.01$ хв.

6-а ділянка: $q_6 = \frac{q_5 \delta_5}{\delta_6} = \frac{12.2 \cdot 1.6}{2.5} = 7.8$ м/хв.

$V_6 = 87$ м/хв, $\tau_6 = 14/87 = 0.16$ хв.

7-а ділянка: беремо до уваги, що кількість працюючих на 1-му поверсі така ж, як на другому.

$$q_7 = \frac{q_6 \delta_6 + q_5 \delta_5}{\delta_7} = \frac{7.8 \cdot 2.5 + 12.2 \cdot 1.6}{2.5} = 15.6 \text{ м/хв.}$$

$$V_7 = 65\,\text{м/хв},\ \tau_7 = 7/65 = 0.1\,\text{хв}.$$

8-а ділянка: $q_8 = \frac{q_7\delta_7}{\delta_8} = \frac{15.6 \cdot 2.5}{3.2} = 12.2\,\text{м/хв}.$

$$V_8 = 66\,\text{м/хв},\ \tau_6 = 0.7/66 = 0.01\,\text{хв}.$$

Розрахунковий час евакуації:

$$\tau_P = 0.15 + 0.007 + 0.06 + 0.03 + 0.01 + 0.16 + 0.1 + 0.01 = 0.527\,\text{хв}.$$

Необхідний час евакуації:

$$\tau_H = 0.5 + 3 + 5 = 8.5\,\text{хв}.$$

$$\tau_P < \tau_H$$

4.8 Розрахунок зовнішнього освітлення ділянки збагачення червоного шламу.

Охоронне освітлення розташоване по всьому периметру території, що охороняється. Стійки обладнані заземлюючим дротом для безпечної експлуатації.

Вибір світильника проводився з урахуванням наступних факторів:

- безпеки, стабільності світлотехнічних характеристик;
- енергетичної ємності;
- якості освітлення;
- зручності експлуатації;

Вибираємо лампу ДРЛ-700, її параметри:

потужність 700 Вт;

напруга 220;

світловий потік 59 500 лм.

Відстань між світильниками розраховується за такою формулою:

$$L = h/l, м$$

де l – відстань між опорами, м;

h – висота підвішування світильників, м.

$$L = 6/50 = 0{,}12м$$

Визначаємо рекомендовану величину висвітлення за формулою:

$$E_р = K_з \cdot E_н, лк$$

де $K_з$ = 1,5 - для ламп розжарення ламп;

$E_н$ = 30 - для промислових майданчиків;

$$E_р = 1.5 \cdot 30 = 45лк;$$

Тепер розраховуємо орієнтовну кількість світильників за формулою:

$$n = \frac{m \cdot \mathrm{E}_р \cdot S}{P_л}, шт$$

де m – коефіцієнт впливу віддалених джерел відбитого світла;

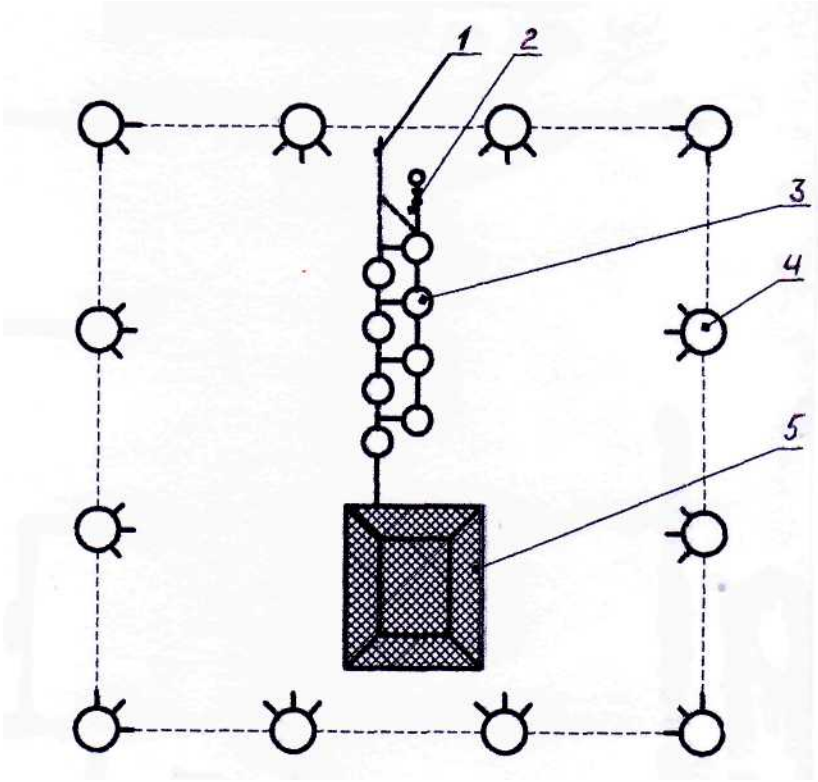
S – площа, яку необхідно висвітлити $м^2$;

$P_л$ - Світловий потік, лм;

$$n = \frac{1{,}25 \cdot 45 \cdot 40000}{3 \cdot 59500} = 12шт;$$

Для освітлення ділянки збагачення червоних шламів необхідно 12 стійок заввишки 6м і на кожній по 3 світильники, розташовані між собою по горизонталі під кутом 45º.

Опис схеми «Освітлення ділянки збагачення червоного шламу»:



1 - Злив шламу в накопичувач; 2 - шламу провід; 3 - гідроциклон; 4 - стійка із прожектором; 5 - штабельне сушіння;

Рисунок 4.2 – Схема освітлення ділянки збагачення червоного шламу.

ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ ТА РЕКОМЕНДАЦІЇ

1. На ділянці збагачення червоного шламу встановлена ціла лінія гідроциклонів . Яка буде перебувати з восьми паралельно-послідовного підключення гідроциклонів . Завдяки яким буде проводитися гідро-сепарація червоних шламів .
2. На підставі огляду та аналізу технічної та патентної літератури встановлено, що для збагачення червоних шламів застосовуються різноманітні конструкції гідроциклонів, які мають конструкційні особливості: габаритні розміри;
3. Після вивчення хімічного складу червоних шламів. Було вирішено, що для використання червоних шламів як рудну сировину необхідно виконати операції збагачення його по окису заліза. Пропонується збагачення виробляти методом гідросепарації з використанням гідроциклонів.
4. Виконані розрахунки на міцність навантажених деталей та вузлів стрічкового конвеєра вказує на його досить високу працездатність та надійність.
5. Результати роботи можуть бути використані на ПАТ «Дніпроспецсталь», та на інших підприємствах, які спеціалізуються на електрометалургії.

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, Є.П. Павлова - Запоріжжя: ЗДІА, 2017. - 56 с.

СПИСОК ГРАФІЧНОГО МАТЕРІАЛУ

№ п/п	Найменування	Кільк. листів	Формат
1	Гідроциклон	1	А1
2	Графіки продуктивності	1	А1
3	Дослідження крутного моменту	2	А1
4	Лінія виробництва брикетів	1	А1

ДОДАТКИ

Формат	Зона	Поз.	Обозначение	Наименование	Кол.	Приме-чание
				Документация		
A1			МР.023220.200 СК	Сборочный чертёж		
				Детали		
			МР.023220.210	Живлячийий патрубок	1	
			МР.023220.220	Кришка	1	
			МР.023220.230	Зливний патрубок	1	
			МР.023220.240	Піскова насадка	1	
			МР.023220.250	Конічна частина гідроциклона	1	
			МР.023220.260	Циліндрична частина гідроциклона	1	

Перв. примен.

Справ. №

Подп. и дата

Инв. № дубл.

Взам. инв. №

Подп. и дата

Инв. № подл.

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

МР.023220.200

Гідроциклон

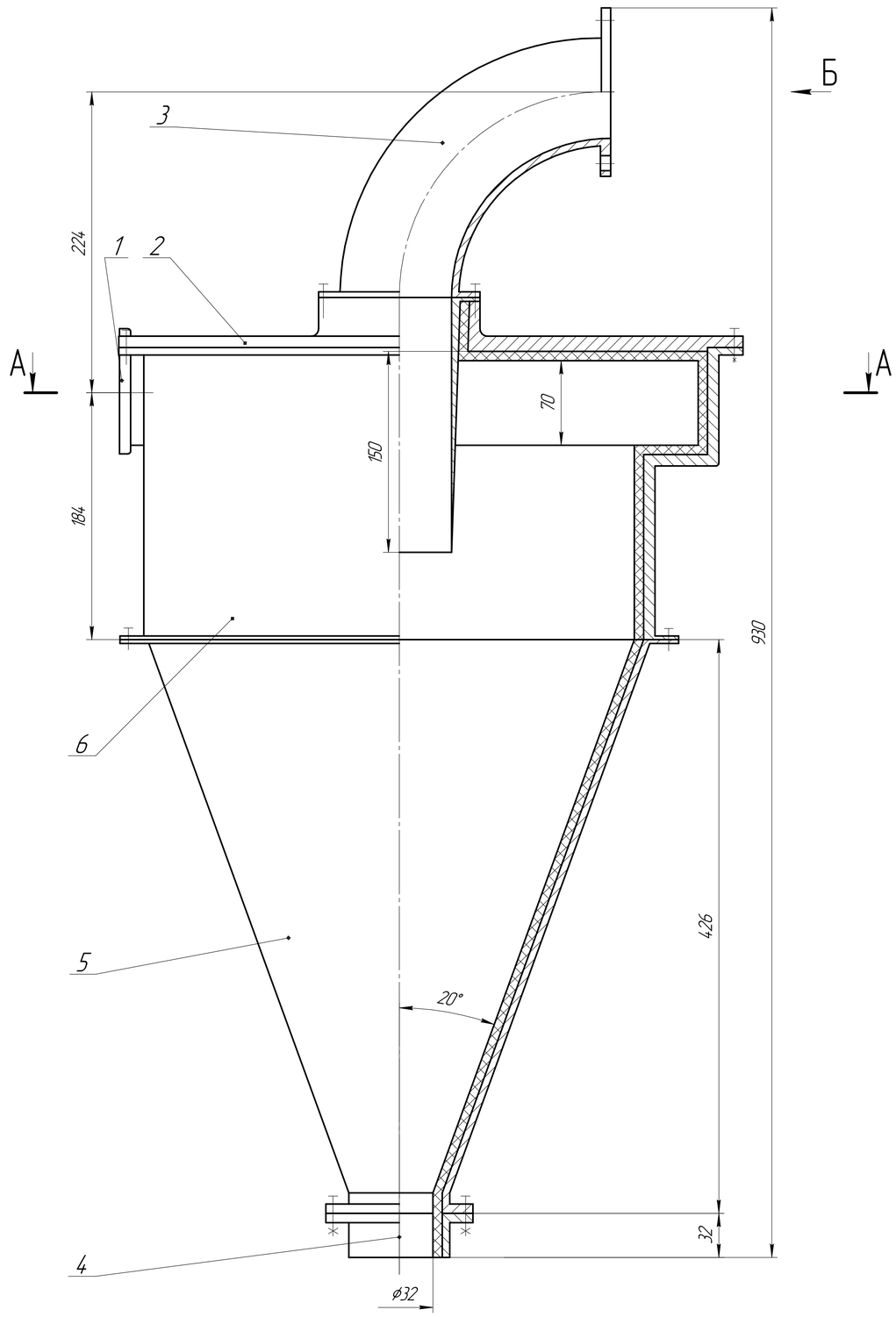
Лит.	Лист	Листов
		1

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

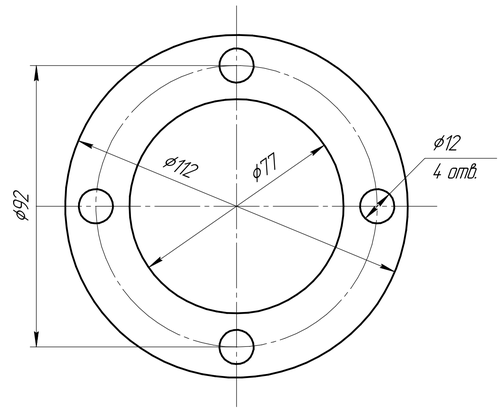
Копировал

Формат А4

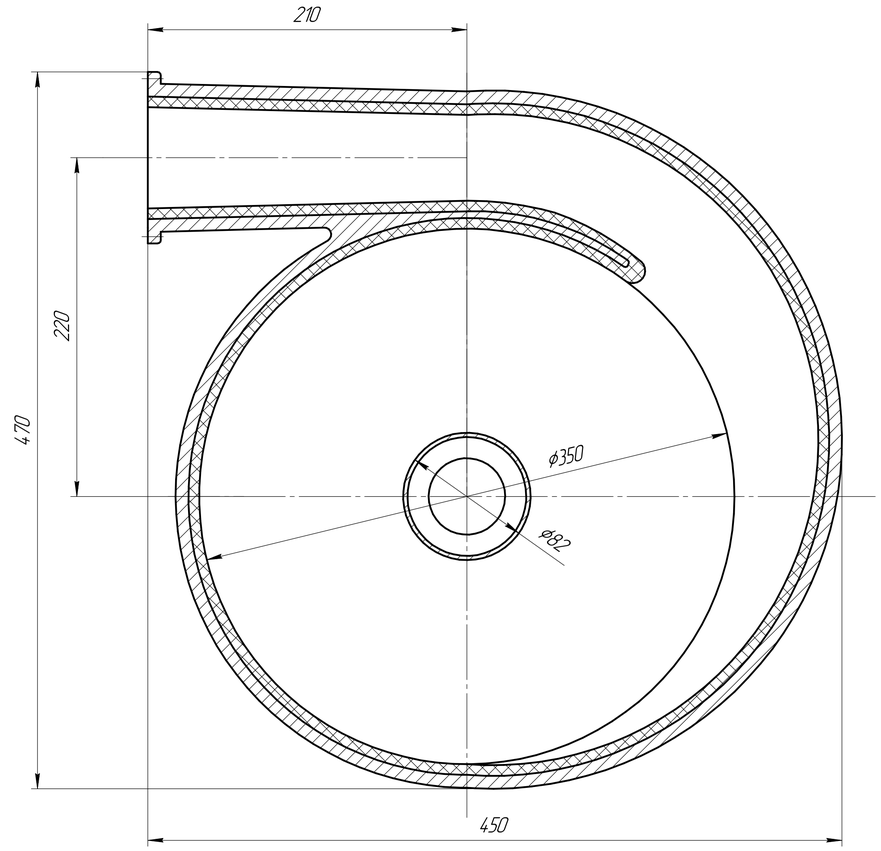
МТМР.023220.200 СК



Б (1:1)



А–А



1. Неуказанные предельные отклонения H12, h12, $\pm \frac{IT12}{2}$

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата	МТМР.023220.200 СК		
Разраб.		Пармьонов			Гідроциклон	Лит.	Масса	Масштаб
Пров.		Власов				У		1:2
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

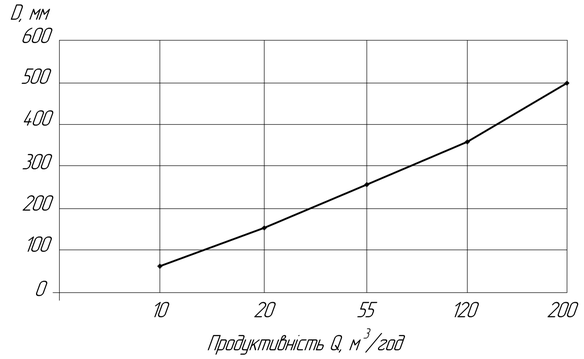
Инв. № дубл.

Взам. инв. №

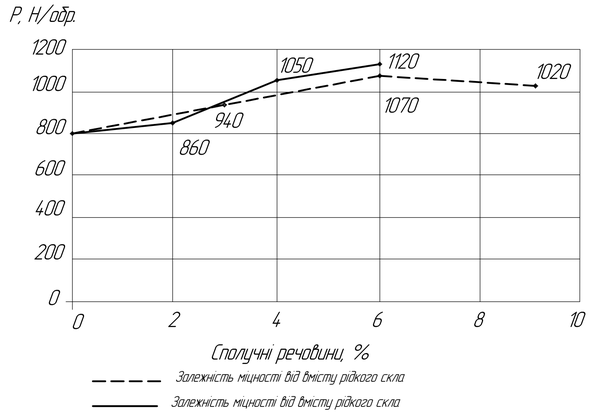
Подп. и дата

Инв. № подл.

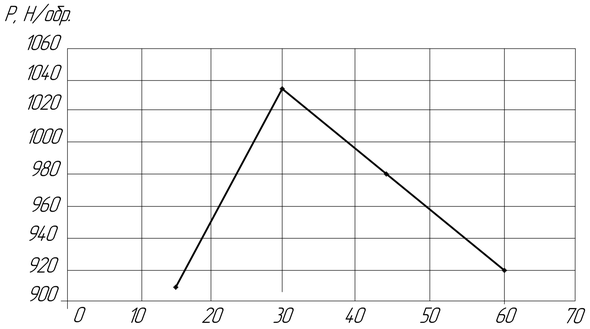
Залежність продуктивності гідроциклону від його параметрів



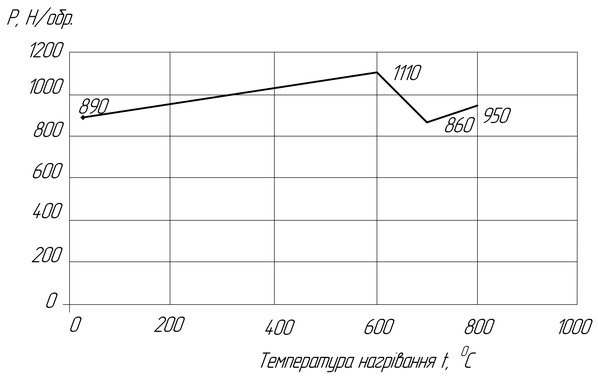
Залежність міцності від вмісту сполучних речовин



Залежність міцності від тривалості температурного впливу P=f(T)



Залежність міцності від температури нагрівання P=f(T)



					МР.023220.000		
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата	Графіки залежності продуктивності та міцності гідроциклону	Лит.	Масса	Масштаб
Разраб.		Пармьонов				У		1:1
Пров.		Власов						
Т.контр.		Власов				Лист	Листов 1	
Н.контр.		Васильченко			МОН України ІНН ім. Ю.М. Потебні ЗНУ 8.1333			
Утв.		Власов						

Копировал

Формат А1

Перв. примен.

Справ. №

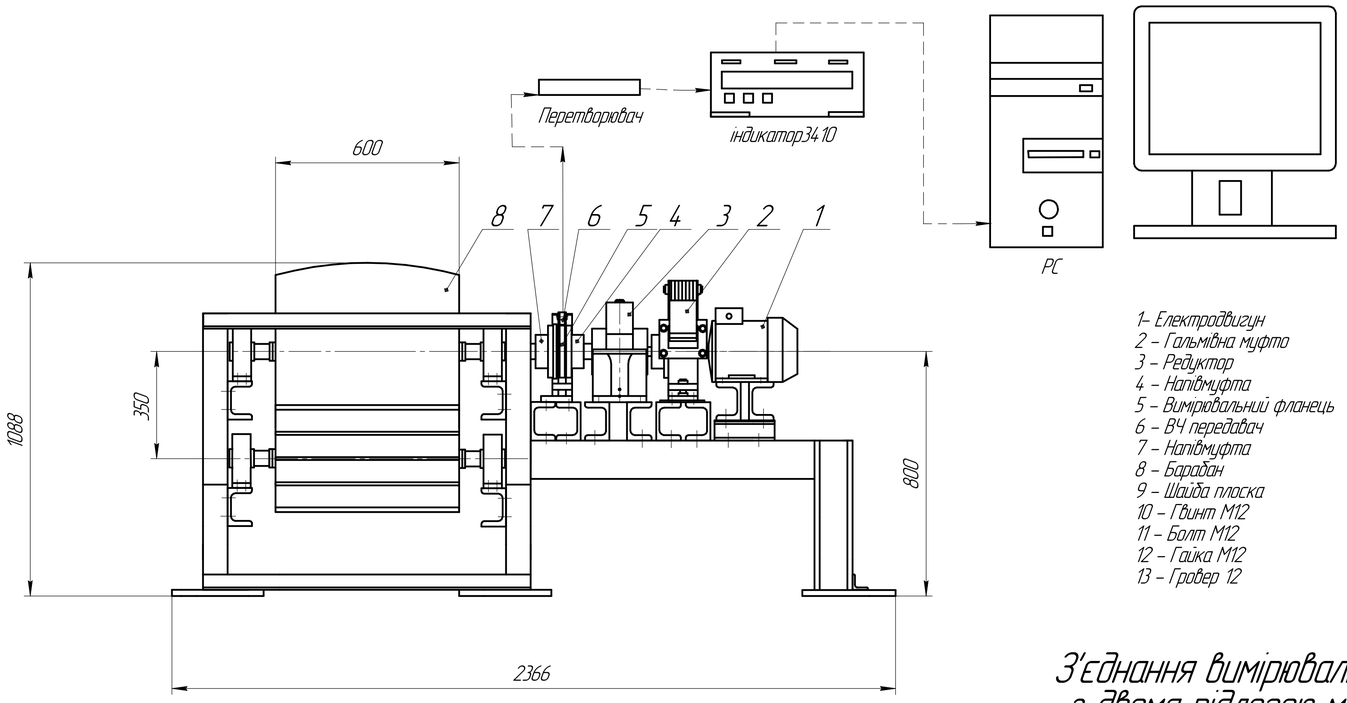
Подп. и дата

Инв. № дубл.

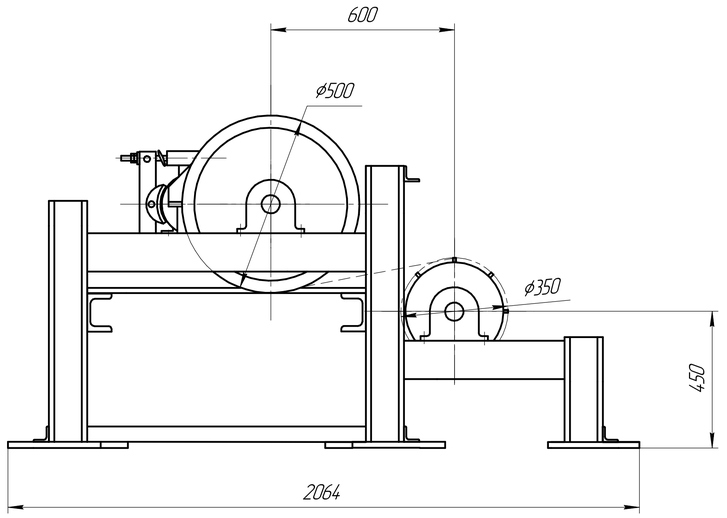
Взам. инв. №

Подп. и дата

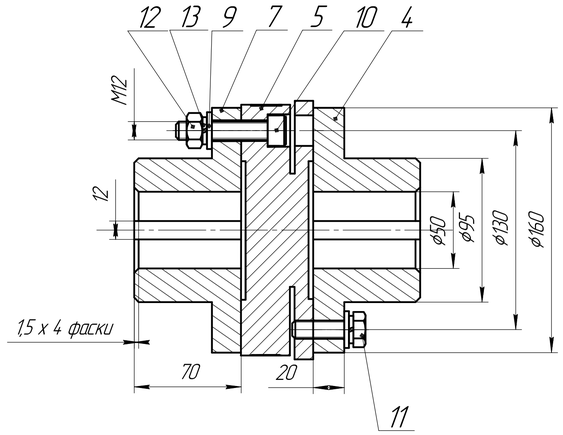
Инв. № подл.



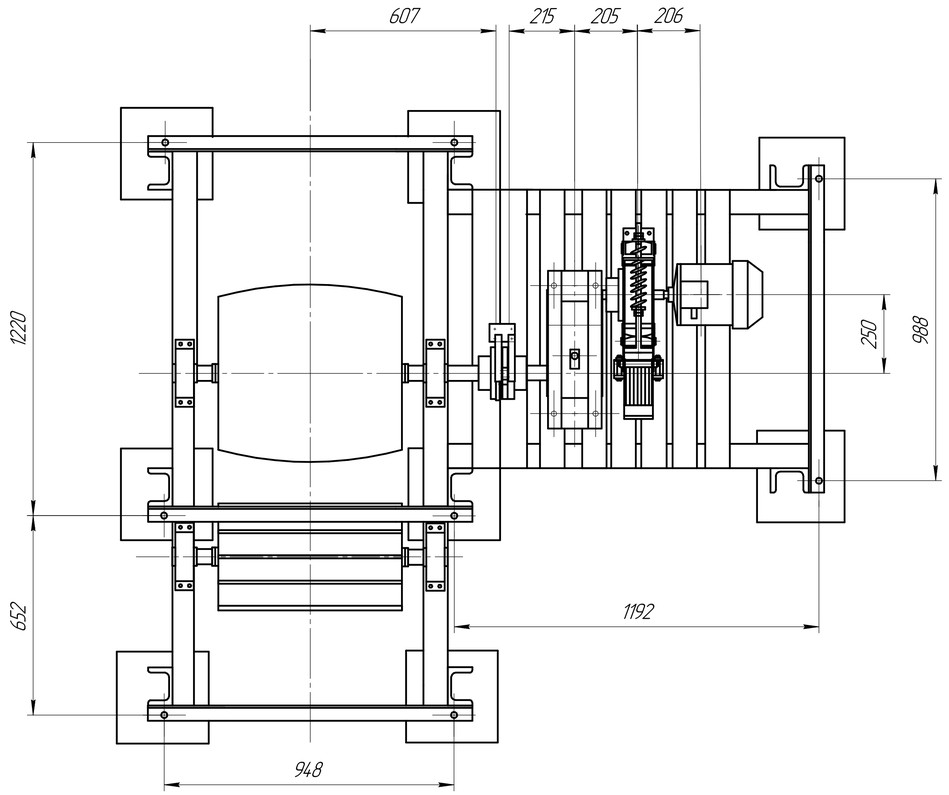
1- Електродвигун
2 - Гальмівна муфта
3 - Редуктор
4 - Напівмуфта
5 - Вимірювальний фланець
6 - ВЧ передавач
7 - Напівмуфта
8 - Барабан
9 - Шайба плоска
10 - Гвинт М12
11 - Болт М12
12 - Гайка М12
13 - Гровер 12



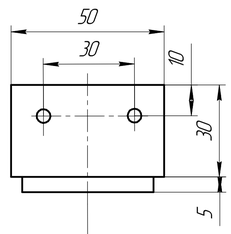
З'єднання вимірювального фланця з двома підлогою муфтами (1:2)

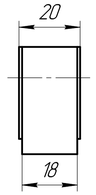


Датчик крутного моменту TF 215 (1:2)

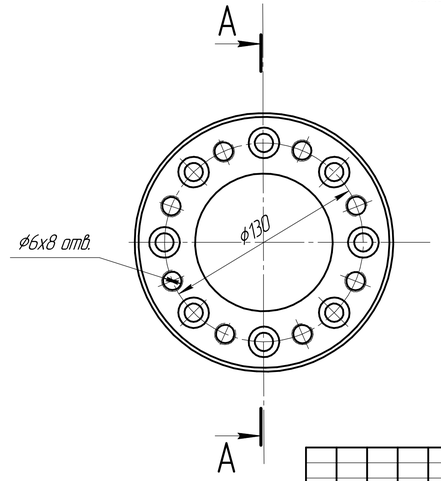


ВЧ передатчик

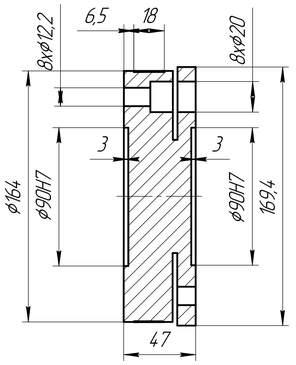




Измерительный фланец

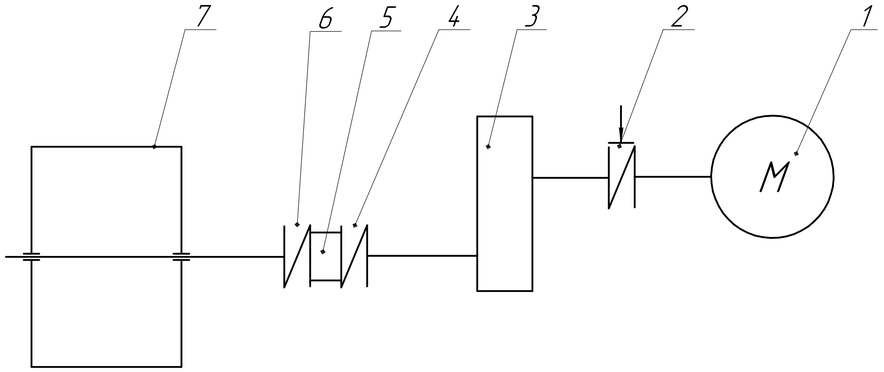


А–А

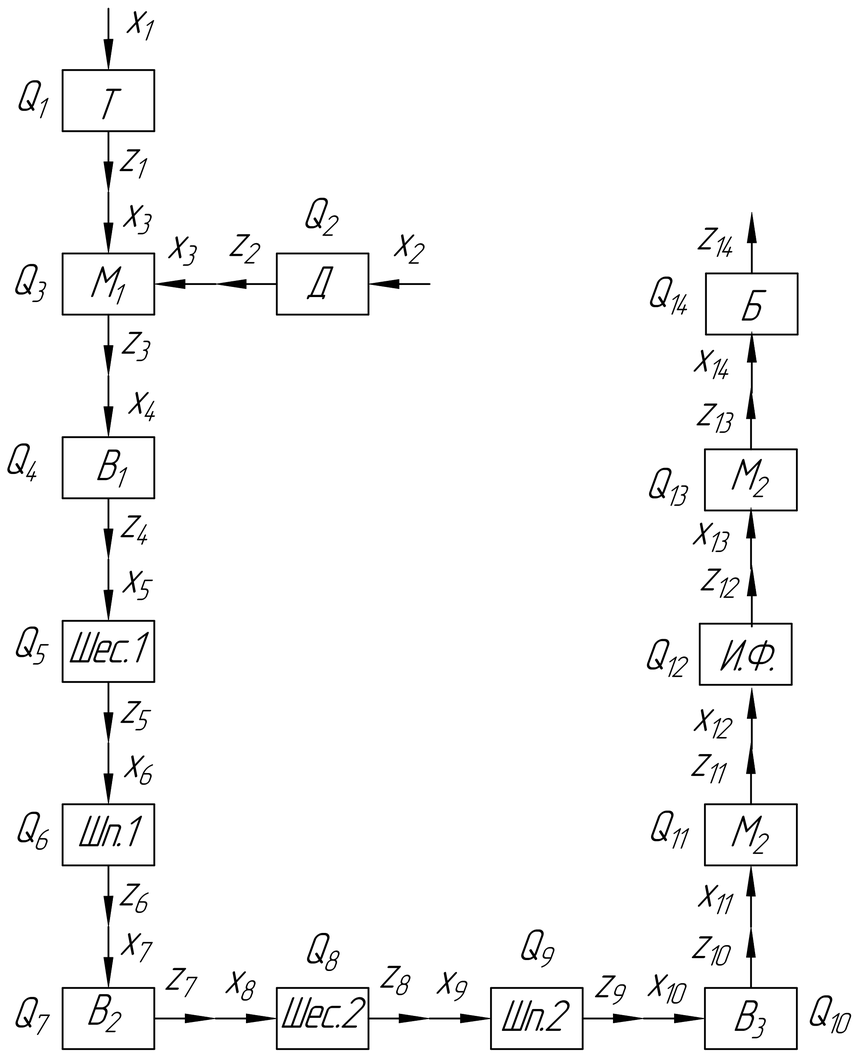


						МР.023220.000	
Изм.	Колич.	Лист	№док.	Подп.	Дата	Дослідження крутного моменту в механізмі приводу стрічкового конвеєра	Стадія: — / Масса: — / Масштаб: 1:10
Разраб.		Пармьонов					Лист: — / Листов: —
Пров.		Власов					МОН України ІННІ ім. Ю.М. Потебні 8.1333
Т.контр.		Власов					
Н.контр.		Васильченко					
Утв.		Власов					

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



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
Разраб.		Пармьонов		
Пров.		Власов		
Т.контр.		Власов		
Н.контр.		Васильченко		
Утв.		Власов		

МР.023220.000 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

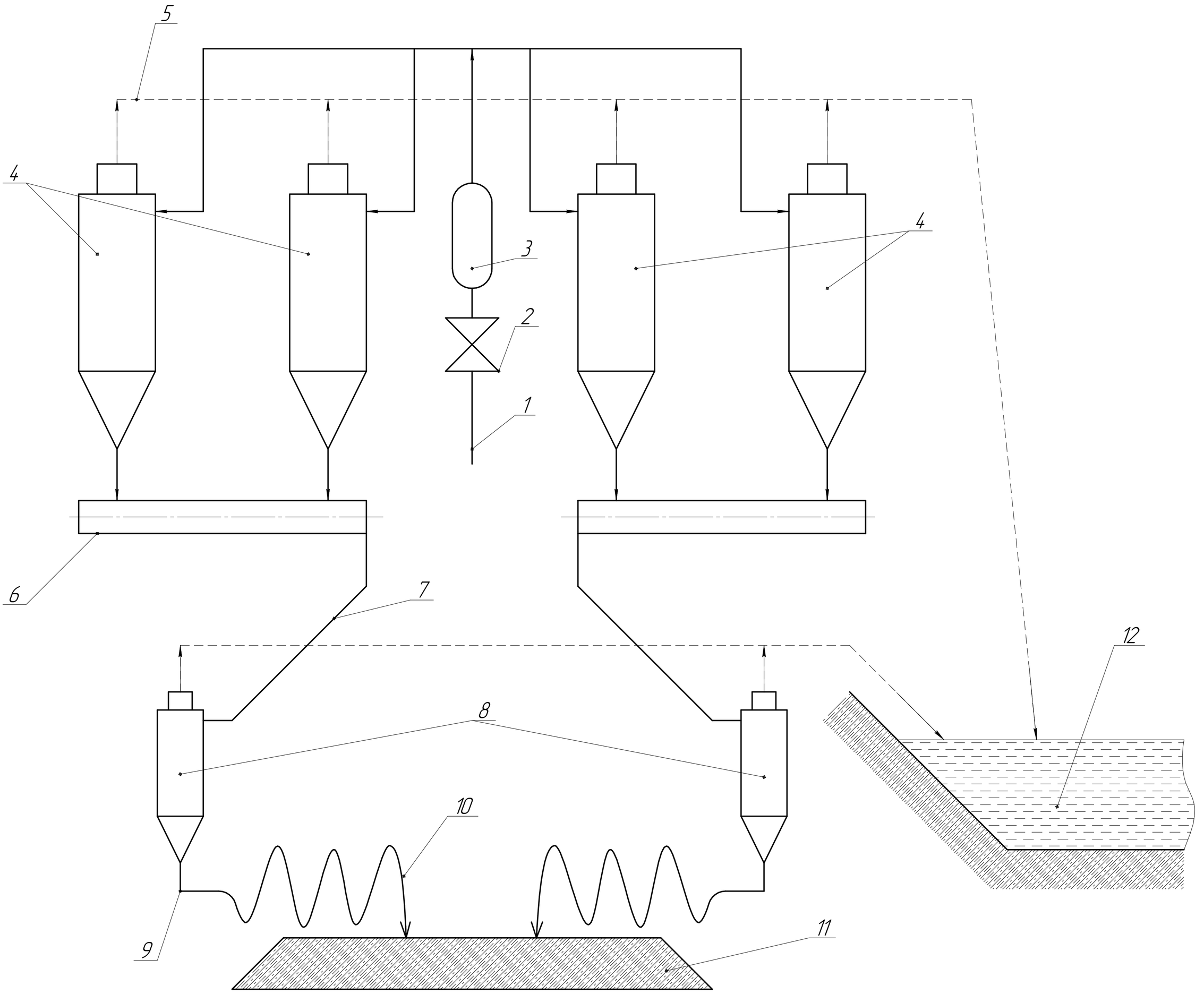
Инв. № дубл.

Взам. инв. №

Подп. и дата

Инв. № подл.

Лінія збагачення червоних шламів



1 – шламопровід;
2 – засувка;
3 – стабілізуюча ємність;
4 – гідроциклони попередньої сепарації;
5 – зливальний трубопровід;
6 – колектор пісків;
7 – трубопровід пісків;
8 – гідроциклони кінцевої сепарації;
9 – трубопровід концентрату пісків;
10 – гнучкий трубопровід;
11 – штабель концентрату пісків;
12 – шламонакопичувач.

МР.023220.000 С

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

Лінія збагачення червоних шламів

Лит.	Масса	Масштаб
		1:1
Лист	Листов 1	

МОН України
ІННІ ім. Ю.М. Потебні
8.1333

Копировал

Формат А1

Перв. примен.

Справ. №

Подп. и дата

Инв. № дубл.

Взам. инв. №

Подп. и дата

Инв. № подл.