

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ
КАЗАХСТАН

ИННОВАЦИОННЫЙ ЕВРАЗИЙСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ
МАГИСТРАТУРА

Кафедра «Химия и экология»

МОРОЗОВА КСЕНИЯ ВИКТОРОВНА

**ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЖЕЛЕЗИСТОЙ
СОСТАВЛЯЮЩЕЙ ПРИ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ
БОКСИТОВ НА АО «АЛЮМИНИЙ КАЗАХСТАНА»**

6M072000 – «Химическая технология неорганических веществ»

Диссертация на соискание академической степени магистра

Павлодар, 2012

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ
КАЗАХСТАН

ИННОВАЦИОННЫЙ ЕВРАЗИЙСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ
МАГИСТРАТУРА

Кафедра «Химия и экология»

**ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЖЕЛЕЗИСТОЙ
СОСТАВЛЯЮЩЕЙ ПРИ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ
БОКСИТОВ НА АО «АЛЮМИНИЙ КАЗАХСТАНА»**

6M072000 – «Химическая технология неорганических веществ»

Диссертация на соискание академической степени магистра

Исполнитель _____ К.В. Морозова
(подпись, дата)

Научный руководитель

Доцент, д.х.н. _____ А.К. Свидерский
(подпись, дата)

Допущена к защите:

Зав. кафедрой «Химия и экология»

Доцент, к.п.н. _____ Ш.Ш. Хамзина
(подпись, дата)

Павлодар, 2012

Реферат

Магистерская диссертация выполнена на 74 страницах, данные анализа результатов работы приводятся в виде 21 таблиц и 7 рисунках. Количество использованных источников литературы 40.

Наиболее употребляемые в работе термины и ключевые слова: сырье глиноземного производства, бокситы, обогащение, железистые пески, красный шлам, флокулянты, ветвь Байера, щелочно-алюминатный раствор, АО «Алюминий Казахстана», спекание.

Актуальность исследования состоит в том, что в настоящее время основной сырьевой базой глиноземной промышленности Республики Казахстан являются низкокачественные бокситы Краснооктябрьского месторождения, которые характеризуются повышенным содержанием соединений железа, кремния, серы, карбонатов и органических веществ.

Проектная аппаратурно - технологическая схема комбинированного последовательного способа «Байер – спекание», была рассчитана на переработку бокситов Торгайского месторождения с низким содержанием вредных примесей, запасы которых на сегодняшний день практически исчерпаны. В настоящее время в производство вовлекаются бокситы Краснооктябрьского месторождения, содержащих повышенное количество вредных примесей.

Прогнозируемое постоянное ухудшение качества боксита и увеличение количества перерабатываемого боксита в связи с увеличением мощности производства определяет значимость проводимой работы и актуальность проблемы.

Объектом исследования является технологический процесс переработки боксита по ветви Байера на АО «Алюминий Казахстана».

Научная новизна исследования состоит в том, что в результате комплекса физико–химических исследований, при помощи которых выявлено, что фракция (+0,063) сырой, вареной пульпы и красного шлама сгущения и промывки представляет собой железистые пески и содержат 55-57% Fe_2O_3 , что позволяет селективно выделять их из красного шлама;

- определена возможность применения гидроциклонирования для выделения железистых песков из красного шлама глиноземного производства;
- проведены опытно промышленные испытания пилотной установки по выводу железистой составляющей из красного шлама промывки;
- на основе результатов лабораторных работ определена возможность применения нового флокулянта со снижением дозировки для сгущения слива гидроциклона при промывке красного шлама.

Практическая значимость исследования состоит в разработке способа выводу железистой составляющей из красного шлама промывки, являющегося продуктом технологического процесса переработки низкокачественных бокситов гидрохимическим методом.

– на основании разработанного способа предложена принципиально новая аппаратурно-технологическая схема выделения железистых песков при промывке красного шлама.

– так же данная схема позволяет высвободить 0,25 печи, что позволит увеличить производительность передела спекания.

Результаты работ отражены в публикациях: Вестник ИнЕУ № 1 (45) 2012 «Исследование продуктов переработки бокситов по ветви байера для установления компонентов с содержанием оксида железа (III)»; «Вывод железистой составляющей красного шлама на разных этапах технологического процесса производства глинозема» «Интенсификация процесса сгущения слива гидроциклонов при промывке красного шлама с применением флокулянтов»

Содержание

	Введение	9
1	Бокситовое сырье Казахстана для глиноземного производства	12
1.1	Характеристика низкокачественного бокситового сырья различных месторождений Казахстана	12
1.2	Существующие технологии переработки низкокачественного бокситового сырья	17
1.3	Влияние примесей на технологию получения высококачественного глинозема	20
1.4	Перспективные направления развития технологии комплексной переработки низкокачественных бокситов на АО «Алюминий Казахстана»	23
1.5	Существующая технология обогащения низкокачественного боксита на предприятии АО «Алюминий Казахстана»	30
1.6	Существующая промышленная схема обогащения боксита ветви Байера путем вывода железистой составляющей	31
1.7	Влияние примесей на технологию получения высококачественного глинозема	33
1.8	Производственно-техническая схема переработки сырья и продукты глиноземного производства АО «Алюминий Казахстана»	36
2	Исследование красного шлама	49
2.1	Существующий технологический процесс переработки низкокачественного боксита на предприятии АО «Алюминий Казахстана»	49
2.2	Отрицательное влияние железистой составляющей красного шлама на работу спекательного передела	49
2.3	Влияние оксида железа в красном шламе на процесс спекания	50
2.4	Описание технологической схемы гидрохимической переработки боксита по ветви Байера	52
2.5	Исследование продуктов переработки боксита на разных этапах технологического процесса производства глинозема	52
2.6	Полупромышленные испытания способа вывода железистой составляющей из продуктов переработки бокситов	55
2.7	Принцип работы пилотной установки	55
2.8	Методы интенсификация процесса сгущения слива гидроциклонов при промывке красного шлама	61
3	Экономический эффект внедрения схемы вывода железистых песков из красного шлама	63
3.1	Расчет технологического эффекта внедрения	63
3.1.1	Расчет количества оксида железа, не поступившего в процесс спекания в составе шихты	63
3.1.2	Расчет снижения материальных потоков	65
3.2	Расчет экономического эффекта внедрения	67

3.2.1	Расчет экономии сырья	67
3.2.2	Расчет потерь	68
3.3	Экономический баланс затрат и прибыли, полученных от внедрения схемы вывода на промывке	69
	Заключение	71
	Список использованных источников	72

Определения

В настоящей диссертации использованы следующие термины с соответствующими определениями.

Способ Байера - основной способ промышленного производства глинозема из высококачественного бокситового сырья, основанный на использовании амфотерных свойств оксида алюминия, которые позволяют растворить Al_2O_3 в жидкой каустической щелочи при определенной концентрации $Na_2O_{ку}$ и температуре, а затем провести гидролиз полученного алюминатного раствора, с выделением в твердую фазу гидроксида алюминия.

Способ спекания - способ промышленного производства глинозема из низкокачественного алюмосиликатного сырья путем его термической обработки во вращающихся трубчатых печах, совместно с добавками эквивалентного количества известняка и соды, с целью получения алюмонатриевого и кальций–кремниевого клинкера. Способ может быть реализован, как в самостоятельном варианте, например, при переработке нефелинов, так и в комбинированном варианте со способом Байера, по последовательной или параллельной схеме, например, при переработке высококремнистых бокситов.

Глинозем – товарный продукт с содержанием оксида алюминия не менее 98,9 %.

Боксит - алюминиевая руда для производства глинозема.

Кремниевый модуль - весовое отношение оксида алюминия к диоксиду кремния.

Каустический модуль - молярное отношение оксида натрия $Na_2O_{ку}$ к оксиду алюминия.

Железистые пески – плотная тяжелая фаза красного шлама, которая по большей части состоит из оксидов железа (III).

Сгущение – процесс разделения гетерогенной системы под воздействием силы тяжести.

Флокулянт – это водорастворимое высокомолекулярное соединение, которое при введении в дисперсные системы адсорбируется или химически связывается с поверхностью частиц дисперсной фазы и объединяет частицы в агломераты (флокулы), способствуя их быстрому осаждению.

Вареная пульпа – бокситовая пульпа, прошедшая стадию выщелачивания в растворе гидроксида натрия.

Обозначения и сокращения

В настоящей диссертации применяются следующие обозначения и сокращения:

ПАЗ – павлодарский алюминиевый завод;

ж : т - весовое отношение жидкой фазы к твердой;

$\alpha_{\text{ку}}$ - каустический модуль, молярное отношение $\text{Na}_2\text{O}_{\text{к}} : \text{Al}_2\text{O}_3$;

μ_{Si} - кремниевый модуль, весовое отношение $\text{Al}_2\text{O}_3 : \text{SiO}_2$;

$\text{Na}_2\text{O}_{\text{ку}}$ - каустическая щелочь;

$\text{Na}_2\text{O}_{\text{общ}}$ - суммарная каустическая и карбонатная щелочь;

W - содержание влаги;

Al_2O_3 – содержание оксида алюминия (III);

SiO_2 – содержание оксида кремния (II);

Fe_2O_3 – содержание оксида железа (III);

SO_3 – содержание соединений серы, в пересчете на SO_3^{2-} .

В настоящее время производство алюминия во всём мире наращивает темпы и является наибольшим среди цветных металлов. Увеличение потребления алюминия происходит благодаря уникальным свойствам данного металла, за счет которых он находит широкое применение в различных отраслях промышленности и техники. Возрастающий спрос на алюминий можно обеспечить за счет увеличения производственных мощностей, усовершенствования технологических приемов и вовлечения в производство новых сырьевых источников.

Наиболее важными рудами алюминия являются бокситы, нефелины, алуниты, кианиты, каолины и глины, но главным сырьем остается боксит. По запасам бокситов, как основного вида глиноземсодержащего сырья, Казахстан занимает 17-е место в мире и 2-е место среди стран СНГ (после России).

Развитие глиноземного производства, а впоследствии и алюминиевого стало одними из крупных достижений в развитии экономики и научно-технического прогресса современного Казахстана.

Мировое производство глинозема базируется в основном на переработке высококачественных бокситов по простому способу Байера. Данный способ предполагает вовлечение в переработку бокситы с кремниевым модулем выше 7 единиц. Казахские бокситы содержат значительное количество кремнезема, а значит, имеют более низкий кремниевый модуль. Технология переработки низкокачественных бокситов по последовательно-комбинированному способу Байер-спекание, успешно реализованная на Павлодарском алюминиевом заводе, по своим техническим решениям и объему производства является уникальной. Последовательный вариант схемы «Байер-спекание» достаточно легко адаптируется к понижению кремниевого модуля боксита, однако он применим только для переработки бокситов с определенным содержанием соединений железа – не более 16%. Переработка высокожелезистых высококремнистых гиббситовых бокситов приводит к нарушению технологических процессов глиноземного производства.

Запасы бокситов Торгайского месторождения, пригодных для переработки по проектной схеме Байер-спекание, оказались весьма ограниченными. В этой связи появилась острая необходимость вовлечения в сферу производства низкокачественных бокситов с повышенным содержанием вредных компонентов, в частности бокситов Краснооктябрьского месторождения. Возрастание доли некондиционных бокситов Краснооктябрьского месторождения в перерабатываемом сырье, содержащих в своем составе сидерит, шамозит, гематит, пирит, органические и прочие примеси, привело к резкому ухудшению состава растворов, промпродуктов и снижению технико-экономических показателей глиноземного производства.

Основанием для выполнения комплекса теоретических и технологических исследований явилась необходимость вовлечения в сферу производства глинозема некондиционных бокситов с повышенным содержанием вредных примесей.

Актуальность работы данной работы состоит в том, что в настоящее время основной сырьевой базой глиноземной промышленности Республики Казахстан являются низкокачественные бокситы Краснооктябрьского месторождения, которые характеризуются повышенным содержанием соединений железа, кремния, серы, карбонатов и органических веществ. Проектная аппаратно - технологическая схема комбинированного последовательного способа «Байер – спекание», была рассчитана на переработку бокситов Торгайского месторождения с низким содержанием вредных примесей, запасы которых на сегодняшний день практически исчерпаны. В настоящее время в производство вовлекаются бокситы Краснооктябрьского месторождения, содержащих повышенное количество вредных примесей. Прогнозируемое постоянное ухудшение качества боксита и увеличение количества перерабатываемого боксита в связи с увеличением мощности производства определяет значимость проводимой работы и актуальность проблемы.

Научная новизна была выведена

- в результате комплекса физико–химических исследований, при помощи которых выявлено, что фракция (+0,063) сырой, вареной пульпы и красного шлама сгущения и промывки представляет собой железистые пески и содержат 55-57% Fe_2O_3 , что позволяет селективно выделять их из красного шлама;

- определена возможность применения гидроциклонирования для выделения железистых песков из красного шлама глиноземного производства;

- проведены опытно промышленные испытания пилотной установки по выводу железистой составляющей из красного шлама промывки;

- на основе результатов лабораторных работ определена возможность применения нового флокулянта со снижением дозировки для сгущения слива гидроциклона при промывке красного шлама.

Цели, объект и предмет, задачи исследований, их место в выполнении научно-исследовательской работы

- лабораторные испытания по интенсификации процесса сгущения слива гидроциклона при промывке красного шлама;

- исследование пульпы и красного шлама сгущения и промывки, образованных в результате технологического процесса производства глинозема по ветви Байера;

- поиск наиболее эффективной и удобной точки вывода железистых песков;

- разработка схемы вывода железистых песков, поиск оборудования, создание пилотной установки;

- проведение пилотных испытаний в цеховых условиях и сравнение полученных результатов;

- расчет материального экономического эффекта от предполагаемого внедрения схемы вывода железистых песков.

Практическая ценность диссертации состоит в том, что:

- разработан способ вывода железистой составляющей из процесса переработки боксита гидрохимическим методом. Экономический эффект от предполагаемого внедрения составит 141 844609 тнг/год;

- так же данная схема позволяет высвободить 0,25 печи, что позволит увеличить производительность передела спекания.

- на основании разработанного способа предложена принципиально новая аппаратурно-технологическая схема выделения железистых песков при промывке красного шлама.

Положения, выносимые на защиту:

- результаты исследований химического, минералогического и фазового составов бокситов различных месторождений Казахстана;

- результаты лабораторных исследований процесса сгущения слива гидроциклонов;

- аппаратурно-технологическая принципиальная схема вывода железистой составляющей красного шлама третьего ряда промывки при переработке низкокачественного бокситового сырья;

- технологическая и технико-экономическая оценка разработанной схемы при их внедрении.

1 Бокситовое сырье Казахстана для глиноземного производства

1.1 Характеристика низкокачественного бокситового сырья различных месторождений Казахстана

Бокситы представляют собой продукты гидролитического разложения алюмосиликатов в процессе выветривания; они содержат рудные минералы в виде гидроксидов алюминия различной степени гидратации – гиббсит, бемит, диаспор и оксида алюминия – корунд. Количество этих минералов колеблется в широких пределах. Почти все они содержат водные силикаты алюминия, такие как каолинит и реже другие минералы каолинитовой группы [1]. Минералогический состав бокситов сложен. В них может входить в разных сочетаниях до ста минералов, в которых содержится до 42 химических элементов [2].

С технологической точки зрения все минералы боксита можно разделить на три группы. К первой относятся алюминийсодержащие минералы: гиббсит, бемит, диаспор, ко второй – минералы, затрудняющие или нарушающие технологию получения глинозема. Это кремнеземсодержащие минералы (разнообразные силикаты и алюмосиликаты), карбонаты, сульфаты, сульфиды, органические вещества. Третья группа – балластные соединения: гидроксиды и оксиды железа, титана. Соотношение минералов этих групп в бокситах весьма разнообразно и значительно колеблется даже в пределах одного месторождения [3]. Последнее особенно характерно для месторождений глиноземных руд Казахстана.

Месторождения бокситов на территории Республики Казахстан группируются в семь бокситоносных районов: Восточно-Торгайский (Амангельдинский), Западно-Торгайский, Центральнo-Торгайский, Мугоджарский, Целиноградский (Акмолинский), Экибастузский, Причимкентский. Бокситы трех первых районов, на которых сосредоточено 96% геологических запасов бокситов Республики Казахстан, пригодны по качеству и технологическим свойствам для переработки на Павлодарском алюминиевом заводе. Все месторождения бокситов – мезозойские по возрасту – относятся к платформенным, континентального типа и представлены гиббситовыми рудами. Кремневый модуль бокситов колеблется и в среднем составляет 3 - 4 единицы.

Сырьевой базой АО «Алюминий Казахстана» являлись два района - Западно-Торгайский и Амангельдинский. К Западно-Торгайскому бокситоносному району относятся следующие месторождения: Аятское, остатки его геологических запасов оцениваются в 12,0 млн. т, Белинское - в 28,5 млн. т, Краснооктябрьское – более 100 млн. т. Следует отметить, что часть запасов бокситов Краснооктябрьского месторождения обогащена органическими соединениями, это так называемые лигнитовые включения. Запасы лигнитового сырья в действующих карьерах подсчитаны, при добыче

складируются в спецотвалы, что несколько снижает значимость месторождения. Краснооктябрьские бокситы отличаются от проектного сырья большим содержанием карбонатов, сульфатов, органических соединений, что затрудняет его переработку по классической схеме Байер-спекание.

Восточно-Торгайский бокситоносный район - Торгайское рудоуправление - имеет всего около 6 млн т геологических запасов с низкими качественными показателями (кремневый модуль 2,8 - 2,9 единицы).

Минералогический состав всех месторождений гиббситовых бокситов Казахстана различается в основном лишь количественным соотношением минералов.

Бокситы раскристаллизованы в различной степени; чаще всего в них наблюдается скрытокристаллическая или аморфная масса гиббсита и каолинита, пропитанная оксидами железа. Сравнительно крупные кристаллы образуют вторичные минералы, заполняющие трещинки, пустоты и поры.

Можно назвать следующие минералы, в том или ином количестве присутствующие в казахстанских бокситах и бокситовых породах:

- содержащие глинозем - гиббсит, корунд;
- содержащие железо - гематит, гетит, магнетит, сидерит, хлориты, пирит и марказит, гидрооксиды железа;
- кремнийсодержащие - каолинит, гидрослюда, кварц, галлуазит, халцедон, полевые шпаты;
- содержащие титан - ильменит, анатаз, рутил, лейкоксен, сфен;
- содержащие кальций - кальцит, гипс.

Основной минерал – гиббсит присутствует обычно в трех формах: аморфный; мелкокристаллический; крупнокристаллический. В бокситах, в которых в значительном количестве присутствует каолинит, гиббсит находится с ним в тесной связи, образуя нераскристаллизованное бокситовое вещество. Мелкокристаллический гиббсит образует обычно небольшие участки. В высокожелезистых каменистых бокситах раскристаллизованных форм гиббсита заметно больше [3].

Корунд встречается преимущественно в свежих невыветренных разностях каменистого боксита. В целом содержание корунда в гиббситовых бокситах месторождений Казахстана невелико: - не превышает 3 - 5 % [3].

Кремнезем в бокситах присутствует, в основном, в виде каолинита. Выделяют три модификации каолинита: аморфный, тонкокристаллический и крупнокристаллический. Наиболее широко распространен аморфный каолинит, в рыхлых и глинистых разностях боксита содержание каолинита достигает 33 - 38 %.

Кварц для большинства месторождений не характерен и присутствует в небольшом количестве в виде обломков, которые часто замещены гиббситом или сидеритом.

Хлориты обычно развиваются по сидериту и имеют железистый состав. Согласно рентгеноструктурному анализу они, в основном, относятся к

шамозиту, который широко распространен в бокситах Красноярского месторождения [4].

Основными минеральными формами железа в бокситах рассматриваемых месторождений являются гематит, гематогель и аморфные гидроксиды железа, пропитывающие бокситовое вещество. Гетит в ассоциации с гематитом образует зонально-коллоидные структуры и реже тонкоигольчатые кристаллы.

Сидерит крайне неравномерно и без какой-либо закономерности распределяется даже в пределах одной залежи бокситов. Наибольшее количество его отмечается в бокситах Красноярского месторождения, где содержание этого минерала достигает иногда 30 %, а в среднем для месторождения оно составляет около 6 %.

Пирит и коллоидная его разновидность - мельниковит наиболее характерны для серых и углистых бокситов, однако они встречаются и в красных разностях – в рудных телах, залегающих недалеко от лигнитовых глин.

Кальцит присутствует во всех месторождениях, но в небольшом количестве. Гипс отмечается значительно реже.

Качество боксита как сырья оценивается, прежде всего, по содержанию Al_2O_3 и SiO_2 и их минералогическим формам. За рубежом, как правило, перерабатывают бокситы с содержанием кремнезема не более 5 %, что соответствует кремниевому модулю сырья не ниже 9 - 11 [4].

В Казахстане промышленным сырьем считаются бокситы с весьма высоким содержанием SiO_2 , которые по международной классификации относятся к бокситовым глинам или глинистым бокситам. Кроме этого на качество бокситов оказывает влияние суммы примесей в виде соединений серы, железа, карбонатов, хлоридов и органических соединений.

В таблице 1 приведен химический состав бокситов, перерабатываемых на АО «Алюминий Казахстана», в сравнении со средними мировыми показателями.

Таблица 1 - Химический состав бокситов

Боксит	M_{Si} , ед.	Содержание, % (масс.)						
		Al_2O_3	SiO_2	Fe_2O_3	CO_2	SO_3	$C_{орг}$	Cl
Тургайский	2,9	44,0	15,0	15,7	0,14	0,28	0,15	0,18
Красноярский	4,8	43,0	9,0	19,6	3,7	0,80	0,35	0,35
Аятский	4,3	43,7	10,1	20,4	1,3	0,35	0,25	0,13
Белинский	4,5	41,6	9,2	21,8	1,6	0,54	0,19	0,90
Россия (СУБР)	14,5	53,5	3,7	22,5	нет данных	0,16	0,10	нет данных
Австралия	12,1	43,7	3,6	16,4	следы	0,20	нет данных	нет данных
Бразилия	11,0	49,4	4,5	14,6	0,1	нет данных	нет данных	нет данных

Как следует из таблицы 1, Краснооктябрьские бокситы отличаются от всех перечисленных бокситов повышенным содержанием вредных примесей, что требует разработки новых и усовершенствования существующих способов их переработки для получения высококачественного глинозема.

Таким образом, бокситы различных месторождений существенно отличаются по качественному составу и количественному содержанию компонентов, поэтому для них применяются различные методы или способы переработки.

По данным геологической разведки запасы бокситов Краснооктябрьского месторождения составляют более 100 млн. тонн.

Было проведено изучение минералогических и технологических свойств бокситов Краснооктябрьского месторождения и продуктов их переработки с применением комплекса физико-химических методов исследований.

Бокситы значительно различаются между собой по химическому, минералогическому и примесному составу. В таблице 2 приведен средний химический состав бокситов различных месторождений за 2008 год.

Таблица 2 - Химический состав бокситов различных месторождений

Месторождение	Химический состав, %										μ_{Si} , ед.
	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	CaO	SO ₃	CO ₂	C _{орг}	Cl	TiO ₂	FeO	
Тургайское	44,5	15,9	13,8	0,3	0,3	0,32	0,23	0,2	1,3	0,85	2,80
Белинское	40,6	10,1	21,2	1,3	0,6	1,79	0,16	0,8	2,2	2,88	4,02
Аятское	44,6	10,7	18,3	0,5	0,3	1,26	0,17	0,2	2,1	2,06	4,17
Краснооктябрьское	42,0	10,9	19,4	1,0	0,7	3,70	0,35	0,4	2,0	5,41	3,85

Как следует из данных таблицы 2, бокситы Краснооктябрьского месторождения отличаются невысоким кремниевым модулем - 3,85 единицы по сравнению с Белинскими и Аятскими бокситами - 4,02 и 4,17 единиц соответственно. Кроме того, данные бокситы характеризуются повышенным содержанием карбонатов, сульфатов, органических примесей.

Изучен и определен количественный минералогический состав бокситов различных месторождений по основным компонентам.

По результатам рентгенофазового анализа основу боксита Краснооктябрьского месторождения составляет гиббсит - 51,2%. Железосодержащие минералы представлены сидеритом - 6,3%, гематитом - 9,7% и гетитом - 5,3%. Также присутствуют каолинит - 22,4%, шамозит - 2%, кальцит - 0,9%. Содержатся α -кварц - 1,7% и анатаз - 1,8%.

Нами химическим и рентгенофазовым методами анализа были изучены средние пробы бокситов карьера № 1 различных рудных тел, представленные геологами Краснооктябрьского бокситового рудоуправления (таблица 3).

Таблица 3 - Химический состав бокситов карьера №1 по различным рудным телам

Рудное тело	Содержание, % (масс.)								μ_{Si} , ед.
	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	CaO	SO ₃	CO ₂	C _{орг}	Cl	
100	39,6	12,0	20,0	0,80	1,10	2,50	0,35	0,12	3,30
101	42,3	10,5	23,2	0,57	0,49	3,78	0,49	0,12	4,03
102	44,0	6,1	25,0	0,76	0,43	4,08	0,16	0,11	7,20

Нестабильность химического состава бокситов в пределах одного карьера наблюдается не только по основным компонентам, но и по примесям.

Рентгенодифракционным методом обнаружены различия интенсивности пиков, характерных для гиббсита, каолинита, сидерита и гематита (рисунок 1).

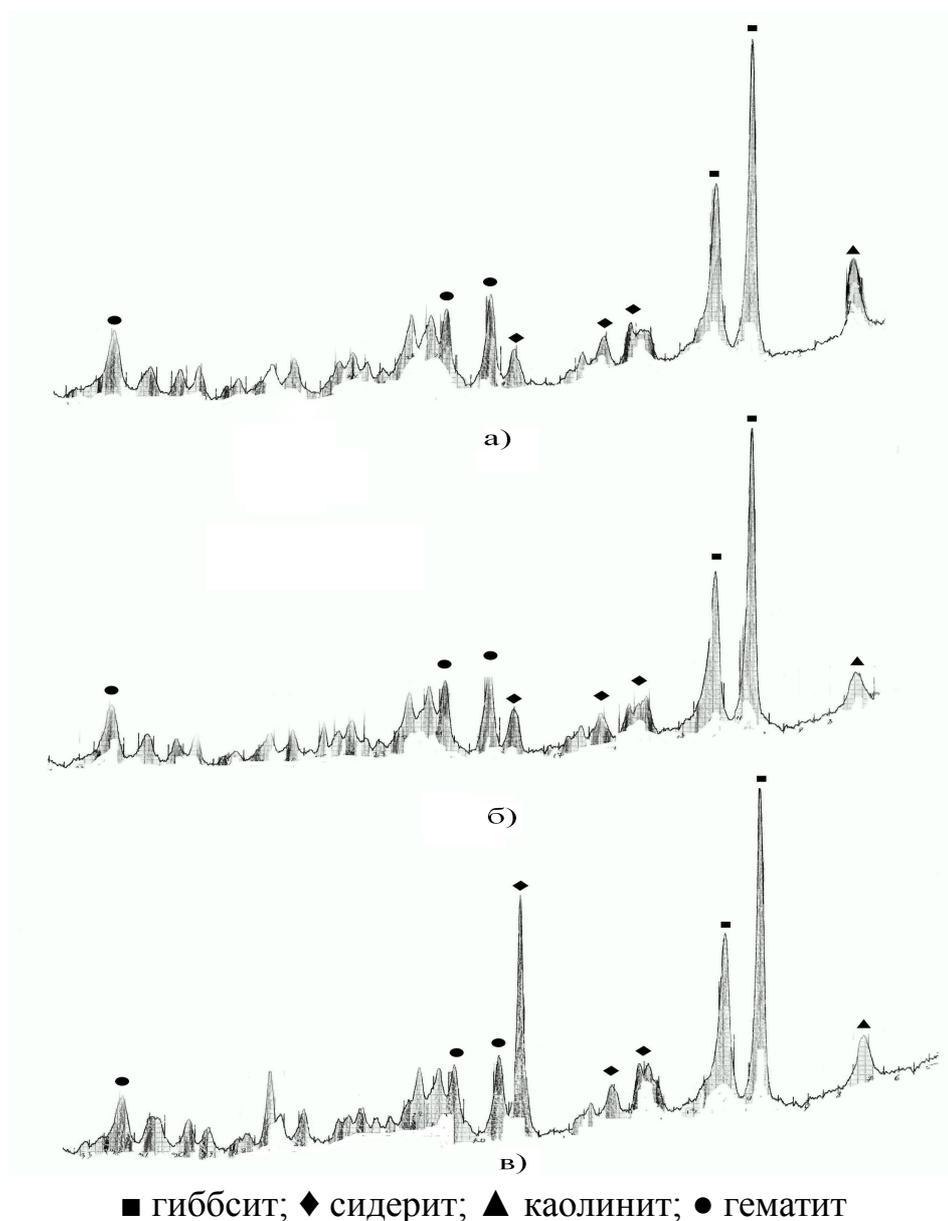


Рисунок 1 – Рентгенодифрактограмма бокситов Краснооктябрьского месторождения по рудным телам, а – 100; б – 101; в – 102

Установлены соотношения основных минеральных фаз железистой составляющей боксита по классам крупности от (+1) до (-0,15) мм. Выявлено, что фракция железистой составляющей (+0,63) мм характеризуется наибольшим содержанием сидерита, что позволяет определить возможность селективного разделения сидерита из боксита на начальной стадии технологического процесса. Поэтому для снижения ввода с краснооктябрьским бокситом в технологический процесс карбонатов, сульфатов и железистых соединений была разработана и внедрена схема обогащения боксита - схема вывода железистых песков на стадии размола боксита. [6]. Однако, данная схема позволяет удалить из боксита только 35% Fe_2O_3 проходящего с бокситом [6] остальная часть поступает в технологический процесс. Соответственно возникает необходимость в схеме дополнительного вывода железистой составляющей из технологического процесса.

1.2 Исследования по выделению железистой составляющей боксита

Как известно, на результаты обогащения, наряду с полнотой раскрытия минералов, существенное влияние оказывает характер распределения зерен минералов боксита по классам крупности.

Представляло интерес изучить поведение минералов примесей по классам крупности каменистой при их размолу.

Исходный Краснооктябрьский боксит был разделен на каменистую и глинистую части путем водной отмывки. Для проведения экспериментов представительную пробу каменистой фракции боксита измельчили, определили ее гранулометрический состав и разделили на фракции, каждую фракцию проанализировали на основные элементы, контролируемые в производстве глинозема (таблица 4).

Таблица 4 – Химический состав различных фракций каменистой части боксита

Класс крупности, мм	Выход класса, %	Содержание, %							Кремниевый модуль
		Al_2O_3	SiO_2	Fe_2O_3	CaO	CO_2	SO_3	FeO	
Исходная	100	40,6	8,3	22,4	1,34	2,52	0,32	3,95	4,89
-2+1	20,3	44,1	4,4	20,6	1,63	3,10	0,44	3,77	10,02
-1+0,63	15,6	41,7	4,5	23,5	1,54	3,80	0,54	5,13	9,26
-0,63+0,25	21,9	40,0	4,8	25,6	1,67	3,98	0,4	5,21	8,33
-0,25+0,15	4,5	37,7	5,7	28,4	1,77	3,50	0,47	4,49	6,61
-0,15	37,7	38,8	14,8	22,0	1,01	1,01	0,18	1,79	2,62

Из данных таблицы 4 видно, что с уменьшением размера зерна боксита снижается его кремниевый модуль. Анализ экспериментальных данных показал, что наибольшее содержание соединений железа, серы и карбонатов содержат фракции более (+0,63) мм и, наоборот, минимальное содержание

примесей сосредоточено в наиболее мелких фракциях, в частности менее 0,15 мм. Крупные фракции, в которых сконцентрированы примеси, обогащены оксидом алюминия.

На основании полученных исследований определена необходимая крупность помола боксита, обеспечивающая максимальное концентрирование примесей серы, карбонатов, железистых минералов с целью их вывода из процесса.

Проведены лабораторные исследования по подбору режима выщелачивания различных фракций. С неизмельченной каменистой частью боксита и ее различными фракциями проведены по три параллельных опыта, включающих операции выщелачивания, промывки шлама горячей водой, высушивание его до постоянного веса при 105 °С. Условия выщелачивания: температура – 107 °С, время выщелачивания - 40 мин, концентрация Na₂O в щелочно-алюминатном растворе – 220 г/дм³, каустический модуль - 1,6 единицы. Определены степень извлечения глинозема в раствор, шламовый коэффициент и остаточное содержание примесей в зависимости от тонины помола в процессе выщелачивания. Шламы анализировали химическим и рентгенофазовым методами. Извлечение глинозема в раствор рассчитывали и по выходу шлама и содержанию в нем глинозема (таблица 5).

Таблица 5 - Результаты по выщелачиванию каменистой части боксита и её различных фракций

Класс крупности исходных продуктов, мм	Содержание в шламе, % (масс.)								Шлам коэфф., ед.	Извлечение Al ₂ O ₃ , %		
	Na ₂ O	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	CaO	CO ₂	SO ₃	FeO		теор	факт	от теор
Исходная	1,30	22,4	11,9	44,6	3,2	3,2	2,6	4,49	0,502	79,5	72,3	90,9
-2+1	0,73	22,6	7,1	50,2	3,6	4,8	1,7	6,7	0,410	90,0	79,0	87,8
-1+0,63	0,71	16,0	7,0	58,0	4,2	5,6	2,1	7,5	0,405	89,2	84,4	94,6
-0,63+0,25	0,40	17,1	7,1	56,0	4,1	4,7	2,7	6,7	0,457	88,0	80,5	91,4
-0,25+0,15	0,45	13,4	8,6	61,2	4,0	3,9	2,7	6,0	0,464	84,9	83,5	98,4
-0,15	6,80	21,3	21,5	29,9	1,8	0,8	1,3	2,2	0,736	61,8	59,6	96,4

Как следует из приведенных в таблице 5 данных, минимальное содержание глинозема от 17,1 до 13,4 % (масс.) содержится в средних классах крупности: (-1+0,63), (-0,63+0,25) и (-0,25+0,15) мм. Крупные составляющие боксита - фракции (-2+1) мм вскрылись недостаточно хорошо, что подтверждает извлечение глинозема в раствор, степень извлечения Al₂O₃ от теоретически возможного составила 87,8 %. Наиболее мелкая фракция (-0,15) мм, за счет начавшегося процесса обескремнивания содержит до 21,3 % Al₂O₃. Содержание соединений железа увеличивается пропорционально степени измельчения. Исключение составляет минусовая фракция (-0,15) мм, в которой за счет количества образовавшегося гидроалюмосиликата натрия доля железа в общем количестве шлама уменьшается, о чем свидетельствует содержание щелочи 6,8 % (масс.). Было установлено, что данный шлам состоит на 52 %

из алюмосиликата и на 48 % из железистого шлама. Состав полученного шлама указывает на то, что его целесообразно разделить: гидроалюмосиликат отделить от железистой части и направить на дальнейшую переработку на спекание с целью извлечения полезных компонентов. Железистую мелкую фракцию вкупе с остальными фракциями, содержащими в своем составе 50 и более процентов Fe_2O_3 , можно вывести из процесса.

Что касается перехода карбонатов из бокситовых фракций в раствор, то наиболее реакционной является фракция (-0,15) мм. По мере измельчения боксита увеличивается переход карбонатов в раствор. Так, из крупных фракций каменистой части боксита извлечение карбонатов в раствор составило 36,5 %, из мелких - 51 %.

На основании проведенных лабораторных исследований был определен оптимальный гранулометрический состав исходного боксита, при выщелачивании которого получено: максимальное извлечение оксида алюминия в раствор; минимальные потери щелочи с твердой фазой; минимальный переход примесей боксита в раствор; концентрирование соединений железа в твердую фазу.

Основываясь на полученный после выщелачивания ситовой анализ шлама и, удалив из него гидроалюмосиликат, был определен ориентировочный гранулометрический и химический состав железистой составляющей, которую можно вывести в начале технологического процесса. Получен материал с содержанием следующих основных компонентов, %: Na_2O - 0,6; Al_2O_3 - 14,3; SiO_2 - 5,6; Fe_2O_3 - 55,0; CaO - 5,1; CO_2 - 9,6; SO_3 - 2,9; FeO - 10,9; P_2O_5 - 0,12 в количестве 24% от исходного боксита.

Проведен комплекс физико-химических исследований минералогического состава выделенной из боксита железистой составляющей выше приведенного состава по классам крупности.

В результате проведенных исследований установлено, что чем меньше крупность фракции железистой составляющей, тем меньше в ней содержание сидерита, гиббсита и магнетита. Так, например, фракция (-1+0,63) мм содержит 25,9 % сидерита, 18,9 % гиббсита и 2,4 % магнетита, тогда как фракция (-0,15) мм содержит 3,3% сидерита, 4,4 % гиббсита и 0,6 % магнетита. Чем мельче фракция железистых песков, тем больше в ней содержание гематита: фракция (-1+0,63)мм – 20,9 %, (-0,15)мм - 64,5 %. Содержание гематита, как в крупной, так и мелкой фракции одинаково ~ 2,5 - 3 %.

Таким образом, при размоле обогащенных примесями бокситовых фракций до указанной крупности и последующем выщелачивании, при определенном времени контакта боксита со щелочным раствором, глинозем переходит в раствор, а серо- и карбонатсодержащие соединения железа остаются в твердой фазе, которую можно вывести из процесса.

На основании проведенных исследований показана возможность переработки низкокачественных Краснооктябрьских бокситов с выводом их железистой составляющей. Предложенный способ обогащения боксита

позволяет удалить ~ 60 % примесей, поступающих в процесс Байера. Тем самым решается вопрос переработки некондиционного бокситового сырья и увеличения объемов производства глинозема.

Проведенные исследования выявили определенные трудности при переработки боксита Краснооктябрьского месторождения, обусловленные его минералогическим составом, в частности наличием кремний- и железосодержащих минералов.

Таким образом, дальнейшие работы были направлены поиск точки вывода железистой составляющей красного шлама и разработку схемы удаление данного продукта из технологического процесса.

1.3 Существующие технологии переработки низкокачественного бокситового сырья

В настоящее время во всем мире глинозем получают щелочным методом. Это обусловлено, прежде всего, простотой аппаратного оформления щелочных способов, не требующего специальных марок сталей и прочих дефицитных материалов [5]. Промышленные щелочные способы производства глинозема из бокситов в зависимости от качества перерабатываемого сырья подразделяются на:

- гидрохимический (способ Байера);
- спекания;
- комбинированный (сочетание способа Байера со способом спекания в параллельном и последовательном вариантах).

Способ Байера основан на свойстве алюминатных растворов находиться в устойчивом состоянии при повышенных температурах и концентрациях и на самопроизвольном их гидролизе с выделением в осадок гидроокиси алюминия при понижении температуры и концентрации [6]. Классический способ Байера пригоден только для высококачественных бокситов с кремневым модулем больше 7. На технологические показатели процесса Байера существенное негативное влияние оказывают оксиды кремния, железа, органические примеси, сульфаты, карбонаты, хлориды, встречающиеся в бокситовой руде. Из-за повышенного содержания этих примесей может оказаться невыгодным способ Байера вследствие больших потерь каустической щелочи и глинозема в составе гидроалюмосиликата натрия красного шлама, плохого отстаивания красного шлама и загрязнения растворов двухвалентным железом. Бокситы с кремневым модулем меньше шести целесообразно перерабатывать способом спекания или комбинированным способом. Казахстанские низкокачественные высококремнистые бокситы, имеющие кремневый модуль 4 единицы и ниже, не могут напрямую перерабатываться по способу Байера.

Способ спекания – более универсальный способ и может применяться к любому высококремнистому алюминиевому сырью. Основным недостатком данной технологии является высокая себестоимость получаемого глинозема,

связанная с высоким расходом энергоресурсов, материалоемкостью оборудования, потерями щелочи и глинозема с отвальным шламом.

Созданная на Павлодарском алюминиевом заводе по проекту Всесоюзного алюминиево-магниевого института (ВАМИ) аппаратурно - технологическая схема последовательного способа «Байер – спекание» была рассчитана на переработку бокситов Торгайского месторождения с низким содержанием вредных примесей, запасы которых на сегодняшний день практически исчерпаны.

Вовлечение в производство сырья Краснооктябрьского месторождения бокситов, содержащее повышенное количество вредных примесей, вызывает необходимость дальнейшего совершенствования способов переработки низкокачественного бокситового сырья в рамках существующей технологии. В связи с этим вопрос усовершенствования технологической схемы переработки данных бокситов становится особенно актуальным.

В основе производства глинозема по способу Байера лежат взаимодействия в равновесной системе $Al_2O_3 - Na_2O - H_2O$ при различных температурах и концентрациях.

Многочисленные примеси, содержащиеся в исходном сырье, поступают в раствор при выщелачивании боксита и из-за многократного оборота растворов, накапливаются в этой системе и существенно влияют на процесс, осложняя его и загрязняя конечную продукцию.

Гидрохимический способ переработки бокситов был разработан академиком В.Д. Пономаревым и его последователями, который включал в себя выщелачивание исходного сырья высокомолекулярными растворами, отделение и переработку красного шлама, кристаллизации алюмината натрия, его растворение и выделение из растворов гидроксида алюминия.

Различные варианты этого способа позволяют комплексно использовать разнообразные виды высококремнистого глиноземсодержащего сырья [7]. Однако, гидрохимический способ имеет хорошие перспективы промышленной реализации при строительстве новых глиноземных заводов, предполагающих переработку низкокачественного сырья.

Существует способ [8] удаления примесей SiO_2 и Fe_2O_3 в две стадии: путем автоклавной обработки и обескремнивания при атмосферном давлении с добавкой извести. К недостаткам данного способа следует отнести потери полезных компонентов, оборот промпродуктов производства, энергозатраты на ведение технологического процесса, что, в свою очередь, приводит к удорожанию конечной продукции и снижению мощности производства.

Под руководством С.И.Кузнецова в Уральском политехническом институте была разработана схема обогащения бокситов Краснооктябрьского месторождения. Сотрудниками ВИМС разработан способ магнитогравитационного обогащения высокожелезистых, сидеритизированных бокситов. Выход магнитной фракции с кремневым модулем 6,7 составляет ~ 66,7 % [9].

Известны способы переработки высокосидеритизированных бокситов, включающие их обжиг, охлаждение, магнитную сепарацию, выщелачивание и переработку красного шлама [10-14]. В работах [15-16] исследовано обогащение бокситов флотацией. В работе [3] предлагается способ обогащения бокситов Краснооктябрьского месторождения, которое включает дробление, измельчение материала до - 0,2 мм и магнитную сепарацию при напряженности магнитного поля 1,5-7 тыс. эрстед. При этом выход CO_2 из каменистой разности боксита в хвосты обогащения составит 89,5 %. В работах [17 - 20] предлагается обжиг боксита в окислительной атмосфере при содержании кислорода в отходящих газах 5-15 % без магнитной сепарации. Авторы работ [21,22] предложили магнетизирующий обжиг в присутствии восстановителя с последующим автоклавным выщелачиванием выделенной магнитной фракции. Основным достоинством данных схем является хорошее разделение составляющих боксита. Недостатками являются трудоемкие процессы дробления, грохочения, магнитной сепарации, флотации и дополнительные затраты капиталовложений на строительство флотационных, магнитогравитационных и других установок, что приводит к значительному увеличению себестоимости выпускаемой продукции.

Существует метод гидрометаллургической каустификации сидеритизированных бокситов [23, 24]. Сущность данного метода заключается в том, что боксит подвергается содово - известковому выщелачиванию с применением кальцинированной соды и известняка в автоклавах. Данный способ можно применять для высококарбонатных и высококремнистых гиббситовых бокситов.

Однако, при использовании данного способа возможны потери глинозема за счет образования трехкальциевого гидроалюмината натрия, что, в свою очередь, снизит извлечение алюминия из боксита в раствор. Также использование автоклавной аппаратуры приводит к удорожанию выпускаемого продукта.

Одним из технологичных вариантов переработки сидеритизированного боксита является термическая каустификация. Сущность способа заключается в обжиге боксита при температуре $\sim 900^\circ\text{C}$ в трубчатой вращающейся печи с дозировкой соды в необходимом количестве. В работе [9,24] предложен метод термического кондиционирования для хлоридсодержащих бокситов, позволяющий наряду с хлоридами удалять карбонаты боксита путем обжига.

Основным недостатком данного способа является то, что сам процесс обжига в печах считается дорогостоящей операцией, приводящей к увеличению себестоимости глинозема. К тому же метод обжига носит избирательный характер, поскольку удаляются только карбонатные составляющие, но кремнезем и железистые составляющие остаются в составе исходной шихты и загрязняют промышленные растворы. В работах [25,26] показано, что способ спекания с применением кальций- и корундсодержащих добавок позволяет перерабатывать высокожелезистые бокситы. Однако,

утилизация корундсодержащих отходов и использование вращающихся печей спекания определяют неперспективность предлагаемого способа.

В работе [24] также предложена технологическая схема, совмещающая отмывку глинистых составляющих и гидрощелочную декарбонизацию, которая позволяет одновременно повысить кремниевый модуль и снизить содержание карбонатов в перерабатываемых бокситах.

Основными недостатками данной технологической схемы являются недостаточная степень отмывки за счет использования щелочной промывной воды, увеличение материального потока за счет использования известкового молока и создание дополнительного передела приготовления известкового молока.

Авторы работы [27] отдают предпочтение дроблению, размолу боксита в оборотном растворе с последующей классификацией пульпы и выделением песковой фракции. Недостатком работы является низкая степень обогащения и незначительный вывод сидерита и пирита из цикла глиноземного производства.

Таким образом, рассмотренные выше методы устранения вредного влияния примесей на технологические процессы при всех их достоинствах имеют ряд недостатков, делающих затруднительным или невозможным их применение в условиях глиноземного производства АО «Алюминий Казахстана».

Данные технологии направлены на максимальное извлечение оксида алюминия из бокситового сырья. Попутным продуктом производства глинозема является красный шлам, который выводят из процесса отправляют на хранение на шламовые поля (хранилища).

На основе существующей технологии производства глинозема на АО «Алюминий Казахстана» возможна разработка схемы комплексной переработки бокситов с извлечением железистой составляющей и снижением вредного влияния железосодержащих компонентов бокситов на технологию получения глинозема.

1.4 Перспективные направления развития технологии комплексной переработки низкокачественных бокситов на АО «Алюминий Казахстана»

С 70-х годов в переработку по технологической схеме «Байер-спекание» на АО «Алюминий Казахстана» подаются бокситы нескольких месторождений: Торгайского (проектное сырье), Белинского, Аятского, и Краснооктябрьского

Производится геологическая разведка Таунсорского месторождения бокситов.

В таблице 6 приведено изменение структурного состава бокситового сырья для производства глинозема на АО «АК» к 2011 году, по сравнению с проектом.

Таблица 6 – Изменение структурного состава бокситового сырья

Вариант	Структурный состав боксита, %			
	Торгайский	Аятский	Белинский	Краснооктябр.
проект	100	0	0	0
2011 год	7	15	36	42

Химический и минералогический составы сырья приведены в таблицах 7 и 8, из которых следует: по сравнению с торгоагским бокситом, в аятском, белинском и краснооктябрьском наблюдается более низкое содержание Al_2O_3 и повышенное содержание примесей: Fe_2O_3 , CO_2 , SO_3 , FeO , $C_{орг}$; в краснооктябрьском боксите содержится много сидерита и каолинита.

Таблица 7 – Химический состав бокситов

Место-рождение	Химический состав, %										μSiO_2 ед
	Al_2O_3	SiO_2	Fe_2O_3	CaO	SO_3	CO_2	$C_{орг}$	Cl	TiO_2	FeO	
Торгайск.	44,50	15,9	13,8	0,27	0,29	0,32	0,23	0,21	1,30	0,85	2,80
Белинск.	41,40	10,3	21,2	1,27	0,60	1,79	0,16	0,84	2,15	2,88	4,02
Аятский	44,60	10,7	18,3	0,53	0,34	1,26	0,17	0,15	2,09	2,06	4,17
Красноокт.	42,00	10,9	19,4	0,96	0,70	3,70	0,35	0,41	2,01	5,41	3,85

Таблица 8 – Минералогический состав бокситов

Наименование Пробы	Минералогический состав, %							
	каолини т	шамозит	гиббси т	гетит	аната з	кварц	сидерит т	гематит
ТБРУ	27,8	2,6	52,0	2,9	2,9	1,3	0,0	9,4
Белинский	15,0	1,95	52,3	2,7	2,7	1,0	2,4	18,4
Аятский	14,4	1,65	56,6	2,6	2,3	1,2	1,4	16,7
Красноокт.	22,6	2,0	50,9	2,8	2,4	1,2	4,7	11,5

Бокситовые примеси оказывают негативное влияние на технологию производства глинозема:

- высокое содержание CO_2 в виде минерала сидерита способствует образованию большого количества оборотной соды, нарушению щелочного баланса и вспениванию пульп на всех переделах;

- повышенное содержание соединений серы в виде пирита и сульфида приводит к повышенному расходу щелочи с образованием балластных потоков сульфатов натрия и калия, осложняет технологию спекания шламовой шихты, усложняется процесс получения галлия по способу цементации из производственных растворов;

- высокое содержание соединений двухвалентного железа (FeO) в краснооктябрьском боксите приводит к ухудшению седиментационных свойств шламов, снижению производительности оборудования на переделах сгущения и фильтрации байеровского шлама, ухудшает качество продукционного гидрата;

- накопление органических примесей в производственных растворах вызывает вспенивание пульп на всех переделах и измельчение глинозема.

Для снижения негативного воздействия примесей на глиноземные переделы на АО «Алюминий Казахстана» разработаны и внедрены новые технологические приемы, позволившие расширить рудную базу предприятия за счет бокситов Краснооктябрьского месторождения и увеличить выпуск глинозема.

В последние годы наблюдается тенденция ухудшения качества добываемых бокситов Краснооктябрьского месторождения: снижается содержание Al_2O_3 , растет содержание железа, серы, кремния, углерода и глинистых минералов. Ухудшение качества боксита (снижение кремниевого модуля) способствует увеличению материальных потоков по технологическим переделам, увеличению расходных коэффициентов по сырью, вспомогательным материалам и энергоресурсам, увеличению транспортных расходов по перевозке материалов, увеличению количества отвального шлама и выбросов в атмосферу.

Одной из основных балластных составляющих боксита является оксид кремния в виде глинистой фракции – каолинита, который при производстве глинозема проходит переделы Байера и спекания, вызывая увеличенные расходы материалов и энергоресурсов, и сбрасывается на шламовое поле.

Перспективным направлением снижения затрат на производство глинозема на АО «Алюминий Казахстана» является разработка технологии обогащения боксита Краснооктябрьского месторождения, имеющего самые низкие показатели качества и являющегося по объему запасов основной сырьевой базы предприятия.

Суть технологии обогащения заключается в отмывке каолинитовой составляющей боксита с дальнейшей сушкой промытого боксита и сбросом глинистой фракции в отработанные карьеры или в хвостохранилище. Размещение схемы обогащения предполагается на Красногорском руднике, в районе добычи боксита. Принципиальная схема обогащения приведена на рисунке 2.

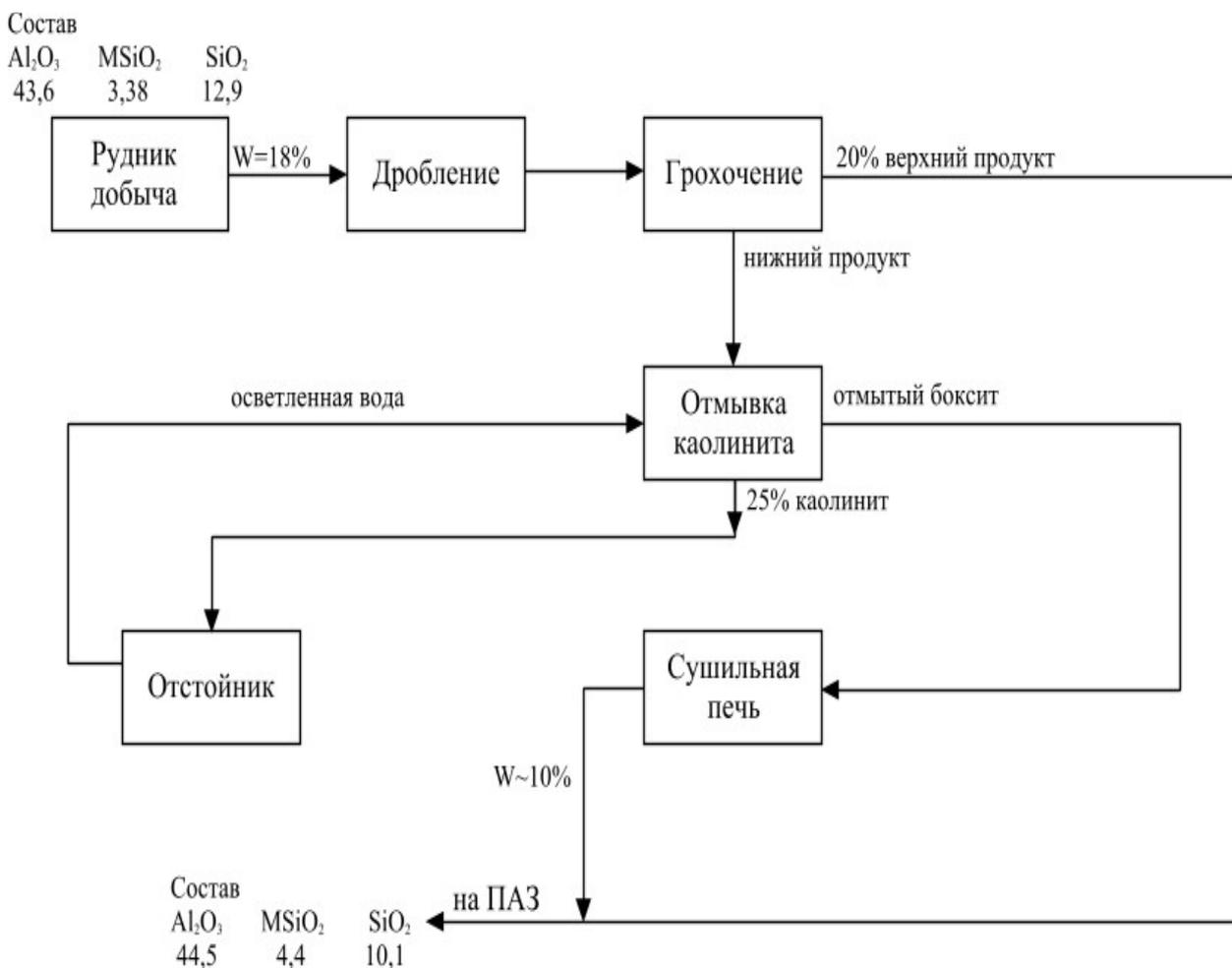


Рисунок 2 – Принципиальная схема обогащения боксита Краснооктябрьского месторождения

По предлагаемой схеме боксит после дробления до крупности 80-100мм подвергается разделению на крупную и мелкую части грохочением.

Мелкая часть боксита после грохота подвергается промывке.

Результаты опытно-технологических испытаний по отмывке бокситовой мелочи в пилотной модели моечной машины приведены в таблице 9.

Таблица 9 - Результаты грохочения и отмывки боксита в моечной машины

Наименование продукта, операции	Доля, %	Состав, %				Msi, ед
		Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	влажность	
Исходный боксит	100	43,6	12,9	17,1	18	3,38
Грохочение:						
верх	20	44,6	8,9	18,0	15	5,01
низ	80	43,3	13,9	16,9	19	3,12
Отмывка:						
глинистая фракция	25% от 80	39,1	24,1	14,5	ГТВ~90	1,62
отмытый боксит	60	44,5	10,5	17,7	22	4,24
Обогащенный боксит	80	44,5	10,1	17,8	12	4,40

Экономическая оценка эффективности от внедрения схемы обогащения боксита, выполненная на основании результатов опытно-технологических испытаний, определяет срок окупаемости строительства в 2,5 - 3 года при снижении затрат на производство глинозема $\sim 20\$/$ тонну Al_2O_3 за счет снижения грузоперевозок и балластных потоков по переделам глиноземного производства. Основную затратную часть составляют: компенсация объемов добычи боксита и затраты на сушку отмытой бокситовой составляющей.

Второй перспективной технологией, активную разработку которой применительно к бокситам Краснооктябрьского месторождения в течение последних лет АО «Алюминий Казахстана» проводит совместно с рядом Казахстанских научных центров и ООО «АЛКОРУС» из Санкт-Петербурга, является гидрохимическая переработка красного шлама ветви Байера.

Необходимость модернизации данной технологической схемы на АО «Алюминий Казахстана» следует обосновать следующими факторами:

- снижение качества добываемых бокситов;
- повышение стоимости мазута, восстановителя и угля;
- повышение стоимости кальцинированной и каустической соды;
- увеличение штрафных санкций за эмиссию загрязняющих веществ в окружающую среду;
- необходимость повышения социальной защиты и повышения заработной платы трудящимся АО «Алюминий Казахстана»;
- рост полной себестоимости глинозема;
- снижение рентабельности производства.

Химизм технологии основан на разложении гидроалюмосиликата натрия красного шлама высокомолекулярными щелочно-алюминатными растворами в присутствии извести в условиях автоклавного процесса с образованием железистых гидрогранатов.

По схеме «Байер - гидрохимическая переработка красного шлама» боксит перерабатывается по технологии Байера, а полученный красный шлам подвергается обработке крепкими растворами NaOH при высоких температурах (в автоклавах) в присутствии извести.

Для снижения материальных потоков в ветви Байера на стадии размола выводятся железистые составляющие боксита, которые не сбрасываются в отвал, а используются для получения железистой добавки, активизирующей процесс автоклавного выщелачивания красного шлама.

Железистую добавку получают спеканием шихты, в состав которой входят железистые пески, кальцинированная и оборотная сода, и известняк.

Процесс термической каустификации проводится в трубчатых вращающихся печах при температуре ~ 950 °C. Полученный клинкер после охлаждения в холодильниках подается на дробление для подготовки смеси для автоклавного выщелачивания.

Смесь клинкера, красного шлама, известкового молока и высокомолекулярного раствора проходит через систему подогревателей, обогреваемых сепараторным паром, и подается в автоклавы высокого давления

на выщелачивание при температуре ~ 260 °С, (давление в автоклаве $\sim 3,5$ мПа). Для прогрева пульпы в автоклавах необходим пар давлением $\sim 4,0$ мПа.

В процессе высокотемпературного выщелачивания высокомолекулярным раствором в присутствии активной железистой добавки из красного шлама в раствор переходят Na_2O и Al_2O_3 . Полученный алюминатный раствор подается на синтез трехкальциевого гидроалюмината, а промытый гидрогранатовый шлам сбрасывается в отвал.

Синтез трехкальциевого гидроалюмината (ТКГА) проводится с целью извлечения из раствора Al_2O_3 , выщелоченного из красного шлама, в виде твердого продукта и получения возвратного высокомолекулярного раствора.

ТКГА подается на регенерацию (обработка содовым раствором) для извлечения Al_2O_3 в виде алюминатного раствора с каустическим модулем $\sim 1,6$ для последующего разложения его на декомпозиции. Известковый шлам используется повторно на узле синтеза ТКГА.

Концентрирование растворов для повторного использования производится упариванием с выводом примесей.

Внедрение данной технологии предполагается производить без остановки производства, поэтапно заменяя процесс спекания красного шлама на гидрохимическую переработку.

С внедрением данной технологии из действующего производства выводится передел спекания, высвобождающиеся печи могут быть переведены на производство извести, используемой в данной технологии, или на производство других видов продукции, как например, цветной цементный клинкер, портланд-цемент высоких марок, специальные минеральные порошки.

Новый химический передел переработки красных шламов позволит увеличить степень извлечения глинозема из сырья, уменьшить расход соды, снизить расход электроэнергии, сократить выбросы в атмосферу окислов углерода и азота. В качестве отвального продукта можно получить экологически безопасный гидрогранатовый шлам, пригодный для производства различных видов товарной продукции.

В настоящее время по технологическим разработкам выполнен расчет материального баланса производства, составлен перечень и характеристики необходимого оборудования, разработаны объемно-планировочные решения опытного варианта схемы.

В настоящее время по технологическим разработкам выполнен расчет материального баланса производства, составлен перечень и характеристики необходимого оборудования, разработаны объемно-планировочные решения опытного варианта схемы.

Принципиальная технологическая схема приведена на рисунке 3.

Модернизация производства с переводом на гидрохимию не потребует существенного увеличения расхода пара, электроэнергии, а, следовательно, большой модернизации ТЭЦ и других объектов инфраструктуры. Все новые объекты будут построены на территории АО «Алюминий Казахстана», без выделения дополнительных земель.

Таким образом, внедрение технологии обогащения боксита Краснооктябрьского месторождения для переработки в ветви Байера с последующим извлечением Al_2O_3 из красного шлама по гидрогранатовой технологии позволит существенным образом изменить производственную ситуацию на АО «Алюминий Казахстана».

1.5 Существующая технология обогащения низкокачественного боксита на предприятии АО «Алюминий Казахстана»

Промышленные испытания схемы вывода каолининовой составляющей боксита были проведены в первом квартале 2002 года.

Испытания проводили на боксите текущего поступления. Схема включала отмывку боксита в мельнице и трёхстадийное разделение каолининовой пульпы на гидроциклонах. В результате продукт классификации - слив третьей стадии, представляющий каолининовую фракцию, направлялся на шламовое поле, а пески на переработку в цех спекания.

Отмывка каолининовой фракции производилась подшламовой водой на стержневой мельнице №4. Пульпа мельницы насосом подавалась на длинноконусный гидроциклон диаметром 500мм, слив которого через мешалку подавался на вторую стадию очистки - на батарею, состоящую из пяти гидроциклонов диаметром 250мм.

Пески первой и второй стадий поступали в мельницу домола, и далее по существующей схеме на выщелачивание железистых песков. Слив второй стадии через мешалку насосом направлялся на третью стадию разделения - батарею гидроциклонов диаметром 150мм, состоящую из десяти полиуретановых гидроциклонов. Пески третьей стадии направлялись в мешалку, где смешивались с красным шламом и далее подавались в цех спекания. Слив – каолининовая фракция подавался в линию транспортировки железистых песков на шламоудаление.

Производительность мельницы, где проводилась отмывка каолининовой фракции, составила 66 т/час по сухому бокситу, размол пульпы проводился при ж:т равно 2,5 единиц. Расход подшламовой воды на мельницу составил $150m^3/час$.

В результате промышленных испытаний вывод каолининовой фракции составил 29,7% с кремниевым модулем 2,22 единицы, а выход бокситового концентрата составил 70,3% с кремниевым модулем 5,28 единицы от боксита с модулем 3,7 единицы, поступающего в мельницу.

Результаты промышленных испытаний показали, что с выводом доли каолинита происходит снижение содержания реакционного кремнезема,

поступающего в ветвь Байера, и кремниевый модуль боксита Байера повышается с 3,7 до 3,86 единицы.

Проведенные испытания подтвердили возможность получения устойчивых результатов по кондиционированию низкомодульных бокситов путем водной отмывки каолининовой составляющей по схеме трехстадийного гидроциклонирования с предварительным мокрым размолем в стержневой мельнице.

1.6 Существующая промышленная схема обогащения боксита ветви Байера путем вывода железистой составляющей

Промышленные испытания способа вывода железистых песков из боксита ветви Байера были проведены на участке №1 гидрометаллургического цеха в два этапа.

Первый этап испытаний

С сентября по декабрь 1996 года проведен первый этап испытаний по выводу железистой составляющей боксита из процесса.

Первый этап испытаний включал следующие операции:

- размол боксита в открытом цикле с гидроциклоном;
- классификация бокситовой пульпы на гидроциклонах;
- размол песков гидроциклонов в мельнице домола;
- выщелачивание обратным раствором;
- классификация вареной пульпы железистых песков на гидроциклонах;
- промывка песков в аппарате колонного типа;
- удаление железистых песков в отвал.

Дробленый боксит из бункеров поступал в стержневую мельницу. Мельница работала в открытом цикле с гидроциклоном диаметром 750мм с песковой насадкой диаметром 65мм. Размол осуществлялся на щелочном обратном растворе. Пульпа мельницы поступала в подмельничную емкость, разбавлялась щелочным обратным раствором и насосом подавалась на гидроциклон. Слив гидроциклона направлялся по существующей схеме в мешалку сырой пульпы и далее на выщелачивание. Пески с соотношением ж:т = 0,8 - 0,9 поступали в мельницу домола, в которой в качестве мелющих тел использовались стержни. Размол производился до получения песковой пульпы следующего ситового состава: (-3+2,5)мм - не более 1,2%; (-2,5+0,63)мм - 30-35%; (-0,15)мм - не более 35%.

Полученная пульпа разбавлялась обратным раствором и откачивалась в мешалку выщелачивания железистых песков, куда дозировался обратный раствор из расчета получения вареной пульпы с α_k - 1,6+0,02 единиц. Выщелачивание вели в течение 40 минут при T - 107⁰С, нагрев осуществляли острым паром ТЭЦ.

Выщелоченная пульпа насосом подавалась на длинноконусные гидроциклоны диаметром 750мм с песковой насадкой диаметром 70мм, расположенные над вертикальным аппаратом. Слив гидроциклона направлялся

в мешалку сырой пульпы и далее на выщелачивание. Пески гидроциклона с соотношением ж:т = 0,8-0,9 поступали в вертикальный аппарат, где отмывались горячей водой методом противотока: пески поступали сверху, а вода подавалась снизу.

Отмытые пески, жидкая фаза которых содержала 1,5 – 2 г/дм³ по Na₂O_{общ}, разгружались автоматически в зависимости от уровня плотного слоя в вертикальном аппарате, ж:т в разгрузке песков составляло 0,5 - 0,6единиц. При помощи подшламовой воды железистые пески удалялись в отвал.

В результате проведенного первого этапа испытаний вывод железистых песков составил 6,6 % от поступающего в процесс Байера боксита. При этом вывод примесей составил: CO₂ - 44%; SO₃ – 41,5%; Fe₂O₃ -21%.

Второй этап испытаний

С целью увеличения вывода вредных примесей боксита с железистыми песками, был проведен второй этап испытаний. С декабря 1999 по февраль 2000 года была опробована схема перечистки сливов гидроциклонов вертикальных аппаратов на гидроциклоне диаметром 500 мм.

Слив гидроциклона вертикального аппарата направлялся в емкость перечистки, откуда насосом подавалась на длинноконусные гидроциклоны 500 мм с песковой насадкой диаметром 30 мм. Пески поступали на отмывку в вертикальный аппарат и далее – в отвал. Слив – в мешалку сырой пульпы.

В результате испытаний второго этапа - перечистки половины потока слива гидроциклона вертикального аппарата, вывод железистых песков был увеличен на 0,8% (абсолют). Вывод примесей составил: CO₂ - 48,3%; SO₃ - 42,8%; Fe₂O₃ - 24,3%.

На основании результатов испытаний технология вывода железистых песков рекомендована к промышленному внедрению с вовлечением полного потока перечистки слива гидроциклона вертикального аппарата.

Схема вывода каолиновой составляющей из боксита Байера была внедрена на участке №1 гидрометаллургического цеха в 2002 году.

Схема включает водную отмывку боксита на мельнице с последующим трехстадийным выделением каолиновой пульпы на гидроциклонах различного диаметра.

В результате внедрения технологии вывода каолиновой составляющей боксита в количестве 5,1% получено:

- 1) Увеличение выпуска глинозема на 61158,5 тонн в год.
- 2) Повышение кремниевого модуля боксита Байера за счет отмывки каолинита на 0,17единиц.
- 3) Повышение извлечения Al₂O₃ в раствор Байера на 1,13% за счет снижения количества алюмосиликата.
- 4) Снижение количества красного шлама на 219 т/сутки и, соответственно, снижение количества щелочи, передаваемой в ветвь спекания с красным шламом.
- 5) Снижение расхода флокулянта в ветви Байера.

6) Снижение расхода известняка в спекание.

7) За счет снижения количества красного шлама снижается количество шихты, поступающей на печи спекания, и, как следствие, количество отвального шлама. Со снижением количества отвального шлама уменьшаются потери щелочи и глинозема.

8) Экономия топливно-энергетических ресурсов на спекании.

Внедрение способа вывода железистой составляющей из боксита ветви Байера

Схема вывода железистой составляющей боксита (железистых песков) из процесса Байера была внедрена на участке №1 гидрометаллургического цеха в 1997 году.

В процессе глиноземного производства основная масса двуокиси углерода, входящая в состав карбонатов, переходит в раствор с образованием Na_2CO_3 . Образовавшийся карбонат натрия выделяется на переделе выпарки виде оборотной соды и отправляется на термическую каустификацию в цех спекания. Значительная часть содержания серы в процессе выщелачивания превращается в сульфат натрия и, таким образом, повышая расход щелочи. Для восполнения безвозвратных потерь щёлочи в процесс вводится кальцинированная сода.

Внедрение технологии вывода железистых песков из высокосернистого и высококарбонатного сырья позволило вывести серо- и карбонатсодержащие примеси боксита вначале технологического процесса.

В результате внедрения технологии вывода железистых песков, за счет увеличения пропускной способности переделов, получен дополнительный выпуск глинозема в количестве 220066 тонн в год. Использование данной технологии позволило снизить ввод кальцинированной соды на компенсацию безвозвратных потерь щёлочи при термической каустификации оборотной соды в цехе спекания.

1.7 Влияние примесей на технологию получения высококачественного глинозема

При производстве глинозема многие минералы и элементы примесей, содержащиеся в боксите, оказывают значительное влияние на степень извлечения алюминия. Наиболее отрицательное влияние оказывают минералы кремния, железа, карбонаты, сульфаты и органические примеси, которые в большом количестве содержатся в бокситах Краснооктябрьского месторождения.

Одним из наиболее распространенных кремнийсодержащих минералов Казахстанских бокситов является каолинит. Взаимодействие каолинита с щелочными растворами протекает интенсивно. Проведенные ранее исследования показали, что при выщелачивании каолинита переход кремнезема в раствор возрастает с повышением концентрации и температуры раствора. Причем смесь аморфного и тонкокристаллического каолинита

интенсивнее взаимодействует с раствором, чем крупнокристаллическая разность. С ростом температуры возрастает скорость образования твердой фазы. Так как в состав ГАСН входят глинозем и щелочь, то при его образовании возрастают потери полезных компонентов. С увеличением содержания кремнезема в боксите значительно ухудшается отстаивание красного шлама, особенно если кремнеземсодержащим минералом является каолинит. Минералы кремния, в частности, каолинит активно взаимодействует со щелочными растворами на начальной стадии размола боксита, при этом происходит растворение кремнезема в щелочном растворе. В результате обескремнивания, образуются гидроалюмосиликаты натрия, что приводит к потере полезных компонентов- алюминия и щелочи [32-34].

На сгущение красного шлама и осветление алюминатных растворов отрицательное влияние оказывают также гидратные формы железа, такие как гетит, лимонит и гидрогетит, присутствующие в составе боксита [3, 35, 36].

При выщелачивании серосодержащие соединения боксита, вследствие разложения сульфидов железа образуют соединения серы со щелочью тем, самым дестабилизируют щелочной баланс системы глиноземного производства и оказывают негативное влияние на все технологические переделы. Кроме того, алюминатные растворы загрязняются сернистым железом, которое в щелочной среде образует коллоидные растворы, очистка растворов от коллоидного сульфида затруднена [6].

Соединения серы содержатся в боксите главным образом в виде пирита и его коллоидной разновидности – мельниковита. Взаимодействуя со щелоками, пирит образует трехокись железа, сульфид и полисульфид натрия.

Мельниковит растворяется интенсивнее, чем пирит, так же пептизируется щелочью. Поэтому шламы с повышенным содержанием мельниковита в исходном боксите практически не отстаиваются [3]. В алюминатных растворах кроме сульфидной имеется сульфатная и тиосульфатная сера. Особенно большие затруднения в связи с накоплением серы в растворах возникают при производстве глинозема по способу спекания. Сера при спекании взаимодействует с компонентами шихты, в результате чего образуется сульфат натрия, который, расплавляясь, способствует настылеобразованию и зарастанию печи.

Наличие серы в алюминатных растворах ухудшает технологические показатели, способствует загрязнению гидроокиси алюминия окисью железа, осложняет процесс выпарки растворов, так как на греющих трубках в составе осадка выпадает беркеит – смесь сульфата и карбоната натрия [37 - 39].

Соединения железа – гематит, магнетит практически не взаимодействуют со щелочью и не растворяются в ней. Гетит, гидрогетит, лимонит при выщелачивании теряют воду и образуют окись железа, размер частиц которой 2-3мм. При осаждении красного шлама железистая составляющая вновь гидратируется, вследствие чего шлам набухает и плохо отстаивается, особенно шлам при высоком содержании в боксите гетита [3].

Повышенное содержание железа в бокситах ухудшает осветление алюминатных растворов при контрольной фильтрации, кроме этого тонкодисперсные частицы гидроокисей железа снижают стойкость алюминатных растворов [2].

Присутствие в алюминатном растворе соединений железа отрицательно сказывается на активности затравочного гидрата и на процессе агломерации. Известно, что содержание соединений железа в алюминатном растворе является одним из важнейших показателей, определяющих сортность выпускаемого глинозема [40, 41].

При переработке низкокачественных бокситов по последовательной схеме Байер – спекание в процессе восстановительного спекания красных шламов оксиды железа переводят из реакционноспособных окисленных форм в более инертные к компонентам шихты восстановленные формы. Только часть оксидов железа связывается в феррит натрия. Вовлечение в производство бокситов, содержащих железо в виде, сидерита и шамозита, обуславливает изменение технологических показателей производства глинозема.

Карбонатные минералы боксита представлены, в основном, кальцитом и сидеритом, при этом в процессе переработки сырья по технологии Байера они активно разлагаются щелочными растворами. Сидерит в условиях выщелачивания при 110 °С и выше интенсивно и необратимо взаимодействует со щелочами, в результате чего образуются мелкодисперсная гидроокись двухвалентного железа и сода. Карбонаты являются основным источником накопления соды в алюминатных растворах.

В результате исследований при определении влияния карбонатных минералов на процессы выщелачивания и обескремнивания установлено, что присутствие карбонатов повышает скорость перехода оксида алюминия в раствор и достигаются лучшие показатели обескремнивания алюминатного раствора. Несмотря на это карбонаты рассматриваются как вредная примесь, поскольку при выщелачивании бокситов на их разложение расходуется едкий натр. Чем выше содержание карбонатов, тем большее количество каустической щелочи алюминатного раствора превращается в карбонатную щелочь.

Образующая при выщелачивании сода является балластом, отрицательно влияет на показатели разложения алюминатных растворов при декомпозиции, затрудняет процесс выпарки [4]. Увеличение CO_2 в бокситах на 0,1 % приводит к повышению удельного расхода каустика на 4,5-5,0 кг/т и удорожанию товарного глинозема [24].

Органические примеси, содержащиеся в бокситах, деструктируют с образованием карбонатов натрия, тем самым дестабилизируют щелочной баланс системы глиноземного производства [4].

Таким образом, анализ литературных источников показал, что поступление примесей в щелочно-алюминатные растворы глиноземного производства в основном происходит при выщелачивании бокситов.

Минералогические и структурные особенности бокситового сырья определяют качественное и количественное соотношение вредных примесей в

щелочно–алюминатных растворах. Из-за многократного оборота растворов вредные примеси, в числе которых соединения кремния, железа, серы и карбонаты накапливаются в значительной мере, тем самым ухудшают технико-экономические показатели глиноземного производства и качество выпускаемой продукции. Данная проблема приобретает особую актуальность в связи с освоением и вовлечением в сферу производства глинозема низкокачественного бокситового сырья Казахстана.

А также данный анализ указывает на отсутствие достаточно эффективных и экономически целесообразных способов переработки низкокачественного сырья с постоянно изменяющимся и ухудшающимся примесным составом.

1.8 Производственно-техническая схема переработки сырья и продукты глиноземного производства АО «Алюминий Казахстана»

Павлодарский алюминиевый завод (ПАЗ) – первенец алюминиевой промышленности и флагман цветной металлургии Казахстана. Введен в строй в 1964 году. Крупнейшее и одно из передовых по техническому уровню производства и качеству продукции предприятие алюминиевой отрасли стран СНГ [40].

АО «АК» состоит из 5-ти предприятий, являющихся структурными подразделениями общества: Павлодарский алюминиевый завод – головное предприятие, Тургайский и Краснооктябрьский бокситовые рудники, Керегетасский известковый рудник и теплоэлектростанция (ТЭЦ-1).

Рудной базой АО «АК» являются месторождения низкокачественных бокситов Северо-западного Казахстана. Боксит поставляют Тургайский и Краснооктябрьский рудники, а известняк – Керегетасский рудник.

Основной деятельностью АО «АК» является выпуск глинозема металлического высшей марки Г-00.

Завод, помимо глинозема, производит галлий в Химико-металлургическом цехе и сернокислого алюминия в Опытнометаллургическом цехе.

Галлий металлический высшей степени чистоты и применяется в наукоемких технологиях: электронной промышленности, лазерной технике.

Сернокислый алюминий технический, высокоэффективный коагулянт для очистки питьевых, промышленных и сточных вод.

Все это создает экономическую целесообразность широкого применения. Большие объемы выпуска и высокая стабильностью обуславливают экономическую выгоду тщательной разработки технологических процессов.

Значительные объемы выпуска и дифференциации технологических процессов позволяют использовать высокопроизводительное оборудование. Дифференцированный технологический процесс позволяет узко специализировать рабочие места посредством закрепления за каждым из низкоограниченного числа операций.

Энергетическое обеспечение АО «АК» осуществляет Павлодарская ТЭЦ-1, работающая на углях Екибастузского месторождения. Продукция теплоэнергостанции обеспечивает энергетические потребности АО «АК» и снабжает город Павлодар электроэнергией и теплом. Включение в состав акционерного общества рудников и тепло-энергостанции позволило повысить технологическую устойчивость и экономическую эффективность.

Основой устойчивой и высокоэффективной работы является высокий уровень технического развития производства. Управление технологическими процессами осуществляется интегрированной автоматизированной системой в составе АСУ технологическими процессами отдельных переделов, оперативно-диспетчерского управления, аналитического контроля, учета энергоресурсов.

Локальные средства автоматики сгруппированы в операторских помещениях, имеющих на каждом технологическом участке вместе с терминалами систем управления, подключенными к управляющим ЭВМ сети АСУТП. На базе больших и персональных ЭВМ функционируют комплекс систем и отдельных задач управленческого характера, автоматизированные рабочие места [2].

Вводится новое оборудование, способствующее повышению производительности, росту объемов производства, улучшения качества глинозема.

Немаловажную роль в управлении качеством играют технические условия. Управление качеством продукции осуществляется на основе государственных, международных, отраслевых стандартов предприятия.

Испытательная лаборатория ЦЗЛ-ОТК аккредитована на техническую компетентность при проведении сертификационных испытаний в Государственной системе сертификации Казахстана.

АО «АК» учреждено в 1996 году. Площадка алюминиевого завода (ПАЗ) находится в восточной части города Павлодара. С севера она граничит с рядом промышленных предприятий города, с юга – с промплощадкой ТЭЦ, к востоку от площадки расположены шламонакопители и ведомственная свалка отходов предприятия.

На ПАЗ производится переработка низкокачественных бокситов месторождений центрального Казахстана (Краснооктябрьский и Тургайский рудники). Схема переработки принята последовательно-комбинированная: Байер - спекание.

Боксит, известняк и уголь поступают в приемное устройство ЦПС железнодорожным транспортом. Бокситы подвергаются дроблению и усреднению, складироваться на шихтовальном складе и далее перегружаются в усреднительные расходные склады.

Байеровская ветвь переработки боксита (ГМЦ) включает следующие переделы: мокрый размол, выщелачивание, сгущение и промывка красного шлама, фильтрация красного шлама и раствора, декомпозиция, обработка гидрооксида, кальцинация, упарка маточного раствора.

Боксит поступает на мокрый размол в стержневые мельницы, затем на выщелачивание в мешалках при атмосферном давлении. Промытый красный шлам Байеровской ветви фильтруется на дисковых фильтрах и направляется в спекательную ветвь для приготовления шламо-известняково-содовой шихты.

Алюминатный раствор после контрольной фильтрации поступает на узел охлаждения и декомпозицию. Образовавшийся гидроксид алюминия отделяется от маточного раствора на сгустителях однокамерных и трехкамерных, фильтруется на барабанных вакуум-фильтрах и направляется на прокалку во вращающиеся печи кальцинации. Полученный глинозем загружается в склад для последующей отправки потребителю.

Маточный раствор байеровской ветви после фильтрации на листовых фильтрах подвергается упариванию в выпарных батареях. Образующаяся при упарке оборотная сода после фильтрации на барабанном вакуум-фильтре направляется в спекательную ветвь для приготовления шихты [62].

Спекательная ветвь для переработки красного шлама байеровской ветви включает следующие переделы: приготовление шихты, спекание, дробление и выщелачивание спека, промывка отвального шлама, обескремнивание раствора, декомпозиция и выпарка с выделением сульфатной соли. Образовавшийся спек после дробления поступает на выщелачивание в трубные аппараты с доразмолем в стержневых мельницах.

Алюминатный раствор спекательной ветви обескремнивается в автоклавных батареях, затем осветляется на сгустителях белого шлама, проходит контрольную фильтрацию и направляется на декомпозицию для выделения и кристаллизации гидроксида алюминия. Маточный раствор спекательной ветви упаривается.

Технологическое оборудование оснащено газоочистными устройствами для очистки газообразных выбросов от твердых веществ.

Основными источниками загрязнения компонентов окружающей среды ПАЗ являются печи спекания и кальцинации, сталеплавильные печи литейно-механического цеха, различные аспирационные отсосы.

Загрязняющие вещества с дымовыми и аспирационными газами поступают в атмосферу через дымовые трубы различных печей, дыхательные трубы отделений ГМЦ и ЦС, трубы систем аспирации, которые являются основными организованными источниками выбросов на ПАЗ.

В результате производственной деятельности АО «АК» виды воздействия на компоненты окружающей среды следующие:

- выбросы загрязняющих веществ в атмосферу;
- образование промышленных и коммунальных отходов;
- складирование промышленных и коммунальных отходов в собственные накопители;
- инфильтрация из подземных сооружений;
- физические воздействия (шумовое, тепловое, электромагнитное и др.).

Основная часть территории ПАЗ застроена производственными корпусами, складскими помещениями и объектами вспомогательного и обслуживающего

назначения, включая автомобильные и железные дороги.

В состав ПАЗ входят следующие цеха и объекты:

- цех подготовки сырья (ЦПС);
- гидрометаллургический цех (ГМЦ);
- цех спекания (ЦС);
- химико-металлургический цех (ХМЦ);
- литейно-механический цех (ЛМЦ);
- цех нестандартного оборудования и услуг (ЦНОиУ);
- автотранспортный цех (АТЦ);
- энергоцех (ЭнЦ);
- цех ремонтных работ зданий и сооружений (ЦРРЗиС);
- цех складских работ (ЦСР);
- электроцех (ЭлЦ);
- железнодорожный цех (ЖДЦ);
- цех энергетических ремонтов (ЦЭР);
- цех централизованного ремонта (ЦЦР);
- цех строительно-монтажных работ (ЦСМР);
- центральная заводская лаборатория и отдел технического контроля 17)
- центральная заводская лаборатория – отдел технического контроля (ЦЗЛ-ОТК).

Цех подготовки сырья (ЦПС) Выделение вредных веществ (пыли) происходит в процессе приема сырья (бокситов, известняка и угля), его транспортирования, дробления, складирования и усреднения.

Пыль всех видов принимаемого сырья относится к пыли неорганической с содержанием SiO_2 менее 20 %.

Гидрометаллургический цех (ГМЦ) В гидрометаллургическом цехе перерабатывается боксит до получения продукционного гидрата и после кальцинации - глинозема. Цех состоит из 5 участков. В участок № 1 (блок мокрой обработки) входит отделение мокрого размола. В участок № 2 (блок мокрой обработки) входит отделение выщелачивания и промывки и шесть промывателей, в участок № 3 - отделение декомпозиции, отделение вакуумного охлаждения, блоки обработки гидрата (БОГ-1 и БОГ-2), в участок № 4 - отделение выпарки, в участок № 5 - участок кальцинации. Из разгрузочных головок печей кальцинации глинозем поступает во вращающиеся холодильники, оттуда на склад силосного типа.

На всех этапах (кроме приема в бункеры шаровых мельниц) перерабатывается влажный материал, при этом выделяется натрия гидроксид. Технологическое оборудование и баковая аппаратура соединены с атмосферой

дыхательными трубами, через которые происходят выбросы вредных веществ в атмосферу [40].

В печах кальцинации в качестве топлива используется мазут. В процессе кальцинации гидрата окиси алюминия в атмосферу выбрасываются:

- алюминия оксид;
- серы диоксид;
- азота (IV) оксид;
- зола мазутная;
- углерода оксид.

Цех спекания (ЦС) В цехе спекания перерабатывается красный шлам ветви Байера: подготовка шихты, спекание, дробление спека и гидрохимическая переработка спека. Для печей спекания используется уголь Шубаркульского бассейна и мазут. Уголь из цеха подготовки сырья поступает в бункера пылеугольного отделения ЦС. В атмосферу выбрасываются следующие вредные вещества: взвешенные вещества, натрия гидроксид (практически при всех переделах в ЦС), от спекания:

- азота (IV) оксид;
- углерода оксид;
- серы диоксид;
- зола мазутная;
- пыль неорганическая, содержащая SiO_2 менее 20%.

Химико-металлургический цех (ХМЦ) В цех входят химико-металлургический и экспериментальный участки. Соответственно на этих участках производятся галлий и серноокислый алюминий. В процессе производства галлия выделяется натрия гидроксид. В процессе производства сульфата алюминия и при его складировании и отгрузке выделяется алюминия оксид.

В литейно-механическом цехе (ЛМЦ) при изготовлении форм и обработке отливок, газорезке, сварке, наплавке и плазменном напылении, от электродуговых печей для выплавки стали и чугуна, медеплавильной печи и термопечей выделяются:

- взвешенные вещества,
- марганец и его соединения,
- фтористые газообразные соединения,
- железа (II, III) оксид,
- углерода оксид,
- азота (IV) оксид,
- фтористые газообразные соединения,
- серы диоксид,
- углерода оксид,
- пыль неорганическая, содержащая SiO_2 выше 70%,

- пыль неорганическая, содержащая SiO_2 20 - 70%,
- пыль неорганическая, содержащая SiO_2 менее 20%,
- зола мазутная,
- пыль абразивная,
- меди (II) оксид,
- цинка оксид,
- алюминия оксид.

Цех нестандартного оборудования и услуг (ЦНОиУ) служит для ремонтных нужд завода и имеет в своем составе производственный корпус и инструментальное отделение. В цехе установлены сварочные посты, отрезные и заточные станки, деревообрабатывающий станок, распиловочные станки для резки камня. В атмосферу выделяются:

- пыль неорганическая,
- содержащая SiO_2 менее 20%,
- фтористые газообразные соединения,
- марганец и его соединения,
- железа (II, III) оксиды,
- пыль абразивная,
- пыль древесная,
- взвешенные вещества.

Цех ремонта, реконструкции зданий и сооружений (ЦРРЗиС) обеспечивает потребности предприятия в столярных изделиях, необходимых для ремонтных работ. В состав ЦРРЗиС входят также место окраски декоративных изделий из дерева, бетонно-растворный узел (дозатор, бетономешалка), сварочный пост, битумоварки. От оборудования выделяются пыль древесная, пыль неорганическая, содержащая SiO_2 менее 20%, пыль неорганическая, содержащая SiO_2 70 – 20%, фтористые газообразные соединения, марганец и его соединения, железа (II, III) оксиды, углеводороды от битумоварок.

Цех энергетических ремонтов (ЦЭР) служит для ремонтных нужд завода. В цехе установлены сварочные посты, трубоотрезной и деревообрабатывающие станки, печь отжига электродвигателей, камеры продувки и пропитки электродвигателей. В атмосферу выделяются фтористые газообразные соединения, марганец и его соединения, железа (II, III) оксиды, пыль неорганическая, содержащая SiO_2 70 – 20%, пыль неорганическая, содержащая SiO_2 менее 20%, взвешенные вещества, пыль древесная, ксилол.

Цех централизованных ремонтов (ЦЦР) выполняет вспомогательные работы. В цех входят сварочные посты, трубообрабатывающие и наплавочные станки, склады красок, станок для резки кирпича. В атмосферу выделяются фтористые газообразные соединения, марганец и его соединения, железа (II, III) оксиды, фториды, взвешенные вещества, ксилол, пыль абразивная.

Цех строительного-монтажных работ (ЦСМР) Деятельность цеха направлена на выполнение строительного - монтажных работ для наращивания и поддержания производственных мощностей АО «Алюминий Казахстана». В цех входят сварочные посты, ремонтный бокс. В атмосферу выделяются: углерода оксид, азота (IV) оксид, пыль неорганическая, содержащая SiO_2 менее 20%, фториды, фтористые газообразные соединения, марганец и его соединения, железа (II, III) оксиды, взвешенные вещества.

Электроцех (ЭлЦ) Источники выделения вредных веществ в электроцехе сварочный пост и две аккумуляторные: ГПП-2 и РП-2. Выделяются кислота серная, пыль неорганическая, содержащая SiO_2 менее 20%, марганец и его соединения, железа (II, III) оксиды, фтористые газообразные соединения.

В цех складских работ (ЦСР) входят: склад цемента и площадка для временного хранения сульфата алюминия, заглубленный склад светлых нефтепродуктов и масел, газонаполнительный пункт. Кроме того, в цехе установлен сварочный пост. От оборудования выделяются следующие вредные вещества: пыль неорганическая, содержащая SiO_2 20 – 70%, марганец и его соединения, железа (II, III) оксиды, сероводород, углеводороды, ксилол и др.

В состав энергоцеха (ЭнЦ) входят пять градирен и мазутное хозяйство. В градирнях охлаждается оборотная вода. В зимнее время в работе находятся три градирни, в летнее - четыре. В атмосферу выбрасывается натрия гидроксид. В составе мазутного хозяйства - две эстакады слива мазута и емкости для приема и хранения мазута. Выделяются следующие вредные вещества: углеводороды предельные C_{12} - C_{19} , сероводород.

Автотранспортный цех (АТЦ) обеспечивает потребность предприятия в автотранспортных, погрузочно-разгрузочных работах, производит хранение и ремонт автомобилей. В состав АТЦ входят пункт технического обслуживания, стояночные боксы, участки сварки, кузнечный горн, пост пайки радиаторов, зарядную станцию, склад ГСМ. В атмосферу выделяются пыль неорганическая, содержащая SiO_2 менее 20%, фтористые газообразные соединения, марганец и его соединения, железа (II, III) оксиды от постов сварки, пыль неорганическая, содержащая SiO_2 70 - 20%, углерода оксид, серы диоксид и азота (IV) оксид от кузнечного горна, олова оксид, свинец и его неорганические соединения от поста пайки, сероводород, формальдегид и др.

Железнодорожный цех (ЖДЦ) Для маневровых работ с железнодорожными вагонами с грузами и цистернами с топливом используются тепловозы. Источниками загрязнения являются депо, в котором происходит техобслуживание тепловозов и путевых машин, два сварочных поста, аккумуляторная, куда входят помещения для зарядки кислотных и щелочных аккумуляторов и для приготовления электролита. В атмосферу выделяются следующие вредные вещества: углеводороды, кислота серная и натрия гидроксид, пыль неорганическая, содержащая SiO_2 менее 20%, марганец и его соединения, железа (II, III) оксиды, фтористые газообразные соединения и др.

Центральная заводская лаборатория (ЦЗЛ-ОТК) выполняет работы по контролю качества продукции и контроль за выбросами источников загрязнения. В процессе этих работ в атмосферу выделяются пыль неорганическая, содержащая SiO_2 менее 20%, алюминия оксид, натрия гидроксид.

Поверхностные водоемы, расположенные вблизи промплощадки ПАЗ, и которые могли бы подвергаться загрязнению от деятельности предприятия, отсутствуют.

Сточные воды подразделяются на категории: хозяйственные, производственные и ливневые.

Образующиеся в результате деятельности хозяйственные сточные воды сбрасываются в сети канализации и далее на городские очистные сооружения.

Хозяйственные стоки в своем составе содержат нитраты, нитриты, азот аммонийный, СПАВ, фосфаты, взвешенные вещества, органические загрязнения.

Для сброса в канализационные сети ТОО «Павлодар-Водоканал» хозяйственные сточные воды отвечают «Условиям приёма сточных вод в канализационную сеть».

Производственные сточные воды образуются в ЖДЦ и АТЦ и после очистки на локальных очистных сооружениях, отводятся в систему промливневой канализации.

В своем составе производственные сточные воды в соответствии со спецификой производства содержат нефтепродукты, взвешенные вещества.

Ливневые сточные воды (поверхностный сток) с промплощадки ПАЗ собираются в систему промливневой канализации и используются в системе оборотного водоснабжения.

Ливневые стоки в своем составе могут содержать оксиды алюминия, железа, кремния, нефтепродукты и др.

В процессе деятельности структурных подразделений ПАЗ образуются следующие виды отходов: отработанные формовочные смеси, промасленная ветошь, обрезки и старые изделия из резины, отработанные автомобильные шины, древесные отходы, промышленно-строительный мусор, металлические отходы (черные), остатки и огарки электродов, отработанные масла, отвальный шлам глиноземного производства, лампы ртутные отработанные, коммунальные отходы (твердые бытовые), смет с территории.

Из этого перечня на шламонакопителе складировается отвальный шлам глиноземного производства, на ведомственной свалке - коммунальные и строительно-производственные отходы, промасленная ветошь, отработанные аккумуляторные батареи и отработанная резина. Лампы ртутные отработанные передаются ТОО фирма «Резон» для утилизации.

ТЭЦ АО «АК» предназначена для производства электрической и тепловой энергии для нужд алюминиевого завода, других промышленных предприятий и жилого сектора г. Павлодара.

Первые два котла были введены в эксплуатацию в 1964 году. Окончательное строительство предприятия завершено в 1989 году.

В состав предприятия входят:

- цех топливоподачи,
- котельный,
- турбинный,
- электрический,
- ремонтно-механический участок и вспомогательные подразделения.

Основным видом топлива для ТЭЦ является высокозольный каменный уголь Экибастузского месторождения, для растопки котлов применяется мазут. Доля мазута в общей структуре топливного баланса предприятия составляет менее 5 %.

В турбинном цехе установлены турбины: ПТ-60-130/13; Р-50-130 - 2; Т-50-130; ПТ-80-130. Общая мощность установленных турбин - 350 МВт.

Прием, хранение поступающего на ТЭЦ топлива и транспортировка его от мест хранения до оборудования котельного цеха осуществляется цехом топливоподачи.

В состав оборудования цеха топливоподачи входят вагоноопрокидыватели, склады угля, крановое хозяйство, конвейеры, дробильное оборудование, мазутное хозяйство и др.

Уголь из вагоноопрокидывателя посредством крана-перегрузателя поступает на угольный склад. Этот же кран-перегрузатель подает уголь на конвейерную галерею, по которой уголь поступает на котлоагрегаты. Для формирования склада и загрузки угля в загрузочное окно крана-перегрузателя используются бульдозеры. В атмосферный воздух выделяются взвешенные вещества, при работе бульдозеров - углерода оксид, азота (IV) оксид, формальдегид.

В состав мазутного хозяйства входят железнодорожная эстакада, предназначенная для приема и разгрузки цистерн с мазутом, приемных емкостей для разгружаемого мазута, насосов и емкостей для хранения мазута.

Мазут из железнодорожных цистерн в приемные емкости поступает самотеком. Из них при помощи насосов, установленных в насосной станции, закачивается в емкости для хранения мазута.

При разгрузке и хранении мазута происходит выделение углеводородов $C_{12}-C_{19}$, сероводорода.

Источники выделения вредных веществ в электрическом цехе - аккумуляторные батареи, сварочные посты.

При зарядке кислотных аккумуляторов выделяются пары серной кислоты, работе сварочных постов - марганец и его соединения, железа (II, III) оксиды, фтористые газообразные соединения.

Основными источниками выделения загрязняющих веществ в атмосферу на ТЭЦ являются паровые котлы, в которых производится сжигание высокозольных и низкокалорийных углей (факельным способом) с твердым

шлакоудалением.

Факельный способ - сжигание угольной пыли в объеме топочной камеры во взвешенном состоянии.

Принцип сжигания твердого топлива в пылеугольных котлах заключается в следующем: полученная после размолла в мельницах угольная пыль, представляющая собой полидисперсный порошок с размером частиц до 300 - 500 мкм, вместе с воздухом подаются в топку через специальные горелки. Сгорание топлива происходит в объеме топочной камеры при высокой температуре за весьма ограниченное пребывание частиц в топке.

Угольная пыль вначале проходит стадию термической подготовки. Она заключается в испарении оставшейся влаги и выделении летучих веществ. Процесс нагрева частиц топлива до температуры интенсивного выхода летучих веществ (400 - 600°C) происходит за десятые доли секунды. Затем летучие вещества воспламеняются, отчего температура, вокруг коксовой частицы быстро увеличивается, а ее прогрев ускоряется. Интенсивное горение летучих веществ занимает 0,2 - 0,5 секунды [37].

При большом выходе летучих веществ выделяющейся теплоты их горения достаточно для воспламенения коксовой частицы, а при малом выходе летучих веществ возникает необходимость дополнительного прогрева коксовой частицы от внешнего источника. Завершающим этапом является горение коксовой части при ее температуре 1300 - 1500 °С.

Это гетерогенный процесс, скорость которого определяется подводом кислорода к реагирующей поверхности. Горение коксовой части имеет наибольшую длительность во времени и составляет от 1/2 до 2/3 всего времени, необходимого для сгорания частиц. В зависимости от начального размера частиц, вида сжигаемого топлива полное время сгорания может составлять от 1 до 2,5 секунд.

Высокие зольность топлива и количество летучей золы в потоке газов требуют установки эффективных золоулавливающих установок. При этом уменьшают скорости газов в конвекционных газоходах во избежание истирания труб, а загрязнение поверхностей частицами золы - ухудшает теплообмен.

Большая влажность рабочей массы топлива вызывает много трудностей при сжигании. Снижается теплота сгорания, растут расходы топлива и объемы продуктов сгорания, увеличиваются потери теплоты с уходящими газами и затраты электроэнергии на привод дымососов.

Продуктами сгорания топлива являются шлак, удаляемый из котла в твердом виде, и дымовые газы, в состав которых входят: твердые частицы (летучая зола угля), оксиды азота, диоксид серы.

Высокая температура в зоне горения топлива и низкие коэффициенты избытка воздуха способствуют образованию «термических» оксидов азота в дымовых газах в результате окисления собственного азота топлива.

В отличие от диоксида серы, выбросы которого из котлов относятся к неуправляемому процессу и зависят только от содержания серы в топливе,

концентрация окислов азота в дымовых газах в решающей степени определяется организацией топочного процесса.

Таким образом при горении топлива в топках котлов образуются твердые частицы:

- пыль неорганическая, содержащая SiO_2 70 - 20%;
- зола мазутная;
- серы диоксид;
- углерода оксид;
- азота (IV) оксид.

Загрязняющие вещества с дымовыми газами котлов поступают в атмосферу через дымовые трубы ст. № 1, 3, которые являются основными организованными источниками выбросов на ТЭЦ.

Содержание загрязняющих веществ в дымовых газах, поступающих в атмосферу, определяется, главным образом, качеством топлива, эффективностью золоулавливающих устройств, а также самим способом сжигания топлива - в пылевидном состоянии в камерной топке.

От котлов в атмосферу поступает около 99,9 % загрязняющих веществ от всего объема выбросов по ТЭЦ.

Всего на ТЭЦ имеется 13 источников выбросов загрязняющих веществ.

На открытом пляже золоотвала проводятся мероприятия по пылеподавлению, поэтому пыление там полностью отсутствует.

Вблизи промплощадки ТЭЦ поверхностные водоемы, которые могли бы подвергаться загрязнению, отсутствуют.

Сточные воды подразделяются на категории: хозяйственные и ливневые.

Образующиеся в результате деятельности хозяйственные сточные воды сбрасываются в сети канализации и далее на городские очистные сооружения.

Хозяйственные стоки в своем составе содержат нитраты, нитриты, азот аммонийный, СПАВ, фосфаты, взвешенные вещества, органические загрязнения.

Ливневые сточные воды (поверхностный сток) с промплощадки ТЭЦ собираются в систему промливневой канализации и насосной промстоков перекачиваются в золоотвал, и далее используются в системе гидрозолоудаления.

В процессе деятельности структурных подразделений промплощадки ТЭЦ образуются следующие виды отходов: зольный остаток и шлак, промышленно-строительный мусор, коммунальные отходы (твердые бытовые), смет с территории.

Из этого перечня на золоотвале складируют зольный остаток и шлак, на ведомственной свалке - коммунальные отходы и строительно-промышленный мусор.

АО «АК» имеет следующие накопители отходов производства и потребления: шламонакопители № 1 и № 2 ПАЗ, золоотвал ТЭЦ и ведомственную свалку отходов.

Шламонакопители АО «АК» расположены с восточной стороны площадки алюминиевого завода. Шламонакопитель № 1 находится на расстоянии 870 м, шламонакопитель № 2 - 1900 м. С южной стороны площадки шламонакопителей граничат с золоотвалом ТЭЦ, с северной стороны находится полигон ТБО, с восточной стороны – незастроенная территория. Накопители отходов расположены от населенных пунктов на расстоянии до 10 км, от источников питьевого и хозяйственного назначения – 15 км, от транзитных дорог и лесопосадок – 3 км.

Проекты сооружений выполнены Всесоюзным проектным институтом Алюминиево-магниевого промышленности ВАМИ г. Ленинград. Шламонакопители состоят из двух карт, относятся к сооружениям равнинного типа.

Шламонакопитель создается путем отсыпки первоначальной дамбы из местных грунтов, является намывным сооружением, куда складировались отходы глиноземного производства. После заполнения первоначальной емкости карты, образованной пионерной дамбой, последующий рост сооружения в высоту осуществляется при помощи ограждающих дамб, возводимых из заскладированных отходов, перемещаемых бульдозером из пригребневой части пляжа намывного сооружения [5].

Гидротранспорт отходов производства осуществляется путем подачи их пульпы из технологического процесса в зумф шламонасосной станции. От здания насосной станции и далее по гребню плотины проложен распределительный шламопровод.

Осветленная вода из прудка шламонакопителя подается в насосную осветленной воды, затем самотеком через водосливные колодцы, возвращается в оборотную систему гидрошламоудаления.

Шламонакопитель № 1 намывался в течение 34 лет (1964 - 1998 гг.) и в настоящее время законсервирован.

Шламонакопитель № 2 эксплуатируется с 1998 г. для предотвращения загрязнения подземных вод по всему периметру карты сооружена противодиффузионная завеса типа «стена в грунте».

Пыление шламонакопителей не происходит, так как они ограждены дамбами, а на их поверхности образуется цементирующаяся корка, что исключает вынос сухого шлама и загрязнение атмосферного воздуха.

Шламонакопители находятся в пределах санитарно-защитной зоны предприятия, составляющей 3000 м.

Золоотвал ТЭЦ расположен с восточной стороны площадки станции. С севера от карт золоотвала находятся шламонакопители ПАЗ, с востока и юга – свободная от застройки территория. Расстояние до города Павлодара составляет около 5,5 км, до реки Иртыш - около 10 км.

Золоотвал ТЭЦ эксплуатируется с 1964 г.

Золоотвал, как гидротехническое сооружение, относится к сооружениям овражного типа и имеет протяженность с запада на восток примерно на 4 км.

Удаление золошлаков с ТЭЦ производится по золопроводам. Намыв пляжа золоотвала осуществляется при помощи системы разделительных пульпопроводов, уложенных по гребню дамб. Сброс пульпы золошлаков предусмотрен через выпуска.

Осветленная вода подается на ТЭЦ при помощи насосной станции осветленной воды по водоводу.

На открытом пляже золоотвала проводятся мероприятия по пылеподавлению: орошение сухих пляжей с высадкой кустарника (лох узколистный), камыша и замыв пылящих пляжей слоем шлама, поэтому пыление там полностью отсутствует.

Ведомственная свалка отходов отходов располагается северо-восточнее первой карты шламонакопителя, на расстоянии 200 м. Две карты ведомственной свалки эксплуатируются с 1980 г. Свалка имеет ограждение специальным рвом, предотвращающим раздувание и пыление, а также канавой. По периметру сооружения осуществлена посадка густорастущего кустарника.

В основании свалки выполнен экран из слоя глины. Конструкция свалки исключает образование оползней и просачивание водных растворов с продуктами разложения за счет наличия глиняного и грунтового экранов основания свалки и ограждающего вала.

На промплощадках ПАЗ и ТЭЦ установлено технологическое и ремонтное оборудование, являющееся источниками шума, вибрации, теплового выделения, электромагнитного излучения.

К основным источникам шума и вибрации относятся: технологическое оборудование ТЭЦ (паровые котлы, турбины, вагоноопрокидыватели, оборудование дробления угля и др.) и ПАЗ (вентиляционное, компрессорное, насосное и металлообрабатывающее оборудование, галтовочные и дробебетные барабаны и др.).

С целью ограничения физических воздействий предприятия на жилую застройку города санитарными нормами установлена защитная зона, равная 3000 м.

Шумовое воздействие от ремонтного оборудования является небольшим, поэтому гасится внутри помещений и промплощадки.

К основным источникам тепловыделений относятся: паровые котлы, плавильные печи, печи спекания и кальцинации и т.д. От указанного оборудования выделение тепла осуществляется в рабочую зону соответствующих участков и цехов.

2 Исследование красного шлама ветви Байера

2.1 Существующий технологический процесс переработки низкокачественного боксита на предприятии АО «Алюминий Казахстана»

Бокситы месторождений Казахстана, являющийся сырьем для глиноземного производства, проходят процесс переработки по последовательно-комбинированной схеме Байер-спекание.

Начальным этапом переработки боксита является его выщелачивание щелочно-алюминатным раствором (оборотным раствором), с концентрацией по Na_2O 200 – 220 г/л, поступающий с узла выпарки маточного раствора.

Варенная пульпа – продукт выщелачивания боксита – проходит этап обескремнивания и затем сгущения. Продуктами процесса сгущения является красный шлам и алюминатный раствор.

Алюминатный раствор проходит стадию очистки от взвешенных частиц красного шлама на узде контрольной фильтрации, и затем поступает на декомпозицию.

Красный шлам – продукт сгущения – следует отмывать от значительного количества щелочно-алюминатного раствора. Промывка красного шлама происходит противотоком в аппаратах - промывателях.

Принцип промывки красного шлама аналогичен принципу сгущения и основан на осаждении твердого тела под действием силы тяжести. Для интенсификации процесса промывки применяют флокулянты, увеличивающие вес частиц красного шлама, за счет их объединения в агломераты.

После промывки красный шлам поступает на передел спекания.

Красный шлам ветви Байера носит свое название благодаря своему цвету. Интенсивность цвета определяется содержанием в нем соединений железа.

2.2 Отрицательное влияние железистой составляющей красного шлама на работу спекательного передела

Железистые пески красного шлама представляют собой наиболее тяжелую и плотную фракцию.

Железистые пески являются одной из основных балластных составляющих боксита, которые при производстве глинозема проходят байеровский и спекательный переделы.

Спекание шихт с высоким содержанием Fe_2O_3 приводит к неустойчивой работе печей спекания и выдаче на передел выщелачивания оплавленного

материала, что снижает извлечение Al_2O_3 и Na_2O на первой стадии выщелачивания, увеличивает потери полезных компонентов со спековым шламом.

Тенденция повышения содержания Fe_2O_3 в глиноземсодержащих материалах представлена на рисунке 4. [8]

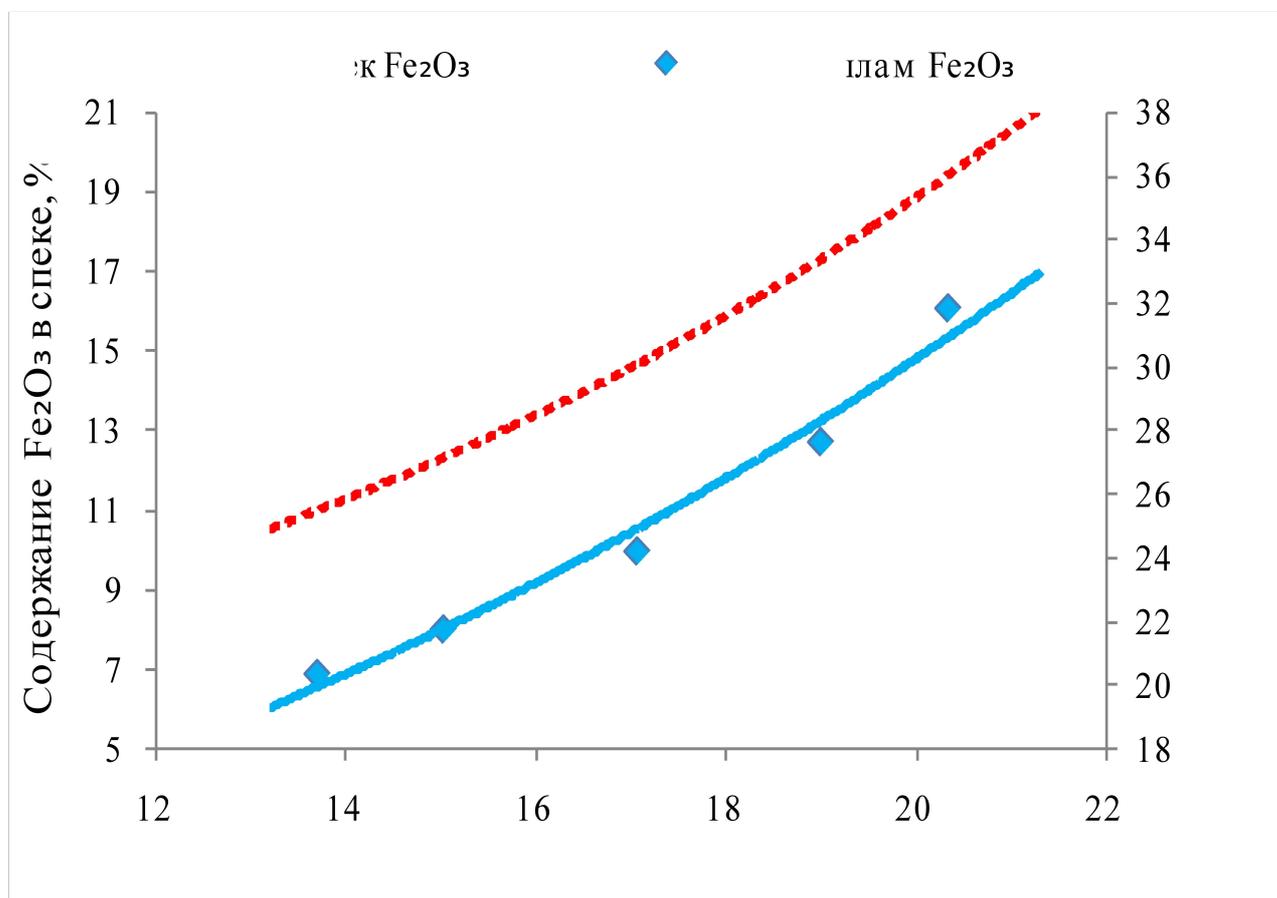


Рисунок 4 - Содержание Fe_2O_3 в глиноземсодержащих материалах ПАЗа

Исходя из графиков, изображенных на рисунке 2, можно сделать вывод, что с увеличением содержания железистой составляющей боксита происходит увеличение содержания соединений железа в красном шламе. Так как красный шлам является сырьем для передела спекания, то происходит соответствующее увеличение содержания железистых соединений в спеке.

2.3 Влияние оксида железа в красном шламе на процесс спекания

Шламовая шихта, в состав которой входит красный шлам, является самой легкоплавкой из алюминийсодержащих шихт и имеет небольшую температурную площадку спекообразования. Как показала производственная практика, спекание шихт с высоким содержанием Fe_2O_3 приводит к нестабильной работе ветви спекания и производству некачественного продукта. [8]

При переработке низкокачественных бокситов по последовательной схеме Байер – спекание в процессе восстановительного спекания красных шламов оксиды железа переводят из реакционноспособных окисленных форм в более инертные к компонентам шихты восстановленные формы. Только часть оксидов железа связывается в феррит натрия. Вовлечение в производство бокситов, содержащих железо в виде сидерита и шамозита, обуславливает ухудшение технологических показателей производства глинозема.

Повышенное содержание Fe_2O_3 в красном шламе способствует образованию в спеке нерастворимой фазы типа браунмиллерит $4CaO \cdot Al_2O_3 \cdot Fe_2O_3$. Это соединение переходит в спековый шлак без растворения, что объясняет дополнительные потери оксида алюминия.

В связи с синтезом браунмиллерита возникает дефицит оксида кальция на связывание диоксида кремния в двухкальциевый силикат. Это приводит к образованию новой фазы типа натриево-кальциевый силикат $2Na_2O \cdot 8CaO \cdot SiO_2$, которая не разлагается в условиях стандартного выщелачивания спека и приводит к снижению извлечения щелочи.

На рисунке 5 приведены практические данные переработки спека на ПАЗе, которые иллюстрируют четкую взаимосвязь потерь оксида алюминия в составе спекового шлама с повышением содержания Fe_2O_3 в спеке.

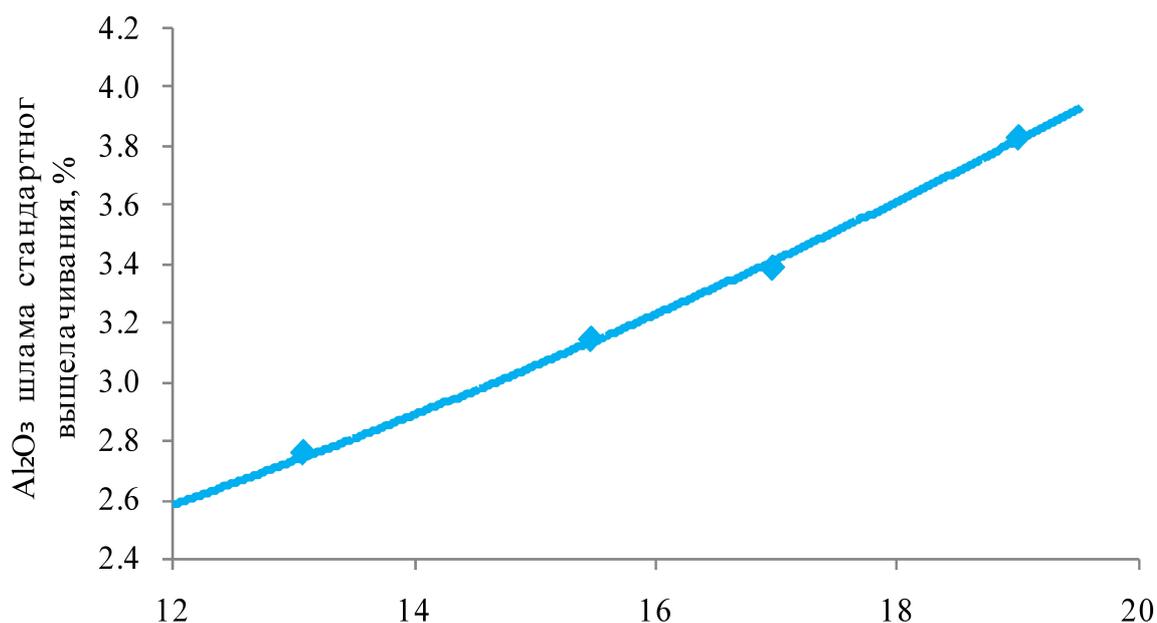


Рисунок 5 - Зависимость между содержанием Fe_2O_3 в спеке и содержанием Al_2O_3 в шламе стандартного выщелачивания спека. [8]

Кроме того, приход на печи спекания Fe_2O_3 в виде красного шлама создает дополнительный балластный поток и влечет дополнительную нагрузку на печи.

Следовательно, для снижения отрицательного влияния оксидов железа на процесс спекания необходимо изменять состав исходной шихты. [8]

2.4 Описание технологической схемы гидрохимической переработки боксита по ветви Байера

Усредненное бокситовое сырье с шихтовального двора подается на мельницы, где смешивается с оборотным раствором и подвергается размолу. Далее полученная пульпа мельниц проходит по схеме обогащения боксита и вывода железистой составляющей. Эффективность работы данной схемы составляет 35% Fe_2O_3 от прихода с бокситом.

Полученная таким образом обогащенная пульпа – сырая пульпа – поступает на участок ГМЦ-2 на узел выщелачивания. Процесс выщелачивания происходит при атмосферном давлении и температуре пульпы 110 °С в течение 6 часов. Данный процесс направлен на извлечение оксидов алюминия из твердой фазы боксита и перевод их в жидкую фазу щелочно-алюминатного раствора.

По окончании этого процесса образуется так называемая вареная пульпа, которая подвергается разбавлению и выдержке, где происходит процесс дообескремнивания раствора. По окончании всех этих процессов с узла выщелачивания выходит разбавленная пульпа, которая является питанием для сгустителей. Слив сгущения разбавленной пульпы представляет собой щелочно-алюминатный раствор с низким содержанием твердой фазы, который затем отправляется на фильтрацию и далее на декомпозицию и кальцинацию. Таким образом, из бокситов получают глинозем.

Шлам, полученный при сгущении, подвергается отмывки от щелочно-алюминатного раствора и поступает на дальнейшую переработку в ветвь спекания.

В ходе всего технологического процесса получают следующие продукты: сырая, вареная, разбавленная пульпа, шлам сгущения шлам промывки.

2.5 Исследование продуктов переработки боксита на разных этапах технологического процесса производства глинозема

Для осуществления поставленных задач был проведен ряд лабораторных опытов для определения фракции, содержащей наибольшее количество Fe_2O_3 и точки вывода ее.

Методом ситового анализа в различных продуктах определяли содержание фракций +0,16; -0,16; +0,063; -0,063 и химический состав каждой фракции.

Предметом исследования были продукты переработки боксита в байеровской ветви: сырая, вареная и разбавленная пульпы; шлам сгустителей

Ø20м и Ø40м; пульпа питания головных промывателей, шлам хвостовых промывателей.

Результаты исследований приведены в таблицах 10,11,12,13,14,15,16.

Таблица 10 – Результаты исследования сырой пульпы

Фракция	%масс	Уд. вес	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	CaO	Na ₂ O	SO ₃	TiO ₂
исходная		3,1	22,1	20,2	35,4	1,7	4,7	0,7	4,2
0,16	3,3	2,9	29,9	9,2	31,3	4,3	1,5	1,1	1,7
0,063	4,0	3,3	13,4	14,7	52,8	4,1	1,2	0,9	3,2
-0,16		3,0	22,0	21,1	35,4	1,5	4,8	0,8	4,3
-0,063	92,8	3,0	22,4	21,4	33,4	1,4	6,1	0,9	4,2

Как видно из таблицы 10 фракция +0,063 сырой пульпы содержит наибольшее количество Fe₂O₃ – 52,8% и наименьшее содержание Al₂O₃ из всех представленных фракций. Таким образом определили, что железистыми песками сырой пульпы является фракция +0,063.

Таблица 11 – Результаты исследования варенной пульпы

Фракция	%масс	Уд. вес	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	CaO	Na ₂ O	SO ₃	TiO ₂
исходная		2,9	21,2	20,2	32,6	1,5	10,8	1,6	4,0
0,16	1,6	3,1	15,9	13,8	43,8	6,4	2,8	1,2	2,0
0,063	2,2	3,4	14,6	15,7	48,8	3,6	4,5	1,3	3,5
-0,16		2,8	17,6	16,9	42,3	2,3	7,7	1,4	4,0
-0,063	71,6	2,8	21,8	20,8	29,8	1,2	12,2	1,5	4,0

По результатам исследования, указанных в таблице 11, фракция +0,063 вареной пульпы содержит наибольшее количество Fe₂O₃ – 48,8% и наименьшее содержание Al₂O₃ из всех представленных фракций.

Таблица 12 – Результаты исследования разбавленной пульпы

Фракция	%масс	Уд. вес	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	CaO	Na ₂ O	SO ₃	TiO ₂
исходная		2,8	26,3	17,8	28,0	1,6	9,5	1,2	3,5
0,16	0,9	3,1	18,8	13,2	40,6	6,6	3,2	1,2	2,1
0,063	2,4	3,2	13,4	14,3	53,3	4,4	1,9	1,3	3,1
-0,16		2,6	27,6	17,2	26,2	1,2	10,2	1,1	3,3
-0,063	95,5	2,6	26,6	18,1	26,5	1,2	10,7	1,3	3,4

По результатам исследования, указанных в таблице 12, фракция +0,063 разбавленной пульпы содержит наибольшее количество Fe₂O₃ – 53,3% и наименьшее содержание Al₂O₃ из всех представленных фракций.

Таблица 13 – Результаты исследования шлама сгустителей Ø20м

Фракция	%масс	Уд. вес	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	CaO	Na ₂ O	SO ₃	TiO ₂
исходная		2,8	21,4	20,0	32,1	1,4	11,1	1,5	4,0
0,16	2,5	3,1	15,9	13,1	46,2	6,7	2,4	1,3	1,9
0,063	2,4	3,5	11,4	14,4	56,1	4,5	1,6	1,4	4,1
-0,16		2,8	21,5	20,2	31,9	1,2	11,4	1,5	4,0
-0,063	70,7	2,8	22,0	20,6	30,4	1,1	12,3	1,6	4,1

По результатам исследования, указанных в таблице 12, фракция +0,063 шлама сгустителей Ø20м содержит наибольшее количество Fe₂O₃ – 56,1% и наименьшее содержание Al₂O₃ из всех представленных фракций.

Таблица 14 – Результаты исследования шлама сгустителей Ø40м

Фракция	%масс	Уд. вес	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	CaO	Na ₂ O	SO ₃	TiO ₂
исходная		2,9	21,7	19,7	32,3	1,5	11,2	1,5	4,0
0,16	3,3	3,1	17,6	12,6	43,4	6,3	2,8	1,0	2,0
0,063	2,5	3,4	11,5	13,5	58,1	4,1	1,7	1,0	4,2
-0,16		2,8	21,9	20,0	31,6	1,2	11,8	1,6	4,0
-0,063	70,0	2,8	22,2	20,4	30,0	1,1	12,4	1,7	3,9

По результатам исследования, указанных в таблице 12, фракция +0,063 шлама сгустителей Ø40м содержит наибольшее количество Fe₂O₃ – 58,1% и наименьшее содержание Al₂O₃ из всех представленных фракций.

Таблица 15 – Результаты исследования питания головных промывателей

Фракция	%масс	Уд. вес	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	CaO	Na ₂ O	SO ₃	TiO ₂
исходная		2,8	21,8	19,7	33,4	1,4	10,7	1,6	3,8
0,16	1,2	3,2	16,6	12,8	46,8	6,1	2,7	1,1	2,0
0,063	2,4	3,5	13,2	13,6	54,2	4,4	1,7	1,2	4,2
-0,16		2,8	22,3	20,1	31,0	1,2	11,7	1,5	4,1
-0,063	96,4	2,7	22,5	20,4	29,5	1,1	12,1	1,5	4,0

По результатам исследования, указанных в таблице 12, фракция +0,063 питания головных промывателей содержит наибольшее количество Fe₂O₃ – 54,2% и наименьшее содержание Al₂O₃ из всех представленных фракций.

Таблица 16 – Результаты исследования шлама хвостовых промывателей

Фракция	%масс	Уд. вес	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	CaO	Na ₂ O	SO ₃	TiO ₂
исходная		2,8	22,0	19,6	31,4	1,4	11,1	1,4	3,9
0,16	2,8	3,1	17,8	12,9	43,3	6,6	2,3	1,2	2,0

0,063	3,5	3,5	15,4	15,2	49,2	3,3	4,2	1,2	4,1
-0,16		2,8	18,8	17,1	39,3	2,6	8,3	1,4	3,9
-0,063	93,7	2,8	22,5	20,3	29,9	1,1	11,9	1,5	4,0

По результатам исследования, указанных в таблице 12, фракция +0,063 шлама хвостовых промывателей содержит наибольшее количество Fe_2O_3 – 49,2% и наименьшее содержание Al_2O_3 из всех представленных фракций.

В результате лабораторных исследований определили, что фракции +0,063 и +0,16 во всех исследованных шламах и пульпах являются наиболее тяжелыми и плотными фракциями, содержащими наибольшее количество оксида железа, т.е. представляют собой «железистые пески». Данные фракции содержат наименьшее количество Al_2O_3 и Na_2O , что при выделении этих фракций из общей массы шлама позволит снизить потери ценных соединений.

2.6 Полупромышленные испытания способа вывода железистой составляющей из продуктов переработки бокситов

Бокситы, перерабатываемые на предприятии АО «Алюминий Казахстана», по последовательно-комбинированному способу Байер-спекание являются низкокачественными и железистыми. Дабы снизить вредное влияние карбонатов, сульфатов и железистых соединений была разработана и внедрена схема обогащения боксита - схема вывода железистых песков на стадии размола боксита. [1]. Технологическая ценность схемы заключается в том, что бокситовые примеси сбрасываются в отвал раньше, чем они успеют прореагировать в щелочном растворе с образованием вредных для технологии продуктов. [1]. Однако, за счет сброса с песками, данная схема позволяет удалить из боксита лишь 35% Fe_2O_3 от прихода с бокситом, [1]. Остальные 65% Fe_2O_3 поступает в технологический процесс. и требуют организации дополнительного удаления Fe_2O_3 .

На каждом этапе технологического процесса гидрохимии боксита образуются продукты: такие как, сырая, вареная, разбавленная пульпы, шлам сгущения и промывки. Проведя исследования этих продуктов, выявили, что фракции красного шлама +0,063 и +0,016 являются наиболее тяжелыми и плотными фракциями, и содержащими наибольшее количество Fe_2O_3 . В связи с этим был выбран метод гидроциклонирования, при котором происходит разделение жидких неоднородных систем под воздействием центробежных сил и силы тяжести. [2]

Гидроциклоны являются наиболее простыми по конструкции и дешевыми аппаратами. Они компактны, обладают высокой производительностью и несложны в эксплуатации. [2]

На основании данных исследования пульп и шламов была разработана пилотная установка для опробования схемы вывода железистой фракции в цеховых условиях. Схема пилотной установки представлена на рисунке 4.

2.7 Принцип работы пилотной установки

Питание поступает через патрубков питания поз.1 в сборную емкость поз.2., далее через всас насоса поз.3 в центробежный насос поз.4 при открытом пробковом кране поз.14 по нагнетающему патрубку поз.6 транспортируется в гидроциклон поз.10. На патрубке установлен расходомер (поз.8) для фиксирования объема подаваемой пульпы.

Для определения давления в системе установлен манометр поз. 9. Давление в патрубке регулируется при помощи открытия/закрытия пробкового крана байпаса поз.7.

Слив гидроциклона через сливной патрубков поз.11 направляется в сборную мешалку. Полученные пески через разгрузку гидроциклона также транспортируются в сборную мешалку. Для отбора проб (слива, песков гидроциклона) на крышке сборной мешалки установлены лючки. Установка работает периодически. Сброс отработанной пульпы производится через патрубков опорожнения поз.13.

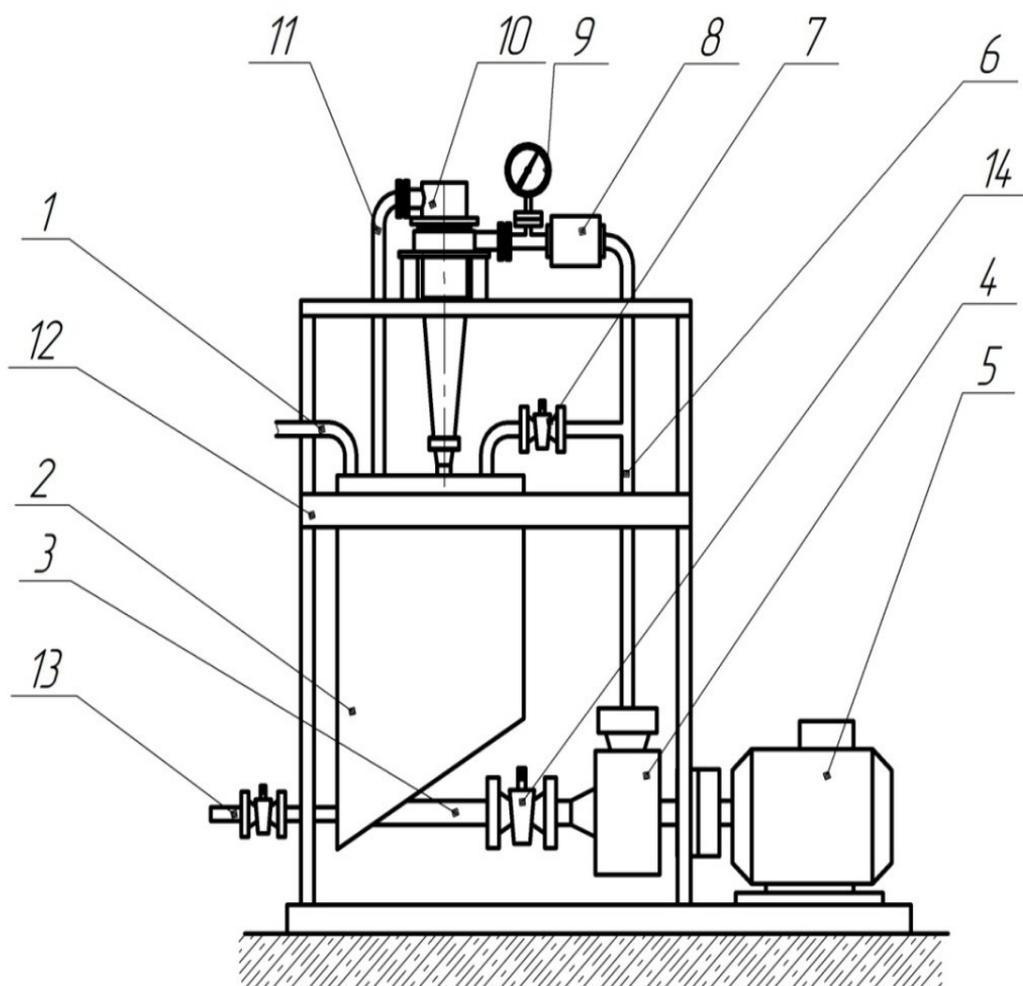


Рисунок 5 - Схема пилотной установки

1-патрубок питания; 2-сборная емкость; 3-всас насоса; 4-центробежный насос; 5-электродвигатель; 6-нагнетающий патрубок; 7-пробковый кран байпаса; 8-расходомер; 9-манометр; 10-гидроциклон Ø150мм; 11-сливной патрубок; 12-площадка; 13-патрубок опорожнения; 14-пробковый кран.

Результаты испытания по выводу железистых песков на пилотной установке из сырой и вареной пульпы показали нецелесообразность применения данной схемы.

Исходя из химического анализа фракций +0,16 и +0,063, а так же с технологической точки зрения наиболее удобным было провести испытания на разбавленной пульпе питания, и пульпе питания третьего ряда промывки.

Полученные результаты на разбавленной пульпе при давлении на входе в гидроциклон 2,5 кгс/см², представлены в таблице 17.

Таблица 17 – Результаты испытаний на разбавленной пульпе

Диаметр насадки, мм	Содержание тверд. фазы в питании, г/л	Содержание тверд. фазы в песках, г/л	ж:т песко в г/ц	Содержание тверд. фазы в сливе, г/л	Выход в пески, масс.
8	67,1	856	1,2	61,9	6,8
10	59,0	869	1,2	51,6	9,3
12	62,5	580	2,0	57,7	13,7
15	65,2	356	3,3	54,8	15,9

Продолжение таблицы 17

Диаметр насадки, мм	Питание г/ц				Слив г/ц				Пески г/ц			
	Na ₂ O	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Na ₂ O	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Na ₂ O	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃
8	12,2	23,2	21,9	30,4	12,2	22,6	21,6		2,1	11,8	9,2	61,5
10	11,1	21,3	20,6	30,5	12,4	22,7	21,9	26,7	1,8	11,7	9,2	60,8
12	11,3	22,0	21,3	28,9	12,6	23,1	22,2	26,0	2,5	12,1	11,1	57,4
15	11,2	21,7	21,1	29,0	12,5	23,2	22,5	25,8	2,9	12,8	11,7	55,8

В результате испытаний выявили, что давление питания на входе в гидроциклон должно быть 2,5 кгс/см². Диаметр песковой насадки на гидроциклоне должен быть 8-10 мм. Так как в таких условиях происходит наиболее эффективная отбивка железистых песков.

Удаление железистых песков из разбавленной пульпы является удобной точкой вывода. Однако пески необходимо подвергать отмывке от щелочи (содержание Na₂O_{об} в жидкой фазе 140г/л), прежде чем вывести их из процесса. Таким образом, схема вывода железистых песков усложняется схемой отмывки песков гидроциклонов от щелочи. Также следует отметить, что в последующем снижение содержания фракции +0,063 в питании сгустителей может ухудшить процесс сгущения красного шлама.

Пилотная установка также была испытана на пульпе питания 3-го ряда промывателей. Полученные результаты представлены в таблице 18.

Таблица 18 – Результаты испытаний на пульпе питания 3-го ряда промывателей

Диаметр насадки, мм	Содержание тверд. фазы в питании, г/л	Содержание твердой фазы в песках, г/л	ж:т песко в г/ц	Содержание твердой фазы в сливе, г/л	Выход в пески, масс.
8	153,4	1220	0,60	142,9	10,2
10	102,8	1054	0,71	91,7	11,7
12	88,1	619	1,55	82,3	17,4
15	117,0	760	1,05	100,6	15,9

Продолжение таблицы 18

Диаметр насадки, мм	Питание г/ц				Слив г/ц				Пески г/ц			
	Na ₂ O	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Na ₂ O	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Na ₂ O	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃
8	10,9	23,5	20,9	29,3	11,9	24,5	22,0	25,8	2,2	16,0	10,1	55,2
10	11,5	22,6	21,4	30,1	12,8	24,0	23,2	25,5	2,7	14,2	10,3	57,1
12	11,5	22,2	21,4	30,7	12,6	24,0	23,3	25,9	3,62	15,0	11,2	55,9
15	11,9	24,3	21,7	26,2	13,0	24,7	23,3	23,9	3,55	21,5	10,5	46,1

По результатам испытания пилотной установки видно, что оптимальный диаметр песковой насадки должен быть 8-10мм, а давление при поступлении в гидроциклон питания – 2,0 атм. так как при этом в песках гидроциклона содержится 55-57% Fe₂O₃.

Пески гидроциклона содержат низкую концентрацию щелочи, поэтому они не требуют основательной отмывки. Слив гидроциклона вводится в аппарат 3-го ряда промывки, а отсутствие тяжелой фракции не окажет сильного воздействия на процесс, так как дозировка флокулянта, подаваемая на аппарат, увеличится за счет снижения количества шлама на аппарат.

В результате испытаний пилотной установки была определена оптимальная точка вывода железистых песков – пульпа питания третьего ряда промывки.

Исходя из полученных в ходе пилотных испытаний практических данных, знаем, что процент отбивки Fe₂O₃ в гидроциклоне составляет 18,4%

Для оптимальной работы аппарата рекомендован диаметр гидроциклона 150мм. Для большей эффективности использования производственной площади без снижения производительности аппарата гидроциклоны небольших диаметров собирают в батарею, где предусмотрен общий короб питания для всех гидроциклонов. В данной батарее находится 18 гидроциклонов диаметр каждого 150мм. Данная конструкция весьма

компактна и легко размещается на крышке аппарата, будь то сгуститель, промыватель или мешалка.

Батарея гидроциклонов представлена на рисунке 6



Рисунок 6 - Батарея гидроциклонов

Схема вывода железистых песков из пульпы питания третьего ряда промывки.

В соответствии с результатами полупромышленных испытаний была разработана принципиальная схема вывода железистых песков из пульпы питания третьего ряда промывки, которая представлена на рисунке 7.

Описание схемы.

Шлам второго ряда промывки с содержанием твердого 300-350г/л поступает в гидросмеситель. Туда же подается горячая вода. Затем пульпа гидросмесителя с содержанием твердого 100-160г/л, с концентрацией 20-25 г/л $\text{Na}_2\text{O}_{\text{об}}$ подается на батарею гидроциклонов для равномерного распределения.

В гидроциклонах происходит разделение. Слив с содержанием твердого 90-150 г/л, с концентрацией 20-25 г/л $\text{Na}_2\text{O}_{\text{об}}$ отправляют в питающую коробку третьего ряда промывки, в хвостовой промыватель.

Пески гидроциклонов с содержанием 1100-1200 г/л твердого песка подвергаются дополнительной отмывке от щелочи. Отмывку осуществляют горячей водой в отстойнике.

Слив отстойника возвращают обратно в процесс, а пески транспортируют в отвал.

Батарея гидроциклонов состоит из 18 гидроциклонов $\text{Ø}150\text{мм}$ с насадкой $\text{Ø}8\text{мм}$, выполненной из износостойких материалов. Насадка такого диаметра

выбрана из расчета растачиваемости ее при эксплуатации до Ø10мм. Насадка диаметром 8-10мм является оптимальным вариантом и выбрана на основании пилотных испытаний.

Принципиальная схема вывода железистых песков из пульпы питания третьего ряда промывки представлена на рисунке 7.

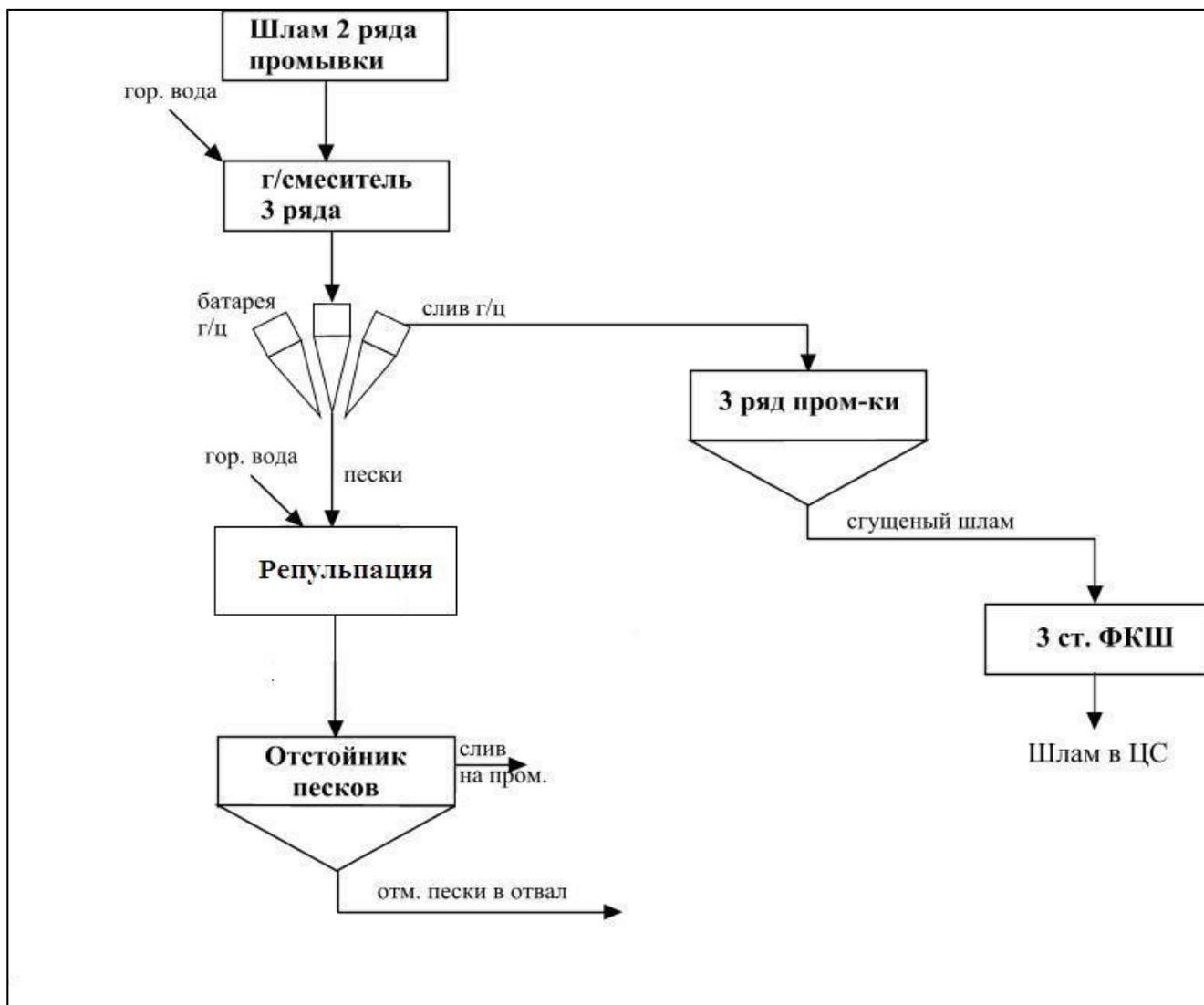


Рисунок 7 - Принципиальная схема вывода железистых песков из пульпы питания третьего ряда промывки.

В результате проведенных испытаний пилотной установки определили:

Гидроциклонирование наиболее эффективный и простой способ вывода железистых песков, так как они представляют собой тяжелые и плотные фракции.

Наиболее оптимальной точкой вывода железистых песков является пульпа питания третьего ряда промывки красного шлама, так как концентрация Na_2O в жидкой фазе песков не высокая, то пески не требуют отмывки от нее.

Диаметр песковой насадки должен быть 8-10мм, а давление питания при поступлении в гидроциклон – 2,0 атм. так как при таких условиях в песках гидроциклона содержится 55-57% Fe₂O₃.

Для большей эффективности использования производственной площади без снижения производительности гидроциклоны небольших диаметров собирают в батарею, где находится 18 гидроциклонов диаметр каждого 150мм.

2.8 Методы интенсификация процесса сгущения слива гидроциклонов при промывке красного шлама

На этапе промывки красного шлама от щелочно-алюминатного раствора внедряется схема вывода железистых песков из пульпы питания третьего ряда промывки. Вывод железистой составляющей осуществляется при помощи батареи гидроциклонов. Продуктами этой схемы являются пески гидроциклонов, с содержанием 55-57% Fe₂O₃ и слив гидроциклонов с содержанием твердой фазы 117,3 г/см³. Далее слив гидроциклона поступает в аппарат третьего ряда промывки, где происходит процесс промывки от щелочно-алюминатного раствора за счет сгущения красного шлама.

Сгущение – процесс разделения гетерогенной системы под действием силы тяжести и концентрации твердой фазы в нижней части аппарата. [2] Отсутствие железистых песков, а именно плотной тяжелой фазы, в питании промывателя может отрицательно повлиять на процесс сгущения красного шлама, что повлечет за собой снижение производительности всего узла промывки. Дабы избежать возможных негативных последствий работы схемы вывода железистой составляющей необходимо интенсифицировать процесс сгущения красного шлама. Один из методов - применение высокомолекулярных соединений – флокулятов.

Флокулянты – это водорастворимые высокомолекулярные соединения, которые при введении в дисперсные системы адсорбируются или химически связываются с поверхностью частиц дисперсной фазы и объединяют частицы в агломераты (флокулы), способствуя их быстрому осаждению. Среди синтетических полимеров наибольшее распространение и применение получила группа полиакриламидных флокулянтов. В случае флокуляции высокомолекулярными полирами механизм сцепления обусловлен одновременной адсорбцией макромолекулы как минимум на двух частицах, так называемый механизм мостикообразования. [2]

Эффективность флокуляции зависит как от характеристик флокулянта (природа и концентрация полимера, молекулярная масса, химический состав и гидродинамические размеры макромолекул), так и от характеристик дисперсной системы.

Для подбора эффективного флокулянта был проведен ряд лабораторных работ по сгущению пульпы питания третьего ряда промывки, результаты которых представлены в таблице 19.

Таблица 19 – Результаты лабораторных работ по сгущению пульпы питания промывки третьего ряда с различными флокулянтами.

Наименование флокулянта	А-600	А-12244	К-49100	А-4094D
Дозировка флокулянта, г/т шлама	120	120	120	120
Концентрация флокулянта, %	0,1	0,1	0,1	0,1
Скорость сгущения, м/ч	0,087	0,178	0,187	0,201
Содержание тверд. фазы в сливе, г/л	2,5	1,1	0,5	0,1
Содержание тверд. фазы в шламе, г/л	89	173	156	194

Как видно из таблицы 19 наиболее оптимальным флокулянтом является А-4094D, так как скорость сгущения и уплотнение шлама лучше, чем у остальных испытуемых.

Таблица 20 – Результаты лабораторных работ по сгущению пульпы питания промывки третьего ряда с различной дозировкой флокулянта.

Наименование флокулянта	А-12244	А-4094D	А-4094D	А-4094D	А-4094D	А-4094D
Дозировка флокулянта, г/т шлама	120	80	100	120	140	160
Концентрация флокулянта, %	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1
Скорость сгущения, м/ч	0,178	0,187	0,198	0,200	0,215	0,210
Содержание тверд. фазы в сливе, г/л	0,9	1,8	0,15	0,1	0,06	0,05
Содержание тверд. фазы в шламе, г/л	178	188	190	196	198	210

Исходя из полученных лабораторных данных, оптимальной дозировкой флокулянта является 100г/т шлама с его концентрацией 0,1%.

Вывод: для интенсификации процесса промывки красного шлама, а именно ускорения осаждения твердых частиц красного шлама, без изменения конструкции аппарата необходимо использовать флокулянт. По результатам лабораторных работ наиболее оптимальным является флокулянт А-4094D с дозировкой 100 г/т шлама и концентрацией 0,1%.

3 Экономический эффект внедрения схемы вывода железистых песков из красного шлама

3.1 Расчет технологического эффекта внедрения

3.1.1 Расчет количества оксида железа, не поступившего в процесс спекания в составе шихты

Рассчитаем количество Fe_2O_3 не вводимое в состав шихты спекания.

Принимаем, что в процесс поступает 5700 т/см боксита без учета влаги с содержанием 21,5% Fe_2O_3 . Рассчитаем приход Fe_2O_3 в процесс с бокситом по формуле

$$Fe_2O_3.^{бокс} = П_{бокс} \cdot a/100,$$

где $Fe_2O_3.^{бокс}$ – количество Fe_2O_3 , приходящее с бокситом, т/см;

$П_{бокс}$ – количество боксита, поступающего в процесс, т/см;

a – процентное содержание Fe_2O_3 в боксите, %;

$$Fe_2O_3.^{бокс} = 5700 \cdot 21,5/100 = 1225,5 \text{ т/см.}$$

Существующая схема вывода железистых песков на стадии размола боксита позволяет вывести около 11% железистых песков от боксита. Тогда рассчитаем количество выводимых железистых песков по формуле

$$П_{ж.п.} = П_{бокс} \cdot в/100,$$

где $П_{ж.п.}$ – количество железистых песков, удаляемое из процесса по схеме вывода железистых песков на стадии размола боксита, т/см;

$в$ – выход железистых песков при работе схемы вывода на стадии размола боксита, %;

$$П_{ж.п.} = 5700 \cdot 11/100 = 627 \text{ т/см.}$$

Содержание Fe_2O_3 в железистых песках составляет ~55%. Рассчитаем количество Fe_2O_3 , выводимое с железистыми песками по схеме вывода железистых песков на стадии размола боксита по формуле:

$$Fe_2O_3.^{ж.п.} = П_{ж.п.} \cdot с/100,$$

где $Fe_2O_3.^{ж.п.}$ – количество Fe_2O_3 , удаляемое схемой вывода на стадии размола боксита, т/см;

$с$ – процентное содержание Fe_2O_3 в железистых песках на стадии размола боксита, %;

$$\text{Fe}_2\text{O}_3^{\text{ж.п.}} = 627 \cdot 55/100 = 344,9 \text{ т/см.}$$

Рассчитаем приход Fe_2O_3 на передел Байера по формуле

$$\text{Fe}_2\text{O}_3^{\text{ГМЦ}} = \text{Fe}_2\text{O}_3^{\text{бокс}} - \text{Fe}_2\text{O}_3^{\text{ж.п.}},$$

где $\text{Fe}_2\text{O}_3^{\text{ГМЦ}}$ – количество Fe_2O_3 , поступающее на участок ГМЦ,

$$\text{Fe}_2\text{O}_3^{\text{ГМЦ}} = 1225,5 - 344,9 = 880,6 \text{ т/см.}$$

Рассчитаем вывод Fe_2O_3 из пульпы питания 3-го ряда промывки.

Принимаем, что прямая фильтрация красного шлама (ФКШ) перерабатывает около 45% от шлама сгущения, тогда промывка красного шлама – 55% от шлама сгущения.

Рассчитаем количество Fe_2O_3 , поступающее в процесс фильтрации красного шлама (ФКШ) по формуле:

$$\text{Fe}_2\text{O}_3^{\text{фкш.}} = \text{Fe}_2\text{O}_3^{\text{ГМЦ}} \cdot d/100,$$

где $\text{Fe}_2\text{O}_3^{\text{фкш.}}$ – количество Fe_2O_3 , поступающее в процесс фильтрации красного шлама, т/см;

d – распределение шлама сгущения на фильтрацию красного шлама, %;

$$\text{Fe}_2\text{O}_3^{\text{фкш.}} = 880,6 \cdot 45/100 = 396,3 \text{ т/см.}$$

Рассчитаем количество Fe_2O_3 , поступающее в процесс промывки красного шлама по формуле:

$$\text{Fe}_2\text{O}_3^{\text{пром.}} = \text{Fe}_2\text{O}_3^{\text{ГМЦ}} \cdot e/100,$$

где: $\text{Fe}_2\text{O}_3^{\text{пром.}}$ – количество Fe_2O_3 , поступающее в процесс промывки красного шлама, т/см;

e – распределение шлама сгущения на промывку красного шлама, %;

$$\text{Fe}_2\text{O}_3^{\text{пром.}} = 880,6 \cdot 55/100 = 484,3 \text{ т/см.}$$

На промывку приходит фильтрат 1-ой и 2-ой стадии ФКШ, доля которого составит 0,18 ед. Тогда количество Fe_2O_3 , которое придет на промывку вместе с фильтратом ФКШ составит 87,2 т/см. Суммарный приход ($\Sigma\text{Fe}_2\text{O}_3^{\text{пром.}}$) на промывку Fe_2O_3 с учетом фильтрата ФКШ составит 571,5 т/см.

Допустим, что приход на промывку равен его выходу, тогда шлам хвостовых промывателей содержит 571,5 т/см Fe_2O_3 .

Исходя из полученных в ходе пилотных испытаний практических данных, знаем, что процент отбивки Fe_2O_3 в гидроциклоне составляет 18,4% (f), тогда вывод Fe_2O_3 из пульпы питания 3^{-го} ряда промывки рассчитаем по формуле:

$$\text{Fe}_2\text{O}_3^{\text{г/ц}} = \Sigma \text{Fe}_2\text{O}_3^{\text{пром}} \cdot f/100,$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3^{\text{г/ц}} = 571,5 \cdot 18,4/100 = 105,2 \text{ т/см.}$$

Дополнительный вывод Fe_2O_3 от боксита в процентном выражении при работе схемы вывода на пульпе питания 3^{-ей} стадии промывки составит:

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = 105,2/1225,5 \cdot 100\%,$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = 8,6\%$$

Дополнительный вывод Fe_2O_3 от прихода Fe_2O_3 на передел Байера в процентном выражении при работе схемы вывода на пульпе питания 3^{-ей} стадии промывки составит:

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = 105,2/880,6 \cdot 100\%,$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = 11,9 \text{ \%}.$$

3.1.2 Расчет снижения материальных потоков

Рассчитаем количество железистых песков, удаляемое схемой вывода железистых песков на пульпе питания 3^{-ей} стадии промывки.

Содержание Fe_2O_3 ($\text{Fe}_2\text{O}_3^{\text{г/ц}}$) в железистых песках составляет 56,3% (результат хим. анализа), соответственно количество железистых песков рассчитывается по формуле

$$\text{П}^{\text{ж.п.}} = \text{Fe}_2\text{O}_3^{\text{г/ц}} \cdot 56,3\%/100\% \cdot 2,$$

$$\text{П}^{\text{ж.п.}} = 105,2 \cdot 56,3\%/100\% \cdot 2 = 374 \text{ т/сут.}$$

Снижение количества кальцинированной соды (Na_2CO_3), необходимого для перевода Al_2O_3 в алюминат натрия рассчитывается по формуле

$$\text{Na}_2\text{CO}_3 = ((\text{П}^{\text{ж.п.}} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3^{\text{г/ц}})/100) \cdot 62/102 \cdot 1,71 \cdot 1,4,$$

где: $\text{Al}_2\text{O}_3^{\text{г/ц}}$ – содержание Al_2O_3 в железистых песках гидроциклона, которое составляет 14,8%;

62/100 – отношение молекулярных масс Na_2CO_3 и Al_2O_3 ;

1,71 – коэффициент пересчета Na_2O_{06} в Na_2CO_3 ;

1,4 – щелочной модуль шихты;

$$\text{Na}_2\text{CO}_3 = ((374 \cdot 14,8) / 100) \cdot 62 / 102 \cdot 1,71 \cdot 1,4 = 80,5 \text{ т/сутки.}$$

Снижение количества кальцинированной соды ($\text{Na}_2\text{CO}_3'$), необходимого для образования феррита натрия ($\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$) рассчитывается по формуле

$$\text{Na}_2\text{CO}_3 = ((\text{П}^{\text{ж.п.}} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3^{\text{г/ц}}) / 100) \cdot 62 / 160 \cdot 1,71 \cdot 0,08 ,$$

где 62/160 – отношение молекулярных масс Na_2CO_3 и Fe_2O_3 ;
0,08 – процентное содержание феррита натрия ($\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$) в шихте;

$$\text{Na}_2\text{CO}_3' = ((374 \cdot 56,3) / 100) \cdot 62 / 160 \cdot 1,71 \cdot 0,08 = 11,2 \text{ т/сутки.}$$

Снижение количества известняка (CaCO_3), необходимого для образования двухкальциевого силиката ($2\text{CaO}_{0,6} \cdot \text{SiO}_2$) рассчитывается по формуле

$$\text{CaCO}_3 = ((\text{П}^{\text{ж.п.}} \cdot \text{SiO}_2^{\text{г/ц}}) / 100) \cdot 2 \cdot 56 / 60 \cdot 1,786 ,$$

где $\text{SiO}_2^{\text{г/ц}}$ – содержание SiO_2 в железистых песках гидроциклона, которое составляет 10,3%;

56/60 – отношение молекулярных масс CaO в CaCO_3 ;

1,786 – коэффициент пересчета CaO в SiO_2 ;

$$\text{CaCO}_3 = ((374 \cdot 10,3) / 100) \cdot 2 \cdot 56 / 60 \cdot 1,786 = 128,4 \text{ т/сутки.}$$

Суммарное количество компонентов шихты не поступающее в процесс спекания за счет работы схемы вывода железистых песков на пульпе питания 3^{-го} ряда промывки составит

$$\Sigma_{\text{комп}} = \text{П}^{\text{ж.п.}} + \text{Na}_2\text{CO}_3 + \text{Na}_2\text{CO}_3' + \text{CaCO}_3 ,$$

$$\Sigma_{\text{комп}} = 374 + 80,5 + 11,2 + 128,4 = 594,1 \text{ т/сутки.}$$

Принимаем, что расход восстановителя (В) составляет 2% от массы шихты, тогда рассчитаем количество восстановителя

$$\text{В} = \Sigma_{\text{комп}} \cdot 2 / 100 ,$$

$$\text{В} = 594,1 \cdot 2 / 100 = 11,9 \text{ т/сутки,}$$

Количество шихты, не поступившей в процесс, составит:

$$\Sigma \text{шихта} = \text{П}^{\text{ж.п.}} + \text{Na}_2\text{CO}_3 + \text{Na}_2\text{CO}_3' + \text{CaCO}_3 + \text{B},$$

$$\Sigma \text{шихта} = 374 + 80,5 + 11,2 + 128,4 + 11,9 = 606 \text{ т/сутки.}$$

В результате работы схемы вывода железистых песков на промывке получаем снижение расхода шихты на 606 т/сутки.

Примем, что суммарный годовой расход шихты составляет 5202030 тонн/год, тогда рассчитаем процент снижения количества шихты за счет работы схемы вывода на промывке по формуле

$$\% \text{шихты} = \Sigma \text{шихта} \cdot 365 \text{ дней} / 5202030 \cdot 100\%,$$

$$\% \text{шихты} = 606 \cdot 365 / 5202030 \cdot 100 = 4,3\%.$$

Рассчитаем высвобождение количества печей.

Допустим, что снижение количества спека будет равным количеству шихты. Примем, что среднегодовое количество работающих печей составляет 5,8 ед.

$$T_{\text{печи}} = 5,8 \cdot \% \text{шихты} / 100\%,$$

$$T_{\text{печи}} = 5,8 \cdot 4,3 / 100 = 0,25 \text{ печи.}$$

3.2 Расчет экономического эффекта внедрения

3.2.1 Расчет экономии сырья

Экономия топлива (угля)

Расход угля составляет 707200 тонн/год, цена угля (апрель 2011г) – 4837,16 тнГ/тонну

$$\text{Э}_{\text{уголь}} = 707200 \cdot 4,3\% / 100\% \cdot 4837,16 = \mathbf{147\ 096\ 101} \text{ тнГ.}$$

Экономия восстановителя

Среднегодовой расход восстановителя составляет 114800 тонн/год, цена восстановителя на апрель 2011года составляет 3861 тнГ/тонну

$$\text{Э}_{\text{восст-ль}} = 114800 \cdot 4,3\% / 100\% \cdot 3861 = \mathbf{19\ 059\ 440} \text{ тнГ.}$$

Экономия известняка (CaCO_3)

По материальному расчету, знаем, что на связывание кремнезема (SiO_2) железистых песков потребовалось бы 128,4 т/сутки известняка, что в год

составит 46866т/год. Цена известняка на апрель 2011год составляет 1207тнг/год. Рассчитаем возможные затраты на известняк

$$\mathcal{E}_{\text{известн.}} = 46866 \cdot 1207 = \mathbf{56\ 567262} \text{ тнг.}$$

Экономия кальцинированной соды (Na_2CO_3)

Из материального расчета известно, что на связывание Al_2O_3 и Fe_2O_3 железистых песков потребовалось бы 91,7 тонна/сутки кальцинированной соды, что в год составит 33470,5 тонн/год. Цена на кальцинированную соду за апрель 2011 год – 39504,36 тнг/тонну. Товарное извлечение общей щелочи на перделе спекания равно 76%. При не введении такого количества кальцинированной соды экономия составит

$$\mathcal{E}_{\text{сода.}} = 33470,5 \cdot (1 - 0,76) \cdot 39504,36 = \mathbf{317\ 335364} \text{ тнг.}$$

Экономия боксита за счет снижения потерь Al_2O_3 в отвальном шламе. Товарное извлечение Al_2O_3 на перделе спекания соответствует 83%. Содержание Al_2O_3 в боксите составляет 0,415ед. масс. Экономия составит

$$\mathcal{E}_{\text{бокс.}} = 374 \cdot 365 \cdot (1 - 0,8)/0,415 \cdot 14,8/100 \cdot 5271,5 = \mathbf{51\ 326576} \text{ тнг.}$$

Суммарная экономия составит

$$\Sigma \mathcal{E} = \mathcal{E}_{\text{уголь}} + \mathcal{E}_{\text{восст-ль}} + \mathcal{E}_{\text{известн.}} + \mathcal{E}_{\text{сода}} + \mathcal{E}_{\text{бокс.}}$$

$$\Sigma \mathcal{E} = 147\ 096101 + 19059440 + 56567262 + 317\ 335364 + 51326576 = \mathbf{591384743} \text{ тнг.}$$

3.2.2 Расчет потерь

Потери кальцинированной соды (Na_2CO_3) с твердой фазой железистых песков

$$P_{\text{соды}}' = P_{\text{ж.п.}} \cdot 2,5\%/100\% \cdot 1,71 \cdot 365 \cdot 3950,4,$$

где 2,5%– содержание Na_2O_{06} в твердой фазе железистых песков;

1,71 – коэффициент пересчета Na_2O_{06} в Na_2CO_3 ;

365 – количество дней в году;

39504,16 – цена кальцинированной соды, тнг/тонна;

$$P_{\text{соды}}' = 374 \cdot 2,5/100 \cdot 1,71 \cdot 365 \cdot 39504,16 = \mathbf{230\ 538\ 475,7} \text{ тнг.}$$

Потери кальцинированной соды (Na_2CO_3) с жидкой фазой железистых песков

$$P_{\text{сода}} = P^{\text{ж.п.}} \cdot 0,6/1,01 \cdot 2,5/1000 \cdot 1,71 \cdot 365 \cdot 39504,16,$$

где 2,5– концентрация $\text{Na}_2\text{O}_{\text{об}}$ в жидкой фазе отмытых железистых песков, г/л;

1,71 – коэффициент пересчета $\text{Na}_2\text{O}_{\text{об}}$ в Na_2CO_3 ;

365 – количество дней в году;

1,01 – плотность жидкой фазы, г/см³;

0,6 – отношение в железистых песках жидкой фазы к твердой;

39504,16 – цена кальцинированной соды, тнг/тонна;

$$P_{\text{сода}} = 374 \cdot 0,6/1,01 \cdot 2,5/1000 \cdot 1,71 \cdot 365 \cdot 39504,16 = 13\ 695\ 354,9 \text{ тнг.}$$

Затраты на боксит при потере Al_2O_3 с железистыми песками составляют:

$$P_{\text{бокс.}} = P^{\text{ж.п.}} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3^{\text{г/ц}} / 100\% \cdot (1-0,2)/0,415 \cdot 365 \cdot 5271,5,$$

где: 365 – количество дней в году;

0,415 – масс. доля Al_2O_3 в боксите, ед;

0,2 – количество Al_2O_3 не прошедшее переработку, ед;

5271,5 – цена боксита, тнг/тонна;

$$P_{\text{бокс.}} = 374 \cdot 14,8 / 100\% \cdot (1 - 0,2)/0,415 \cdot 365 \cdot 5271,5 = 205\ 306303,3 \text{ тнг.}$$

Суммарные потери составят

$$\Sigma P = P_{\text{сода}} + P_{\text{сода}} + P_{\text{бокс.}},$$

$$\Sigma P = 230\ 538475,7 + 13\ 695354,9 + 205\ 306303,3 = 449540134 \text{ тнг.}$$

3.3 Экономический баланс затрат и прибыли, полученных от внедрения схемы вывода на промывке

Годовой экономический баланс приведен в таблице 21.

Таблица 21 - Годовой экономический баланс

Статьи экономии	Кол-во, тнг	Статьи расхода	Кол-во, тнг
Боксит	51 326576	Боксит	205 306303,3
Сода кальц. (Na_2CO_3)	317 335364	Сода кальц. тв.ф.	230 538475,7
		Сода кальц. жидк.ф.	13 695354,9
Топливо (уголь)	147 096101		
Восстановитель	19 059440		

Известняк (CaCO ₃)	56 567262		
Итого	591 384743	Итого	449 540134

Экономический эффект = 519 384743 – 449 540134= 141 844609 тнг/год
или 964 929,3 дол.США/год при курсе валюты 147тнг за 1 дол.США.

Данные расчета экономического эффекта от внедрения схемы отмывки железистых песков на промывке подтверждают целесообразность внедрения. Экономический эффект внедрения составит 964929,3 дол.США/год. Высвобождение количества печей составит 0,25 печи.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Низкокачественное сырье с низким кремневым модулем и высоким содержанием железистых компонентов и различных примесей перерабатывается на АО «Алюминий Казахстана» по комбинированной последовательной схеме Байер-спекание.

В связи с разработкой и поступлением в технологический процесс бокситов Краснооктябрьского месторождения, содержащие в значительных количествах кремний- и железосодержащие компоненты, была разработана схема обогащения бокситов на стадии размола. Однако, данная схема позволяла удалять из процесса только 35% Fe_2O_3 от прихода с бокситом, остальные 65% Fe_2O_3 являются балластным потоком и после стадии сгущения красного шлама, через промывку поступают на ветвь спекания.

Спекание шихт с высоким содержанием Fe_2O_3 приводит к неустойчивой работе печей спекания и выдаче на передел выщелачивания оплавленного материала, что снижает извлечение Al_2O_3 и Na_2O на первой стадии выщелачивания, увеличивает потери полезных компонентов со спековым шламом.

Для снижения вредного влияния на передел спекания Fe_2O_3 и извлечения из красного шлама железистых песков на этапе промывки красного шлама от щелочно-алюминатного раствора внедряется схема вывода железистых песков из пульпы питания третьего ряда промывки.

Вывод железистой составляющей осуществляется при помощи батареи гидроциклонов. Продуктами этой схемы являются пески гидроциклонов, с содержанием 55-57% Fe_2O_3 и слив гидроциклонов с содержанием твердой фазы 117,3 г/см³.

Отсутствие железистых песков, а именно плотной тяжелой фазы, в питании промывателя может отрицательно повлиять на процесс сгущения красного шлама, что повлечет за собой снижение производительности всего узла промывки. Дабы избежать возможных негативных последствий работы схемы вывода железистой составляющей необходимо интенсифицировать процесс сгущения красного шлама без изменения конструкции аппарата необходимо использовать флокулянт А-4094D с дозировкой 100 г/т шлама и концентрацией 0,1%.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Бенеславский С.И. Минералогия бокситов. –М.: Недра, 1974. -250с
2. Кузнецов С.И., Деревянкин В.А. Физическая химия производства глинозема по способу Байера. – М.: Metallurgizdat, 1964. – 350с.
3. Кузнецов С.И., Деревянкин В.А. Комплексное использование низкокачественных бокситов. – М.: Metallurgizdat, 1972. – 222с.
4. Ни Л.П., Халяпина О.Б. Физико-химические свойства сырья и продуктов глиноземного производства. –Алматы, 1978. - 295с.
5. Ни Л.П., Райзман В.Л. Комбинированные способы переработки низкокачественного алюминиевого сырья. - Алма-Ата.: Наука, 1988. -256 с.
6. Лайнер А.И. и др. Производство глинозема. –М.: Metallurgiya, 1978. -344с.
7. Пономарев В.Д. Избранные труды.- Алма-Ата.: Наука,1973. - 390с;
8. Ибрагимов А.Т. Будон С.В. Развитие технологии производства глинозема из бокситов, изд-во «Дом печати», г.Павлодар,2010, стр.–304;
9. А.Г.Касаткин Основные процессы и аппараты химической технологии, изд-во «Химия», г.Москва, 1973 – 749;
- 10.Р.Н. Шестов Гидроциклоны, изд-во «Машиностроение», г.Ленинград, 1967, стр – 78.
- 11.Отчет по НИР. Интенсификация усовершенствования технологии производства глинозема на ПАЗе. Разработка технологии переработки бокситов Краснооктябрьского месторождения.- Алма-Ата,1984.-107с.
12. Пат. 2435 РК, кл. СО1F7/06; опубл.1995.
13. Пат. РФ 2010001, кл. СО1F7/00; опубл. 1994.
14. Пат. 6616902, кл. СО1F7/02,7/06; опубл. 2003.
15. Отчет КазМеханобр. Технико – экономическое обоснование целесообразности обогащения бокситовых руд Краснооктябрьского месторождения.-Ленинград, 1972, - 131с.
16. Пат. 2136378 РФ. Способ обогащения бокситов: опубл. 1999.
17. Пат. 2303801 РФ. Способ флотационного обогащения полезных ископаемых; опубл.
18. Пат 2307711 РФ. Способ флотационного обогащения полезных ископаемых; опубл.
- 19.17 Пат. 2096327 РФ, кл. СО1F7/38; опубл. 1997.
- 20.18 Отчет о НИР. Интенсификация усовершенствования технологии производства глинозема на ПАЗе. Лабораторные исследования по изучению технологии переработки Краснооктябрьских бокситов с предварительным обжигом.- Алма-Ата,1984.-49с.

21. Деревянкин В.А., Чернышев В.Б. и др. О переработке сидеритизированных бокситов на глинозем. Цветные металлы, №12, 1975, С – 7-13.
22. Чернышев В.Б. и др. Влияние обжига бокситов на технологические показатели производства глинозема. Цветная металлургия, №1, 1974, С – 25-28.
23. Ни Л.П., Турсунбаев Т.Б. и др. Использование высокожелезистых и сидеритизированных бокситов в производстве. Труды ИМиО АН КазССР, Т-50, 1975, С. 8-12.
24. Турсунбаев Т.Б., Ни Л.П. и др. Кондиционирование бокситов с применением магнетизирующего обжига. Цветная металлургия, №23, 1974. С - 15-20.
25. Лапин А.А., Сусс А.Г. и др. Переработка высококремнистых бокситов по технологии содово – известкового выщелачивания с регенерацией щелочи из красного шлама. //Сборник докладов XII международной конференции «Алюминий Сибири». Разд.2. Производство глинозема. - 2006.- С.162 -171.
26. Тастанов Е.А. Разработка физико-химических основ и совершенствование технологических процессов переработки низкокачественных процессов: дис. ... докт.техн.наук. –Алматы: ИМиО, 2003. –86с.
27. Пат. 2326817, кл.С01F7/38. Способ переработки глиноземсодержащего сырья на глинозем; опубл. 20.06.2008.
28. Пат. С01F7/38. Шихта для получения глинозема; опубл. 27.06.2008.
29. Пат. 7123 РК, кл С01F7/04, опубл. 2000.
30. Ни Л.П., Медведков Б.Е., Абдулвалиев А.А. и др. Исследование по переработке Красноярских бокситов с отдельным выщелачиванием глинистой и каменистой фракций /Переработка некондиционного сырья на глинозем: сб. научн. Тр. ИМиО АН КазССР. – Алматы, 1987. – С3-8.
31. Медведков Б.Е., Абдулвалиев Р.А., Майер А.А., Насыров Н.З. и др. Полупромышленные испытания по отдельной переработке глинистой и каменистой фракций Красноярского боксита /Переработка некондиционного сырья на глинозем: сб. научн. тр. ИМиО АН КазССР. – Алматы, 1987. – С 8-18.
32. Насыров Н.З. Способ усовершенствования переработки Тургайских бокситов на Павлодарском Алюминиевом заводе: дис. ... канд.техн.наук. – Алматы: КазПТИ, 1973. –167с.
33. Пат. 4614641, кл С01F7/06; опубл. 1986.
34. Беляев А.И. Металлургия легких металлов.-М: ГНТИ по черной и цветной металлургии, 1962. - 442с.
35. Троицкий И.А., Железнов В.А. Металлургия алюминия,
36. Лайнер А.И. и др. Производство глинозема. – М.: Металлургия, 1961. -604с.

37. Ни Л.П., Гольдман М.М., Соленко Т.В. и др. Окислы железа в производстве глинозема. – Алма –Ата; Наука, 1971. - 128с.
38. Ни Л.П., Гольдман М.М., Соленко Т.В. Переработка высокожелезистых бокситов. – М.: Металлургия, 1979. - 248с.
39. Грачев В.В., Непокрытых Т.А., Шемякин В.С. и др. Зависимость технологических показателей процесса спекания от качества боксита. Сборник научных трудов. Перспективные технические решения в производстве глинозема, алюминия и кремния. - Л: ВАМИ, 1987. –С.29
40. Технологическая инструкция гидрометаллургического цеха АО «Алюминий Казахстана», 2009г.