



**Сборник научных трудов студентов,
магистрантов, аспирантов
и молодых ученых
Института высоких технологий**

ПЕРЕРАБОТКА ПРИРОДНОГО И ТЕХНОГЕНННОГО СЫРЬЯ



Иркутск 2017

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РФ

**ИРКУТСКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ
ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ**

**ПЕРЕРАБОТКА ПРИРОДНОГО И ТЕХНОГЕННОГО
СЫРЬЯ**

Сборник научных трудов студентов,
магистрантов, аспирантов и молодых ученых
Института высоких технологий

ИЗДАТЕЛЬСТВО

**Иркутского национального исследовательского
Технического университета**

2017

УДК 621.9.047

Печатается по решению редакционно-издательского совета ИРНИТУ

Переработка природного и техногенного сырья: сборник научных трудов студентов, магистрантов, аспирантов и молодых ученых Института высоких технологий. – Иркутск: Изд-во ИРНИТУ, 2017. – 148 с.

Содержит материалы, посвященные вопросам и проблемам переработки природного и техногенного сырья

Ответственный редактор канд. техн. наук С.С. Бельский

Печатается с файлов, предоставленных авторами

© ФГБОУ ВО «ИРНИТУ», 2017

СОДЕРЖАНИЕ

А.О. Тюшкевич, М.Ю. Кузьмина. Использование алюминия и титана в конструкциях технологического оборудования пищевой промышленности	7
О.Д. Белик, М.Ю. Кузьмина. Применение процессоров электролиза для очистки сернисто-щелочных стоков	11
В.Г. Ситникова, М.Ю. Кузьмина. Возможности применения титана в промышленности	15
М.П. Кузьмин, О.Д. Белик, И.С. Куликов. Технология производства флюсов для алюминиевой промышленности	19
М.А. Демидов, М.П. Кузьмин. Перспективные способы производства модифицирующих лигатур Al-Sr	23
М.Н. Рыбина, М.П. Пастухов, А.А. Тютрин. Рециклинг отходов кремниевоего производства	27
М.Н. Рыбина, С.С. Бельский. Влияние примесных элементов на руднотермическую плавку кремния	30
И.П. Шаргаев, Г.Б. Бобоев, С.С. Бельский. Переработка золотосодержащего сырья Кедровского месторождения	34
И.П. Шаргаев, С.С. Бельский. Переработка гравитационного концентрата с высоким содержанием галенита	36
Д.Ю. Федосеев, Т.С. Минеева. Кучное выщелачивание золотосодержащих руд в северных регионах России	38
А.В. Евдокимов, Т.С. Минеева. Этапы развития гравитационного обогащения	41
А.В. Тынин, В.В. Жмурова. Современные методы кондиционирования медноцианидных оборотных растворов	44
К.С. Имангулов, В.В. Жмурова. Интенсивное цианирование гравиконоцентратов на установках АСАСИА	48
К.С. Бушуев, А.В. Никаноров. Перспективы проекта «Алюминиевая долина» в Красноярском крае	52
Е.Ю. Поседко, В.В. Жмурова. Технология кучного выщелачивания золота из окисленных руд	55
Д.Н. Чувашов, А.А. Тютрин. Переработка цинксодержащей пыли сталеплавильного производства	59
И.С. Ункуев, В.В. Жмурова. Переработка никельсодержащего сырья в руднотермических печах	63
Н.В. Немчинова, А.Ю. Власенко. Влияние температуры плавления электролита на показатели процесса электролиза	66
Н.В. Немчинова, Е.И. Седых. Влияние криолитового отношения электролита на показатели процесса электролиза	69
А.Л. Александров, А.Н. Баранов. Коррозионные исследования поведения золота в цианистых растворах	72

К.А. Кислова, А.В. Аксенов. Особенности выполнения фазового анализа руд различного состава.....	75
Н.И. Рыжова, Н.В. Немчинова. Методы определения содержания углерода в стали	79
В.И. Дорожков, А.Н. Баранов. Тиосульфатное выщелачивание золота ..	83
В.П. Ткаченко, Е.В. Янчуковская. Анализ влияния мусоросжигающих заводов на загрязнение атмосферного воздуха	85
Т.И. Петрова, Т.А. Подгорбунская, А.Д. Цыбульский, С.А. Степаненко, Л.М. Ганиева. Применение математических методов анализа в нефтехимии	89
А.Э. Синев, Е.В. Янчуковская. Производство стирола дегидрированием этилбензола.....	94
А.Я. Рыбкин, О.В. Горбунова, С.Г. Дьячкова. Оценка потерь нефтепродуктов в АО «Саханефтегазбыт» и мероприятия по их снижению	97
А.М. Стальмаховский, Е.В. Янчуковская. Возможность замены катализатора в реакторах отделения изомеризации бутана.....	102
Н.К. Андреева, Н.К. Бухальцева, Д.В. Медведев, С.А. Уханев, Н.С. Филлипов. Исследование катализаторов СГК-5, ИК 17-т и их модифицированные формы в качестве катализаторов изомеризации.....	105
А.О. Черемисин, Е.В. Янчуковская. Возможные направления модернизации вакуумного блока	108
Н.К. Бухальцева, Я.В. Соболева, Н.Д. Губанов. Исследование режимов работы абсорбера дихлорэтана.....	111
А.Д. Цыбульский, С.А. Степаненко, Т.А. Подгорбунская, А.Н. Никитина. «Классические» GTL Технологии.....	114
С.Ю. Цветков. Модернизация блока регенерации гликоля установки осушки газа.....	119
О.Н. Каргопольцева, Д.А. Усынина, В.П. Барышок. Реакция 1-хлорсилатрана с карбоновыми кислотами	122
Ю.О. Ким, В.В. Баяндин. Экспериментальное исследование показателей качества нефтепродукта ловушечного до и после обезвоживания его методом центрифугирования.....	125
В.С. Кудисов, В.П. Барышок. Исследование причин получения нестандартного масла моторного для автотракторных дизелей М-10ДМ.....	129
О.В. Лазарева, Т.Р. Мамин. Оценка надежности технологической машины автоклавного выщелачивания золото-извлекательной фабрики...	132
М.К. Гузин, С.И. Половнева. Применение нанотехнологий для очистки воды на Байкальской природной территории	136
Л.А. Башкирова, А.А. Носенко, С.И. Половнева. Методика расчета удельной поверхности сорбентов	138
О.А. Бардаханова, Е.Д. Пахомова, С.И. Половнева. Применение пакета MatchCad в решении задач автоматизации.....	141

К.О. Лагода, С.И. Половнева. Разработка методического обеспечения лабораторный стенд на базе хроматографического анализатора «ЯУ-ЗА-100»..... 144

УДК 620.19 (075.8)

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ АЛЮМИНИЯ И ТИТАНА В КОНСТРУКЦИЯХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ ПИЩЕВОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

А.О. Тюшкевич¹, М.Ю. Кузьмина²

¹ магистрант гр. ПИм –17–1, ИРНТУ, e-mail: mike12008@yandex.ru

² к.х.н., доцент кафедры металлургии цветных металлов, ИРНТУ,
e-mail: kuzmina.my@yandex.ru

Алюминий в течение десятилетий является одним из наиболее широко используемых в промышленности материалов. Область применения алюминия обширна – от производства упаковочных материалов для продуктов питания и изделий медицинского назначения до производства строительных и теплоизоляционных материалов, автомобильной и авиационной техники [1].

К числу перспективных материалов относится также титан, который может найти применение в судостроении, машиностроении, авиационной, нефтедобывающей, химической и пищевой промышленности [2–5].

Технологическое оборудование, используемое в пищевой промышленности, как правило, изготавливается из нержавеющей стали, алюминия и его сплавов, латуни, бронзы, а также из обычной углеродистой стали [1,5]. В промышленных цехах пищевых производств присутствует пар, повышенная влажность, резкие изменения температурного режима, являющиеся практически неизменными спутниками производственно-технологических процессов, что негативно влияет на эксплуатацию агрегатов и станков. Таким образом, большая часть металлов, применяющихся в конструкциях технологического оборудования пищевой промышленности, подвергаются процессам коррозии [5–7].

Часто встречаются процессы разрушения оловянных покрытий и алюминиевых сплавов в процессе изготовления кисломолочных продуктов, плавленого сыра и сыворотки. В этом случае алюминий подвергается точечной и язвенной коррозии [5,6]. Органические кислоты в сочетании с солевыми растворами способны вызвать еще более разрушительную коррозию алюминия и обычной стали, а также существенно разрушают нержавеющую сталь и сплавы на никелевой основе.

Характерные среды производства консервов – всевозможные растворы, имеющие в своем составе кислоты в сочетании с поваренной солью. Более 300 марок сплавов выявились нестойкими к их применению [8].

Коррозия значительно усиливалась, после того, как в растворы начали добавлять свежие лук и чеснок.

Коррозия всегда была вредна для металлов, но в пищевой отрасли она наиболее опасна, так как разрушающиеся вещества отравляют продукты питания, значительно снижая их качество, а зачастую делая их абсолютно непригодными к употреблению [8]. Помимо вредных веществ, присутствующих в пищевых продуктах и приправах к ним, на оборудование такого производства негативно влияют всевозможные дополнительные вещества: всевозможные моющие растворы и препараты, имеющие в своем содержании щелочь и кислоты, различные солевые растворы, растворы аммиака. Ведь высокотехнологичное оборудование необходимо ежедневно мыть и чистить, а не редко даже по несколько раз на протяжении каждой смены, благодаря чему коррозионное разрушение увеличивается в гораздо большей степени.

Металлы, используемые для оборудования пищевой промышленности должны обладать [8,9]:

- идеальной коррозионной стойкостью;
- полным отсутствием токсичных свойств;
- не должны оказывать влияния на вкусовые качества, запах и цвет продуктов даже при очень длительном контакте;
- быть очень прочными, надежными и легко обрабатываемыми;
- быть недорогими и доступными.

Титановые сплавы соответствуют практически всем требованиям, предъявленным к идеальному материалу, за исключением только лишь стоимости [10–14]. Даже при существующей цене, титан возможно использовать в пищевой промышленности, так как в данной отрасли он в полном объеме демонстрирует свои исключительные характеристики, которые в процессе производства способны не только окупить все имеющиеся затраты, но и принести существенную прибыль.

Изделия из титана и титановых сплавов являются стойкими в растворах органических кислот, в рассолах, маринадах, острых соусах, в пищевых соках, спиртах, во всевозможных приправах. Исследования коррозионной стойкости титановых сплавов продемонстрировали, что титан успешно может найти применение в консервном, чайном, эфиромасличном, сахарном, мясо–молочном, кондитерском, рыбоперерабатывающем, хлебопекарном, пивоваренном, солевом и в других пищевых производствах.

Антикоррозионные свойства титана исследовались в процессе консервирования фруктов. По истечении года на титановых образцах не было обнаружено следов каких-либо коррозионных изменений, а фруктовые консервы за этот период времени совершенно не потеряли своих вкусовых и полезных свойств. Это было подтверждено в процессе дегустации и по результатам химической экспертизы.

На консервном комбинате проводилось годичное опробование титановых сплавов на предмет стойкости в проточном десятипроцентном растворе поваренной соли. Было установлено абсолютное отсутствие коррозии титана. Отличные итоги коррозионных испытаний могут способствовать успешному внедрению титана в пищевую промышленность.

Активное применение в пивоваренной индустрии моющих головок из титана для механизированной мойки резервуаров дало возможность существенно увеличить производительность труда при выполнении трудоемкой операции, ранее выполняемой вручную.

В пищевой промышленности титан успешно используется в оборудовании для приготовления рассолов, томатных паст, маринадов и других полупродуктов консервного производства. Также титановое оборудование очень широко применяется в молочном производстве, из титана изготавливаются головки автоматов, разливающих молоко, в производстве глютаминовой соли в виде колонн, теплообменников, резервуаров.

В кондитерской отрасли из титана изготавливаются диски для резки шоколада.

Титан обладает специфической особенностью, заключающейся в том, что к его поверхности практически не прилипают посторонние вещества. В связи с этим, когда на стенках устройства изготовленного из титана появляется накипь, ее просто и без особых усилий счищают, благодаря чему значительно экономятся время и трудовые затраты.

Высокая коррозионная стойкость титана дает возможность, изменяя конструкцию аппаратуры, увеличивать общую поверхность теплообмена благодаря снижению толщины стенок труб. Например, в цехе по производству винно-каменной кислоты эксплуатация экспериментального вакуумного агрегата из титана выявила, что в новом устройстве в три раза ускоряется процедура выпаривания. Благодаря полному отсутствию накипи практически втрое увеличивается теплопередача.

В агрегатах, изготовленных, из нержавеющей стали, уже через несколько дней начинает образовываться накипь, удалить которую крайне сложно. Образующаяся накипь снижает теплопередачу в несколько раз. Помимо этого, качество пищевой продукции, изготовленной на оборудовании из титана, значительно выше обычного.

В пищевом машиностроении титан нашел достойное применение благодаря своим хорошим механическим свойствам. Титан дает возможность существенно повысить производительность и долговечность расфасовочно-упаковочных аппаратов, закаточных и разливно-укупорочных машин из-за своей удельной прочности, которая необходима деталям, совершающим сложные механические движения с большой скоростью.

Библиографический список

1. Алюминий: свойства и физическое металловедение: справ. изд. / под ред. Дж. Е. Хэтча; пер. с англ. Э.З. Непомнящей. – М.: Металлургия, 1989. – 422 с.
2. Кузьмина М.Ю., Кузьмин М.П. Электрохромные свойства оксидов титана // Известия ВУЗов. Прикладная химия и биотехнология. – 2011. – № 1 – С. 115–120.
3. Кузьмина М.Ю., Кузьмин М.П. Явление электрохромного эффекта в тонких плёнках оксида титана // Вестник ИрГТУ. – 2011. – № 2 (49). – С. 136–142.
4. Кузьмина М.Ю., Кузьмин М.П. Коэффициент контраста титанового электрохромного электрода // Вестник ИрГТУ. – 2011. – № 8 (55). – С. 139–143.
5. Кузьмина М.Ю. Защита металлургического оборудования от коррозии: учеб. пособие. – Иркутск: Изд-во ИрГТУ, 2014. – 160 с.
6. Лукомский Ю.Я., Гамбург Ю.Д. Физико-химические основы электрохимии: учеб. пособие. – 2-е изд., испр. – Долгопрудный: Интеллект, 2013. – 446 с.
7. Ротинян А.Л. Теоретическая электрохимия: учеб. для вузов / А.Л. Ротинян, К.И. Тихонов, И.А. Шошина, А.М. Тимонов. – Изд. 2-е, перераб. и доп. – М.: Студент, 2013. – 495 с.
8. Ангал, Р. Коррозия и защита от коррозии: учеб. пособие / Пер. с англ. – Долгопрудный: Интеллект, 2013. – 343 с.
9. Кузьмина М.Ю. Электрохимические методы исследования коррозионных систем: учеб. пособие. – Иркутск: Изд-во ИрГТУ, 2015. – 134 с.
10. Кузьмин М.П., Кузьмина М.Ю. Изменение параметров оксидных пленок TiO_2 длительной работе модельной электрохромной ячейки // Материалы докладов научно-практической конференции “Перспективы развития технологии, экологии и автоматизации химических, пищевых и металлургических производств”, апрель 2010. – Иркутск, 2010. – С. 169–171.
11. Кузьмин М.П., Кондратьев В.В., Ларионов Л.М., Жалсанов Б.Г. Получение силуминов с использованием аморфного микрокремнезёма // Перспективы развития технологии переработки углеводородных, растительных и минеральных ресурсов: материалы докл. науч.-практ. конф. с междунар. участием, апр. 2017 г. – Иркутск, 2017. – С. 48–50.
12. Кузьмин М.П., Кондратьев В.В. Разработка способа получения силуминов с использованием микро- и наночастиц диоксида кремния // Цветные металлы и минералы–2016: сборник тезисов докладов VIII Международного конгресса. – Красноярск, 13–16 сентября 2016 г. – С. 170–171.
13. Кузьмин М.П. Разработка сравнительного метода оценки устойчивости интерметаллидов в алюминии и его сплавах, Сб. докладов Международного научно-технического Уральского школы-семинара металлургов-молодых учёных, нояб. 2013. Екатеринбург, 2013. – С. 44–46.

14. Begunov A.I., Kuz'min M.P. Thermodynamic stability of intermetallic compounds in technical aluminum // Журнал Сибирского федерального университета. Серия: Техника и технологии – 2014. – Т. 7. – № 2. – С. 132–137.

УДК 669:621.315.592

ПРИМЕНЕНИЕ ПРОЦЕССОВ ЭЛЕКТРОЛИЗА ДЛЯ ОЧИСТКИ СЕРНИСТО-ЩЕЛОЧНЫХ СТОКОВ

О.Д. Белик¹, М.Ю. Кузьмина²

¹ магистрант гр. АЗОСМ–16–1, ИРНИТУ, e-mail: Olga_19.24@mail.ru

² к.х.н., доцент кафедры металлургии цветных металлов, ИРНИТУ, e-mail: kuzmina.my@yandex.ru

Актуальность использования вторичного сырья возрастает ежедневно. От этого напрямую зависят производственные, экономические, а также экологические факторы любого промышленного предприятия [1]. На данный момент, в связи с увеличением потребности в щелочных растворах, остро встает вопрос по переработке серно-щелочных отходов (далее СЩО), используемых при щелочной очистке сжиженных газов и бензиновых фракций в нефтехимическом производстве. Попадание в атмосферу и сточные воды СЩО должно быть практически исключено, так как в них содержатся токсичные сернистые соединения (сероводород, меркаптаны). На сегодняшний день существует несколько способов переработки СЩО, однако из них наиболее эффективным является очистка отработанного щелочного раствора электролизом, позволяющим получить регенерированную щелочь, очищенную воду и элементарную серу без использования дополнительных реагентов [2,3].

Сущность процесса заключается в следующем: отделение нефтепродуктов осуществляют в сепараторах, а затем проводят доочистку в ультраfiltре. Осветленные щелочные стоки направляют в электролизеры. В катодной камере электролизера происходит концентрирование щелочи, а в анодной – восстановление сульфидов до элементарной серы. Концентрированную щелочь и серу отводят в накопительные емкости. Стоки после электролизеров очищают в обратноосмотической установке. Очищенную воду собирают в накопительную емкость. Концентрат возвращают в накопительную емкость для осветленных стоков.

Использование процесса электролиза обеспечивает возможность создания бессточной переработки сернисто-щелочных сточных вод в целевые продукты, пригодные для реализации.

Однако использование серной кислоты и органического растворителя керосина для экстракции сточных вод и вывод газообразных продуктов реак-

ции отрицательно сказывается на экологических характеристиках процесса. Кроме того, не уделено внимания отделению нефтепродуктов на первом этапе.

Эти недостатки устраняются тем, что в способе очистки щелочных стоков нефтепереработки, включающем отделение нефтепродуктов, регенерирование раствора щелочи, выделение серы и нефтешламов, отделение нефтепродуктов осуществляют сначала сепарацией, а затем проводят доочистку ультрафильтрацией. Осветленные щелочные стоки направляют в электролизеры, в катодной камере которых происходит концентрирование щелочи, а в анодной – восстановление сульфидов до элементарной серы. Концентрированную щелочь и серу отводят в соответствующие накопительные емкости, а стоки после электролизеров очищают в обратноосмотической установке. Очищенную воду собирают в соответствующую накопительную емкость, а концентрат возвращают в накопительную емкость для осветленных стоков. Основные параметры электролизного процесса представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Основные параметры электролизного процесса

Параметр	Значение
Анодная плотность тока, А/м ²	8100–8250
Катодная плотность тока, А/м ²	2700– 750
Температура, °С	55–65
Время процесса, ч	1
Скорость потока, дм ³ /ч	1000–1100
Объем электролизера, дм ³	23,5

Принципиальная схема установки приведена на рисунке 1.

Процесс осуществляется следующим образом: сырье насосом подается в сепараторы (нефтемаслоотделители), из которых отводятся нефтепродукты в емкость 5, механические примеси в емкость 8 и очищенный от них раствор щелочи в емкость 9. В нутчфильте 7 происходит разделение осадка от жидкости, которая рециркулирующим насосом перекачивается обратно в сепаратор. Очищенный от нефтепродуктов щелочной раствор поступает самотеком в накопительную емкость 9 и далее на установку ультрафильтрации 10. Раствор проходит через самопромывной механический фильтр, где происходит отделение механических частиц размером более 20 мкм, через два механических картриджных полипропиленовых фильтра, где отделяются частицы более 5 мкм, и ультрафильтрационные мембраны. Получается фильтрат (очищенный от механических частиц щелочной сток) и концентрат (щелочной сток с механическими частицами). Фильтрат (осветленные стоки) поступает в накопительную емкость 12, концентрат – в сепараторы. Из накопительной емкости 12 осветленный щелочной сток поступает в электролизеры 13 (до 50 % от

объема щелочных стоков, поступающих на установку ультрафильтрации 10). Нефтепродукты, содержащиеся в щелочных стоках, возвращаются в сепараторы 3, 4. В электролизере 13 происходит концентрирование в катодной камере 14 раствора 3 % щелочи (NaOH), а в анодной 15 – восстановление сульфидов до элементарной серы.

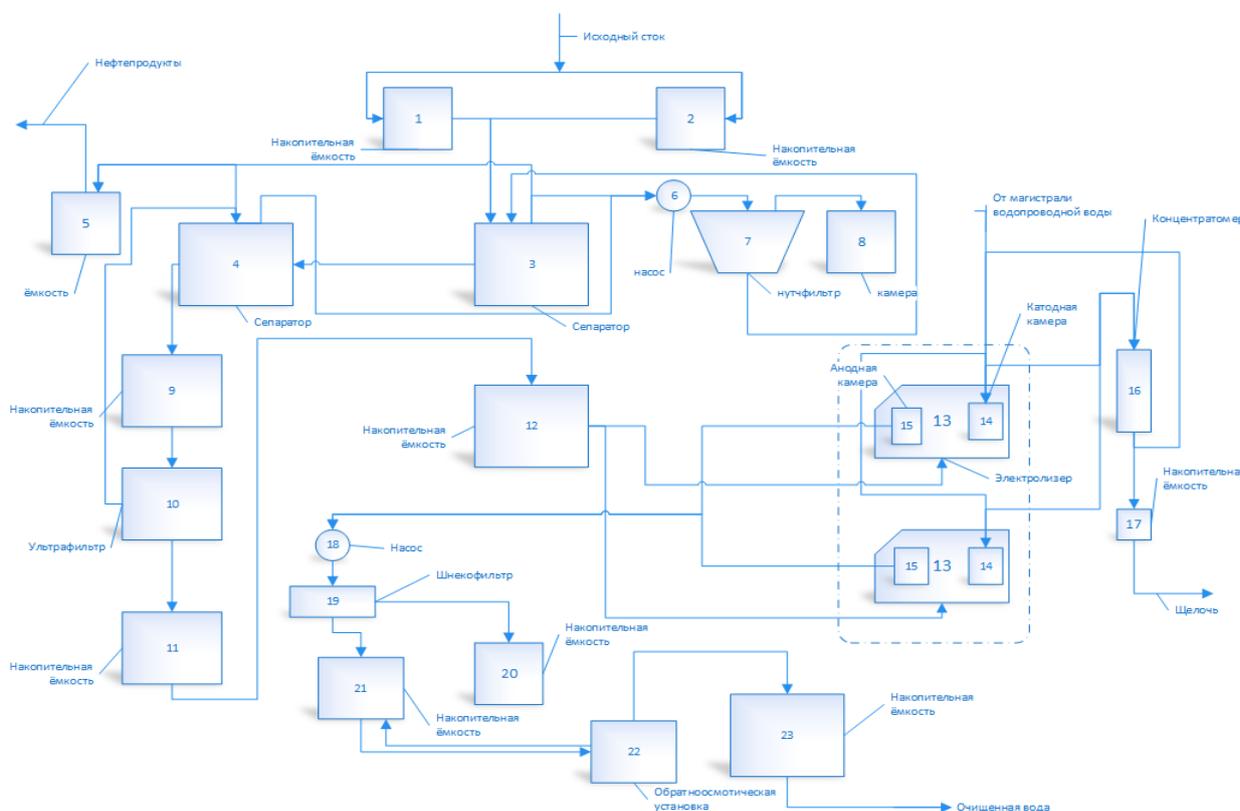


Рисунок 1 – Принципиальная схема установки электролизного процесса очистки СЦО

При этом осуществляется постоянный контроль pH. Из катодной камеры через концентратомер 16 щелочной раствор поступает в емкость 17 для сбора щелочи. Сера с помощью насоса 18 и шнекофильтра 19 собирается в накопительную емкость 20 для элементарной серы. Из электролизного блока 13 осветленные стоки направляются через накопительную емкость 21 для осветленных стоков на обратноосмотическую установку 22, где происходит разделение осветленного потока на фильтрат (очищенная вода) и концентрат. Все узлы снабжены аварийными системами.

Приведенные в таблице 1 основные параметры процесса являются наиболее оптимальными. Так, при катодной плотности меньше 2700 A/m^2 и анодной плотности меньше 8100 A/m^2 производительность установки падает. При катодной плотности больше 2750 A/m^2 и анодной плотности больше 8250 A/m^2 происходит процесс разрушения мембраны. Стойкость материала электролизера находится в прямой зависимости от температуры процесса. При

температуре менее 55 °С (например, 53–50 °С) материал теряет свои свойства (становится мягким). При температуре более 65 °С (например, 68–70 °С) идет сильное испарение, что ведет к увеличению коррозии, а это приводит к усложнению конструкции и удорожанию электролизера [4–8]. При проведении электролиза в течение 1 ч уменьшается концентрация раствора NaOH от 1,3 % до 0,00013 %. При времени менее 1 ч (например, 55–50 мин) остаточная концентрация раствора NaOH увеличивается. При времени больше 1 ч (например, 65–70 мин) эффективность процесса падает.

При скорости потока раствора меньше 1000 дм³/ч (например, 990–980 дм³/ч) производительность электрода падает и увеличивается время очистки щелочных стоков. При скорости потока раствора больше 1100 (например, 1110–1120 дм³/ч) необходимо изменять конструкцию (усложнять конструкцию электролизера), а это ведет к удорожанию установки, на которой реализуется предлагаемый способ. В катодной камере происходит концентрирование щелочи, а в анодной – восстановление сульфидов до элементарной серы. Концентрированную щелочь и серу отводят в соответствующие накопительные емкости 17, 20. Стоки после электролизеров очищают в обратноосмотической установке 22, из которой отбирают очищенную воду в накопительную емкость 23, а концентрат возвращают в накопительную емкость для осветленных стоков 21. Таким образом, регенерированная щелочь, очищенная вода и сера могут быть разделены, собраны в отдельные накопительные емкости и использованы в различных процессах. Продукты на выходе установки: щелочь 14,3 масс. %, сера пастообразная 60 масс. %

Использование процессов электролиза для очистки серно-щелочных стоков в процессах нефтепереработки решит ряд задач, а именно, рациональное использование вторичного сырья, повышение экологических аспектов нефтеперерабатывающих предприятий, а также позволит сократить экономические затраты на закупку реагентов.

Библиографический список

1. Голдовская Л.Ф. Химия окружающей среды. – 2-е изд. – М. : Мир, 2007. – 295 с.
2. Ларионов Л.М., Кондратьев В.В., Кузьмин М.П. Пути использования углеродсодержащих отходов алюминиевого производства // Вестник ИрГТУ. – 2017. – Т. 21. – № 4 (123). – С. 139–146.
3. Ротинян А.Л. Теоретическая электрохимия : учеб. для вузов / А.Л. Ротинян, К.И. Тихонов, И.А. Шошина, А.М. Тимонов. – Изд. 2-е, перераб. и доп. – М. : Студент, 2013. – 495 с.
4. Ангал, Р. Коррозия и защита от коррозии : учеб. пособие / Пер. с англ. – Долгопрудный : Интеллект, 2013. – 343 с.
5. Гаврилов С.А., Белов А.Н. Электрохимические процессы в технологии микро- и нанoeлектроники : учеб. пособие. – М. : РИОР Высш. обр., 2009. – 257 с.
6. Кузьмин М.П. Эффект замещения индия алюминием в тонких плён-

ках оксида индия-олова // Вестник ИрГТУ. – 2013. – № 9 (80). – С. 196–201.

7. Кузьмин М.П., Шестаков С.С., Кузьмина М.Ю., Журавлёва А.С. Инновационное развитие металлургического комплекса Иркутской области // Вестник ИрГТУ. – 2015. – № 5 (100). – С. 236–240.

8. Кузьмина М.Ю. Защита металлургического оборудования от коррозии : учеб. пособие. – Иркутск : Изд-во ИрГТУ, 2014. – 160 с.

УДК 620.19 (075.8)

ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ТИТАНА В ПРОМЫШЛЕННОСТИ

В.Г. Ситникова¹, М.Ю. Кузьмина²

¹ магистрант гр. МЦм –17–1, ИРНИТУ, e-mail: stiven7@mail.ru

² к.х.н., доцент кафедры металлургии цветных металлов, ИРНИТУ, e-mail: kuzmina.my@yandex.ru

Титан и сплавы на его основе широко используются в самых разных областях промышленности. Прежде всего, титановые сплавы нашли широкое применение в строительстве различной техники благодаря своей высокой коррозионной стойкости, механической прочности, небольшой плотности, жаропрочности и множеству других характеристик. Рассматривая свойства и применение титана, нельзя не отметить его довольно высокую стоимость. Однако она в полной мере компенсируется характеристиками и долговечностью материала [1].

Физические и химические свойства титана обеспечивают довольно широкий спектр областей его применения [2–6]. Так, в больших объемах титан и его сплавы используются в строении судов и различной техники. Налажено применение материала в качестве легирующей добавки к сталям высокого качества и в качестве раскислителя. Сплавы с никелем нашли применение в технике и медицине. Такие соединения имеют уникальные свойства, в частности, они обладают памятью формы.

Налажено применение компактного титана в производстве деталей электровакуумных приборов, использующихся в условиях высоких температур. Свойства технического титана позволяют использовать его в производстве клапанов, трубопроводов, насосов, арматуры и других изделий, создаваемых для эксплуатации в агрессивных условиях.

Сплавы на основе титана характеризуются высокой коррозионной стойкостью [7–9]. Это позволяет использовать различные сплавы на основе титана в химической промышленности. Титан применяется в изготовлении насосов для прокачки серной и соляной кислоты. На сегодняшний день только сплавы на основе титана можно использовать в производстве разного рода оборудования для хлорной промышленности.

Применение титана в машиностроении. В машиностроительных отраслях народного хозяйства титан пока еще не нашел широкого применения. Главной причиной, объясняющей такое положение, является ограниченность до недавнего времени сведений о свойствах титановых сплавов, их конкурентоспособности и эффективности использования в различных конструкциях машин и механизмов. Второй, не менее важной, причиной явилась дефицитность и высокая стоимость сплавов, что практически сводило к нулю их технико-экономические преимущества. В ряде случаев сдерживающим фактором явились низкие антифрикционные свойства сплавов титана, несвариваемость его с другими металлами [1].

В отечественной промышленности титановые сплавы применяются, главным образом, в химическом, тяжелом, энергетическом и транспортном машиностроении, машиностроении для легкой, пищевой промышленности и бытовых приборов [7]. Промышленностью выпускается оборудование, которое можно условно разделить на две группы: *стандартное* – серийно изготавливаемое специализированными машиностроительными заводами, и *нестандартное* – изготавливаемое заводами для своих нужд.

Стандартное оборудование в основном изготавливается заводами химического машиностроения. Номенклатура оборудования этих заводов достаточно широка и включает в себя запорную, перекачивающую, емкостную, колонную, фильтрующую, автоклавную, разделительную и специальную аппаратуру.

Известно, что титановые сплавы обладают высокой хладостойкостью: их механические свойства при низких температурах существенно не меняются, что особенно важно для условий работы на рудниках Крайнего Севера и Заполярья [1]. Полученный опыт применения титановых сплавов в бурильных перфораторах позволил рекомендовать заводам горного оборудования массовое изготовление их с максимальным применением титановых сплавов.

В последние годы заводы интенсивно осваивают изготовление из титана различных машин и аппаратов (от красильного-отделочного оборудования, упаковочно-расфасовочным автоматических линий, центрифуг с титановыми сепараторами до кухонных приборов и сувенирных изделий). Все эти машины в ближайшее время перейдут в разряд массовых и серийно изготавливаемых изделий.

Применение титана в пищевой промышленности. Технический прогресс в пищевой промышленности требует применения новых конструкционных материалов для технологического оборудования, ускорении замены и модернизации морально устаревших машин и агрегатов. Специфика продукции продовольственного машиностроения требует значительного количества материалов: нержавеющей стали, цветных металлов и др. Как правило, потребность в них удовлетворяется не полностью. Поэтому машины и оборудование часто изготавливаются из малолегированных сталей и дру-

гих материалов, которые в условиях воздействия агрессивных пищевых сред имеют ограниченную долговечность. Это приводит к уменьшению эксплуатационной надежности оборудования, увеличению затрат на ремонты.

Борьба с коррозией металлов в пищевой промышленности имеет свои особенности. Если незначительные количества ионов металла, переходящие в агрессивную среду, не имеют существенного значения для других производств, то для пищевой промышленности они совершенно недопустимы [10]. Технология изготовления пищевых продуктов представляет собой сложный биохимический процесс, определяющий их качество. Поэтому высоки и санитарно-гигиенические требования к материалу оборудования. Пренебрежение этими требованиями приводит к потерям ценных продуктов питания, ухудшению их качества. Выбор материала представляет собой весьма важную проблему [11–18]. В последние годы доказано, что материалом, отвечающим требованиям пищевых производств, является титан. Пищевая промышленность и продовольственное машиностроение пока еще не имеют большого опыта изготовления и эксплуатации оборудования из сплавов титана. Лишь в последнее время начали изготавливать отдельные виды оборудования и машин на машиностроительных заводах. Из зарубежной практики известны примеры длительной эксплуатации различного титанового оборудования и пищевой промышленности. Например, в США изготавливают котлы из титана, в которых готовят рассолы, томатные продукты и соусы. Испытания показали, что титан совсем не подвергается разрушению в пищевых средах. Из него изготавливают также холодильники, использование которых дает возможность уменьшить расход хладореагентов и применить повышенные давления.

Возможность применения титана в пищевом машиностроении определена на заводах фирмы «Хейнц» (США). Предварительно было испытано более трехсот марок различных сплавов из никеля и нержавеющей стали, но все они оказались нестойкими в производственных растворах, содержащих хлорид натрия и уксусную кислоту, которые являются типичными для консервного производства. На основании этих испытаний были разработаны рекомендации по изготовлению основного оборудования для переработки овощей.

Библиографический список

1. Илларионов А.Г. Технологические и эксплуатационные свойства титановых сплавов: учеб. пособие / А.Г. Илларионов, А.А. Попов. – Екатеринбург: Изд-во Урал. ун-та, 2014. – 137 с.
2. Угай Я.А. Общая и неорганическая химия : учеб. для вузов. – 5-е изд., стер. – М. : Высшая школа, 2007. – 528 с.
3. Калюкова Е.Н. Свойства металлов и их соединений : учеб. пособие. – Ульяновск: УлГТУ, 2009. – 156 с.

4. Бадаев Ф.Э., Стукалова Н.П., Хайри А.Х. Химия *d*-элементов. – М. : Изд-во МГИУ, 2011. – 139 с.
5. Годнева М.М. Химия подгруппы титана. Chemistry of the titanium subgroup : фториды, фосфаты, фторофосфаты из водных сред : монография / М.М. Годнева. – Апатиты : КНЦ РАН, 2015. – 222 с.
6. Кузьмина М.Ю., Кузьмин М.П. Электрохромные свойства оксидов титана // Известия ВУЗов. Прикладная химия и биотехнология. – 2011. – № 1 – С. 115–120.
7. Кузьмина М.Ю. Защита металлургического оборудования от коррозии : учеб. пособие. – Иркутск : Изд-во ИрГТУ, 2014. – 160 с.
8. Кузьмина М.Ю. Электрохимические методы исследования коррозионных систем : учеб. пособие. – Иркутск : Изд-во ИрГТУ, 2015. – 134 с.
9. Ангал, Р. Коррозия и защита от коррозии : учеб. пособие / Пер. с англ. – Долгопрудный : Интеллект, 2013. – 343 с.
10. Лукомский Ю.Я., Гамбург Ю.Д. Физико-химические основы электрохимии : учеб. пособие. – 2-е изд., испр. – Долгопрудный : Интеллект, 2013. – 446 с.
11. Кузьмин М.П., Шестаков С.С., Кузьмина М.Ю., Журавлёва А.С. Инновационное развитие металлургического комплекса Иркутской области // Вестник ИрГТУ. – 2015. – № 5 (100). – С. 236–240.
12. Ларионов Л.М., Кондратьев В.В., Кузьмин М.П. Пути использования углеродсодержащих отходов алюминиевого производства // Вестник ИрГТУ. – 2017. – Т. 21. – № 4 (123). – С. 139–146.
13. Бараускас А.Э., Кузьмин М.П. Перспективы применения аддитивных технологий в производстве изделий из алюминия и его сплавов // Переработка природного сырья: сборник науч. трудов студентов, магистрантов, аспирантов и молодых учёных Института металлургии и химической технологии им. С.Б. Леонова. – Иркутск: Изд-во ИРНТУ, 2016. – С. 65–69.
14. Кузьмин М.П. Методы приближённых расчётов энтальпии, энтропии и теплоёмкости двойных интерметаллических соединений на основе алюминия // Перспективы развития технологии переработки углеводородных, растительных и минеральных ресурсов: материалы докл. науч.-практ. конф. с междунар. участием, апр. 2013 г. – Иркутск, 2013. – С. 31–33.
15. Begunov A.I., Kuz'min M.P. Thermodynamic stability of intermetallic compounds in technical aluminum // Журнал Сибирского федерального университета. Серия: Техника и технологии – 2014. – Т. 7. – № 2. – С. 132–137.
16. Энтальпия и энергия Гиббса интерметаллических химических соединений в техническом алюминии / Бегунов А.И., Кузьмин М.П. // Вестник ИрГТУ. – 2013. – № 4 (75). – С. 111–114.

17. Кузьмин М.П., Иванов Н.А., Кондратьев В.В., Кузьмина М.Ю., Сарапулов И.А. Получение изделий из алюминия порошковым методом с использованием наномодификаторов прочности (УНТ) // Сб. трудов XIX Международной научно-практической конференции “Металлургия: технологии, инновации, качество” (“Металлургия–2015”), дек. 2015 г. – Новокузнецк, 2015. – С. 262–267.

18. Кузьмин М.П., Кузьмина М.Ю. Изменение параметров оксидных пленок TiO_2 длительной работе модельной электрохромной ячейки // Материалы докладов научно-практической конференции “Перспективы развития технологии, экологии и автоматизации химических, пищевых и металлургических производств”, апрель 2010. – Иркутск, 2010. – С. 169–171.

УДК 669.714.11

ТЕХНОЛОГИЯ ПРОИЗВОДСТВА ФЛЮСОВ ДЛЯ АЛЮМИНИЕВОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

М.П. Кузьмин¹, О.Д. Белик², И.С. Куликов³

¹ к.т.н., доцент кафедры металлургии цветных металлов, ИРНИТУ, e-mail: mike12008@yandex.ru

² магистрант гр. АЗОСМ–16–1, ИРНИТУ, e-mail: Olga_19.24@mail.ru

³ студент гр. МЦб–14–1, ИРНИТУ, e-mail: iiiiikkk@inbox.ru

Многообразие составов флюсов обусловлено их многоцелевым назначением и большим разнообразием составов алюминиевых сплавов. По назначению флюсы подразделяются на *покровные* (для защиты сплава от окисления при плавке); *флюсы для переработки скрапа и шлаков*; *рафинирующие*; *модифицирующие*; *флюсы специального назначения*, например, для защиты футеровки от проникновения в неё алюминиевых сплавов, очистки футеровки от настывших или для легирования.

Несмотря на широкое разнообразие флюсов, в их состав входит небольшой ряд галогенных соединений хлоридов и фторидов различных металлов [1]. Как правило, основой флюсов являются хлориды щелочных и щелочно-земельных металлов, которые дополняются добавками простых фторидов щелочных и щелочно-земельных металлов, фтористого алюминия, криолитов натрия и калия, кремнефтористого натрия, калия, а также фтористых солей некоторых переходных металлов.

Технологические схемы производства флюсов имеют некоторые отличия, которые зависят от компонентов, входящих в их состав, а также от вида и формы конечного продукта, применяемого в дальнейшем в конкретных технологических операциях [1–8].

Например, для производства *порошкообразного покрывного флюса* с минимальными затратами достаточно обеспечить необходимую степень из-

мельчения компонентов, а также их качественное механическое перемешивание и удаление избытка влаги. Однако данный продукт будет иметь ограниченное применение из-за высоких значений пылеуноса (а многие металлургические агрегаты оборудованы системами принудительной аэрации) и низкой степенью усвоения.

При производстве **плавленных флюсов** является обязательным предварительное изучение диаграмм состояния двойных и тройных систем с целью определения температурных режимов плавки и кристаллизации, а также возможного снижения температуры плавления смеси для эффективного взаимодействия с алюминиевым расплавом. Также необходимым в данном случае является исследование состава отходящих газов с целью выявления в них вредных примесей – летучей золы; кислых примесей: HCl, HF, SO₂; оксидов азота; полихлорированных диоксидов и фуранов. Для нейтрализации выделяющихся вредных веществ необходимо, во-первых, совершенствование температурного режима обработки металла, и, во-вторых, использование в процессе системы газоочистки.

С точки зрения эффективности взаимодействия с алюминиевым расплавом, удобства транспортировки и загрузки наиболее перспективным является **гранулированный флюс**. Для получения данного флюса установленного качества необходимым является отработка режимов получения гранул определённого размера и прочности, подбор связующих материалов, а также отработка режимов сушки полуфабриката в печи, который имеет влажность на выходе из гранулятора от 12 до 14 %.

В последнее время широкое применение в алюминиевом производстве находят **таблетированные флюсы**. При отработке технологии их производства главной составляющей является подбор оптимального давления прессования, определение связующих компонентов, а также подготовка шихты заданного состава и влажности на входе в таблетировочный пресс. Основной проблемой при производстве таблетированных флюсов является сегрегация (расслоение) его компонентов, вызванное различным фракционным составом компонентов флюса. Например, криолит, фтористый алюминий, плавиковый шпат и другие фтористые соли имеют основную долю фракций менее 500 мкм, а хлористый калий по ГОСТ 4568–95 должен иметь фракцию от 1 до 4 мм в количестве не менее 95 % (масс). Следствием сегрегации компонентов флюса является изменение его локального химического состава, и, как следствие, изменение температуры плавления, а также других технологических свойств (время расплавления, способность рафинировать, реагировать со шлаком) отдельных частей флюса. Решением проблемы сегрегации флюсов является усреднение фракционного состава их составляющих, либо их замена гранулированными флюсами.

Все описанные выше операции, как отдельно, так и в сочетании друг с другом, давно опробованы и широко применяются на предприятиях, производящих флюсы для алюминиевой промышленности. Тем не менее, постоянно

ведётся поиск наиболее рациональных способов производства флюсов, а также разработка эффективных агрегатов для их реализации [1].

Технология производства флюсов в укрупнённом виде состоит из шести последовательных операций: *подготовка шихты*; *выплавка флюса*; *грануляция*; *обработка*; *контроль качества произведенного флюса*; *упаковка* (рисунок 1).

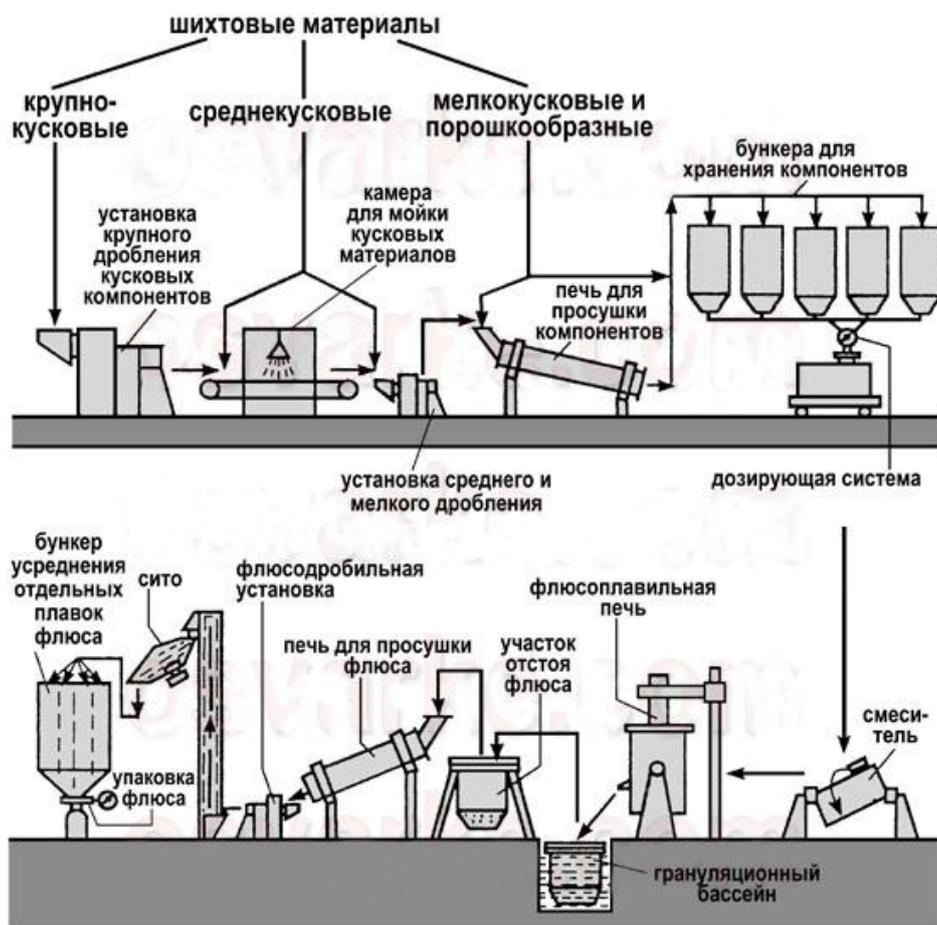


Рисунок 1 – Технологическая схема производства флюсов

При *подготовке шихты* выполняются крупное, среднее и мелкое дробление кусковых материалов, а также их мойка и сушка. Далее производятся взвешивание компонентов, дозировка (для получения требуемого процентного состава) и их последующее смешение.

Выплавка флюса осуществляется в электродуговых или газопламенных печах. Флюсы, полученные методом плавки в газопламенной печи, всегда гранулируются мокрым способом, и имеют стекловидную форму. Флюс, получаемые в электродуговых печах, как правило, гранулируются сухим способом, и имеют “пемзовидную” форму.

Грануляция флюса может выполняться мокрым и сухим способом. При мокрой грануляции расплав выливается в наполненный водой бассейн и при соприкосновении с холодной водой распадается на мелкие частицы. Размер частиц зависит от скорости заливки. При грануляции сухим способом расплав

сливают в металлический поддон или изложницу, а затем производят дробление полученного слитка.

При **обработке флюса** выполняются его сушка, дробление и просеивание. По окончании просеивания мелкую и крупную фракции, не соответствующие ТУ, возвращают на переплав.

При **контроле качества флюса** проверяются размер зёрен, удельный вес, химический состав, влажность и другие характеристики.

Упаковка флюса может осуществляться в полиэтиленовые мешки, пятислойные бумажные мешки, металлические барабаны или ящики.

Как правило, технологические схемы производства флюсов зависят от назначения флюса, его формы, входящих в его состав соединений, используемых связующих, а также способа ввода флюса в алюминиевый расплав. От качества полученных флюсов и флюсовой обработки алюминиевого расплава напрямую зависят как технологические параметры производства (продолжительность плавки, выход годного и содержание алюминия в шлаке), так и качество готовой продукции по микроструктуре и химическому составу.

Библиографический список

1. Кузьмин П.Б., Кузьмина М.Ю. О производстве чушек первичных силицидов, модифицированных стронцием // Литейное производство. – 2014. – № 8. – С. 2–5.

2. Кузьмина М.Ю. Основы металлургической теплотехники: учеб. пособие. – Иркутск: Изд-во ИРНИТУ, 2016. – 162 с.

3. Кузьмина М.Ю. Электрохимические методы исследования коррозионных систем: учеб. пособие. – Иркутск: Изд-во ИРНИТУ, 2015. – 134 с.

4. Кузьмина М.Ю. Защита металлургического оборудования от коррозии: учеб. пособие. – Иркутск: Изд-во ИРНИТУ, 2014. – 160 с.

5. Юркинский В.П., Махалова М.Ю., Морачевский А.Г. Исследование пассивации титана в расплаве KNO_3-NANO_3 // Электрохимия. – 1986. – Т. 22 – № 12. – С. 1658–1660.

6. Кузьмина М.Ю. Электрохромные свойства оксидов титана // Материалы докладов научно-практической конференции “Перспективы развития технологии, экологии и автоматизации химических, пищевых и металлургических производств”, апрель 2010. – Иркутск, 2010. – С. 55–57.

7. Пьявкина А.А., Кузьмина М.Ю. Возможность модифицирования силицидов стронцием // Перспективы развития технологии переработки углеводородных, растительных и минеральных ресурсов: материалы докл. науч.-практ. конф. с междунар. участием, апр. 2014 г. – Иркутск, 2014. – С. 21–22.

8. Максимов И.С., Кузьмина М.Ю. Оксидные покрытия на титане и титановых сплавах, полученные в водных растворах кислот // Перспективы развития технологии переработки углеводородных, растительных и минеральных ресурсов: материалы докл. науч.-практ. конф. с междунар. участием, апр. 2016 г. – Иркутск, 2016. – С. 36–38.

ПЕРСПЕКТИВНЫЕ СПОСОБЫ ПРОИЗВОДСТВА МОДИФИЦИРУЮЩИХ ЛИГАТУР Al–Sr

М.А. Демидов¹, М.П. Кузьмин²

¹ магистрант гр. МЦМ–17–1, ИРНИТУ, e-mail: maxdem28@mail.ru

² к.т.н., доцент кафедры металлургии цветных металлов, ИРНИТУ, e-mail: mike12008@yandex.ru

При получении отливок из литейных алюминиево-кремниевых сплавов с заданным уровнем механических свойств важное место занимает лигатура алюминий – стронций заметно улучшающая механические свойства литых изделий. Химический состав данной лигатуры соответствует ГОСТ 53777–2010, основными методами её получения является сплавление чистых компонентов (Al и Sr), металлотермическое и электролитическое восстановление стронция из его соединений.

Сплавление основывается на введении в расплав алюминия солей стронция ($t = 900–1000\text{ }^{\circ}\text{C}$) с последующим перемешиванием и выдержкой в течение часа. Разливку лигатуры проводят при температуре $800–850\text{ }^{\circ}\text{C}$. Металлотермическое восстановление осуществляется путём введения в расплав алюминия с кремнием (или магнием) солей стронция при температуре $900–1300\text{ }^{\circ}\text{C}$. Получение лигатуры электролизом заключается во введении в расплавленный алюминий (являющийся катодом) легирующих элементов из малорастворимого анода путём растворения его в калиевом (или натриевом) криолит глинозёмном расплаве ($t = 700–960\text{ }^{\circ}\text{C}$), плотность тока – $0,2–1,5\text{ A/cm}^2$).

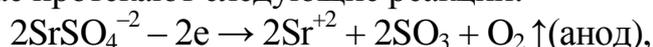
Наиболее перспективными с нашей точки зрения является получения лигатур алюминий–стронций электролитическим методом, а также методом сплавления (компактирования) алюминиевой стружки со стронцийсодержащим сырьём. Рассмотрим более подробно данные способы.

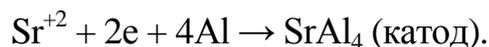
Электролитическое восстановление

Существует возможность получения лигатуры Al–Sr с помощью электролиза расплавленных солей из доступного стронций-содержащего сырья. Ниже приведено несколько вариантов процесса электролиза, который проходит в смеси расплавленных солей хлоридов калия и натрия или только хлорида калия [1].

1) *использование сульфата стронция, разложение которого при электролизе может происходить в двух вариантах.*

В первом случае протекают следующие реакции:





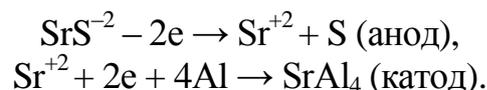
В результате реакций образуется сернистый ангидрид (SO_3), который выделяется в окружающую среду, поэтому эта реакция нежелательна с точки зрения экологичности процесса. Данные по растворимости сульфата стронция в хлоридах натрия и калия в научно-технической литературе отсутствуют.

Во втором случае процесс проходит в две стадии:

– на первой стадии сульфат стронция может восстанавливаться до сульфида стронция по реакции:

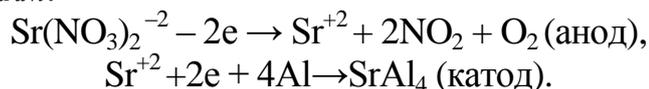


– на второй стадии имеет место электролиз сульфида стронция по следующим реакциям:



Эта реакция нежелательна с точки зрения испарения серы и её окисления до сернистого ангидрида.

2) *использование нитрата стронция, электролиз которого проходит по следующим реакциям:*



К недостаткам данного способа производства лигатуры, прежде всего, необходимо отнести образование и выделение в окружающую среду оксида азота, создание достаточно глубокого вакуума при высокой температуре, что приводит к удорожанию продукции.

3) *использование хлорида стронция.*

Получение лигатуры можно осуществить или непосредственно из хлорида стронция, или из карбоната стронция в смеси с соляной кислотой, причём оба эти процесса можно провести в замкнутом цикле (рисунок 1) [2].

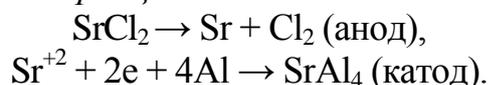
Процесс состоит из двух стадий:

– *получение хлорида стронция из карбоната по реакции:*



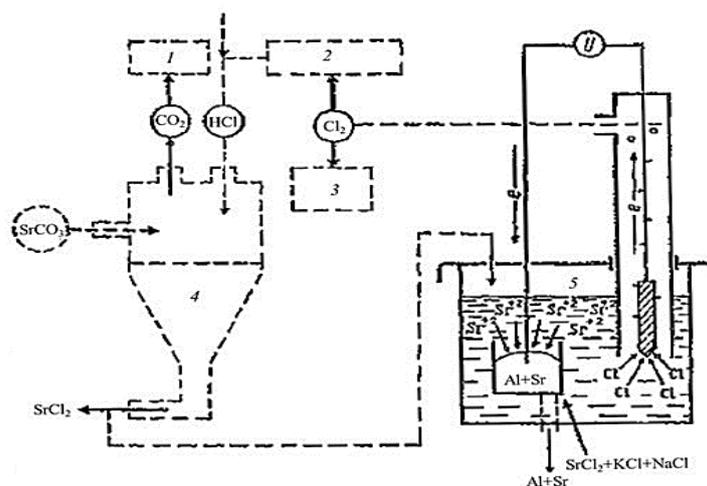
которая протекает при температуре окружающей среды;

– *электролиз хлорида стронция:*



В пользу этого варианта говорит доступность хлорида стронция, а также возможность разработки в будущем замкнутого цикла – получение хлорида стронция из карбоната и с помощью процесса электролиза.

Для применения в электролизе необходимо его предварительно дегидратировать, чтобы исключить при электролизе термогидролиз соли с образованием оксида стронция, приводящего к накоплению шлама в процессе электролиза [3].



1 – утилизация CO_2 ; 2 – получение HCl ; 3 – конденсация Cl_2 ; 4 – реактор; 5 – электролизер

Рисунок 1 – Схема процесса получения лигатуры Al-Sr

Непрерывное литьё-прессование

Лабораторные исследования проводились с использованием контейнера для бокового прессования материала и лабораторной установки непрерывного литья прессования методом “conform”, спроектированной с учетом данных, приведенных в работах и усовершенствованной с использованием новых конструктивных решений. В состав лабораторной установки входят: электродвигатель переменного тока мощностью 3 кВт; редуктор с передаточным отношением 100; соединительная муфта; неподвижный сегмент (башмак), прикрепленный к корпусу болтами, дозатор, площадка дозатора. Все элементы прессового узла смонтированы на сварной раме, обеспечивающей жесткость конструкции, предотвращая перекосы в соединительных муфтах и изгибы промежуточных валов в процессе литья прессования металла. В привод установки входят червячный и планетарный редукторы. Поперечное сечение ручья колеса кристаллизатора прямоугольное с радиусом 12 мм в местах сопряжения дна со стенками. Башмак с матрицей сопрягается с ручьем, входя в него на глубину 4 мм и образуя, тем самым, разъемный контейнер сечением мм. Башмак, площадка дозатора и кристаллизатор изготовлены из стали 5ХНМ, а дозатор из шамота марки ШБ5.

Смесь стружки с порошкообразной солью стронция подвергается обработке в дезинтеграторе DM 400 до фракции размером 0,3–0,5 мм. Затем эту смесь засыпают в контейнер и на прессе усилием 1,0 МН получают брикет. После чего брикет извлекается из контейнера и помещается в тигель, где расплавляется в высокочастотной индукционной печи. Далее расплав из тигля заливается в дозатор лабораторной установки непрерывного литья прессования, а из него в ручей колеса кристаллизатора. По мере движения колеса кристаллизатора расплав кристаллизуется, и затвердевшая часть его попадает в разъемный контейнер, образованный ручьем и выступом башмака, с последующим выдавливанием в рабочее отверстие матрицы диаметром 6 мм. Все стадии процесса проходят в непрерывном режиме.

Из каждого опыта отобраны образцы для исследования модифицирующей способности лигатур для их введения в расплав алюминиевого сплава Al-12 % Si (АК12). Для этого сплав Al-12% Si расплавляют в высокочастотной индукционной печи и нагревают до температуры 750 °С, при которой в расплав вводятся лигатурные прутки, обеспечивающие содержание Sr в сплаве до 0,03 %. Далее расплав перемешивается до полного растворения лигатурных прутков и разливается в металлические формы. Отлитые образцы в виде прутков диаметром 10 мм далее передаются для проведения металлографических исследований в металлографическую лабораторию завода по производству автомобильных дисков. Анализ микроструктур образцов показывает, что наилучший модифицирующий эффект, характеризующийся наибольшей степенью изменения Al-Si эвтектики из пластинчатой формы в мелкозернистую, наблюдался при введении лигатуры, полученной схеме непрерывного литья-прессования [4–8].

Рассмотренные методы получения модифицирующих лигатур Al-Sr имеют свои преимущества и недостатки. Такие как давление, высокие температуры, экологический вред, малая производительность, высокая трудоемкость, проблема утилизации шлаков. В связи с этим наиболее эффективной является технология изготовления, заключающаяся в последовательном измельчении смеси силуминовой стружки из сплава АК 12 с солью стронция, брикетировании смеси без предварительного нагрева, расплавлении брикета и обработки расплава с помощью установки для непрерывного литья прессования металлов.

Библиографический список

1. Корнышева И.С., Волкова Е.Ф., Гончаренко Е.С., Мухина И.Ю. Перспективы применения магниевых и литейных алюминиевых сплавов // *Авиационные материалы и технологии*. – 2012. – № 5. – 212–222 с.
2. Каблов Е.Н. Контроль качества материалов – гарантия безопасности и эксплуатации авиационной техники // *Авиационные материалы и технологии*. – 2001. – № 1. – 3–8 с.
3. Лысенко А.П., Чударев А.А., Логачева О.А. Способ получения лигатуры алюминий стронций // *Цветные металлы*. – 1994. – № 10. – 28–31 с.
4. Богданов Д.В., Беляев С.В., Губанов И.Ю. Анализ энергосиловых условий непрерывного прессования методом conform // *Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова*. – 2015. – № 3. – 44–51 с.
5. Богданов Д.В., Беляев С.В., Горохов Ю.В. Исследование условий захвата совмещенного процесса литья и непрерывного прессования методом conform // *Журнал Сибирского федерального университета. Серия: Техника и технологии*. – 2015. – Т. 8. – № 5. – 576–581 с.

6. Кузьмин П.Б., Кузьмина М.Ю. О производстве чушек первичных силицидов, модифицированных стронцием // Литейное производство. – 2014. – № 8. – С. 2–5.

7. Кузьмина М.Ю. Основы металлургической теплотехники: учеб. пособие. – Иркутск: Изд-во ИРНИТУ, 2016. – 162 с.

8. Пьявкина А.А., Кузьмина М.Ю. Возможность модифицирования силицидов стронцием // Перспективы развития технологии переработки углеродных, растительных и минеральных ресурсов: материалы докл. науч.-практ. конф. с междунар. участием, апр. 2014 г. – Иркутск, 2014. – С. 21–22.

УДК 669.782; 658.567.1

РЕЦИКЛИНГ ОТХОДОВ КРЕМНИЕВОГО ПРОИЗВОДСТВА

М.Н. Рыбина¹, М.П. Пастухов², А.А. Тютрин³

¹ магистрант гр. МЦМ–17, ИРНИТУ, e-mail: ma14-a0@mail.ru

² магистрант гр. МЦМ–17, ИРНИТУ, e-mail: pastukhovm_93@mail.ru

³ к.т.н., доцент кафедры металлургии МЦМ, ИРНИТУ, e-mail: an.tu@inbox.ru

В настоящее время производство кремния характеризуется образованием большого количества пылевых отходов, в частности колошниковой пыли. Образование данного вида отходов ведет к снижению технико-экономических показателей плавки, необходимости применения мощных, энергоемких систем газоочистки, а также к увеличению площадей полигонов под шламовые поля и отвалы, тем самым ухудшая экологическое состояние региона [1].

Колошниковая пыль представляет собой химически активный, аморфный микрокремнезем, содержащийся в сухой пыли газоочистки. Данная пыль обладает повышенным содержанием углерода и карбида кремния, что говорит о возможности возвращения ее обратно в производство [2].

Учитывая сложность сравнения поведения SiO_2 (α -кр) и SiO_2 (аморф.) в промышленной печи и определенные трудности при моделировании в лабораторных условиях, целесообразней теоретически рассчитать вероятность и температуру появления продуктов Si и SiC, проведя термодинамический расчет реакций (1) и (2) для кристаллического α -кварцита и аморфного кремнезема.



В таблице 1 представлены расчетные значения энергии Гиббса данных реакций, образований Si и SiC, с учетом изменения модификации SiO_2 , при различных температурах.

Таблица 1 – Расчетные значения энергии Гиббса, реакций образования Si и SiC при различных температурах

Реакция	Значение ΔG_T^0 , (Дж/моль) при температуре		
	298	1500	2000
$\text{SiO}_{2\alpha\text{-кр}} + 2\text{C} = \text{Si} + 2\text{CO}$	$689880 - 360,61T$	$701190 - 360,61T$	$718660 - 360,61T$
$\text{SiO}_{2\text{аморф}} + 2\text{C} = \text{Si} + 2\text{CO}$	$682430 - 355,59T$	$689169 - 355,59T$	$700153 - 355,59T$
$\text{SiO}_{2\alpha\text{-кр}} + 3\text{C} = \text{SiC} + 2\text{CO}$	$628091 - 352,54T$	$639278 - 352,54T$	$656405 - 352,54T$
$\text{SiO}_{2\text{аморф}} + 3\text{C} = \text{SiC} + 2\text{CO}$	$620641 - 347,52T$	$627502 - 347,52T$	$638043 - 347,52T$

Таким образом, можно сказать, что термодинамически возможна реакция взаимодействия SiO_2 (аморф.) с углеродом. Также температура начала взаимодействия SiO_2 (аморф.) с углеродом, по сравнению с SiO_2 (α -кр), ниже на 75-78 °С это можно наблюдать из рисунка 1.

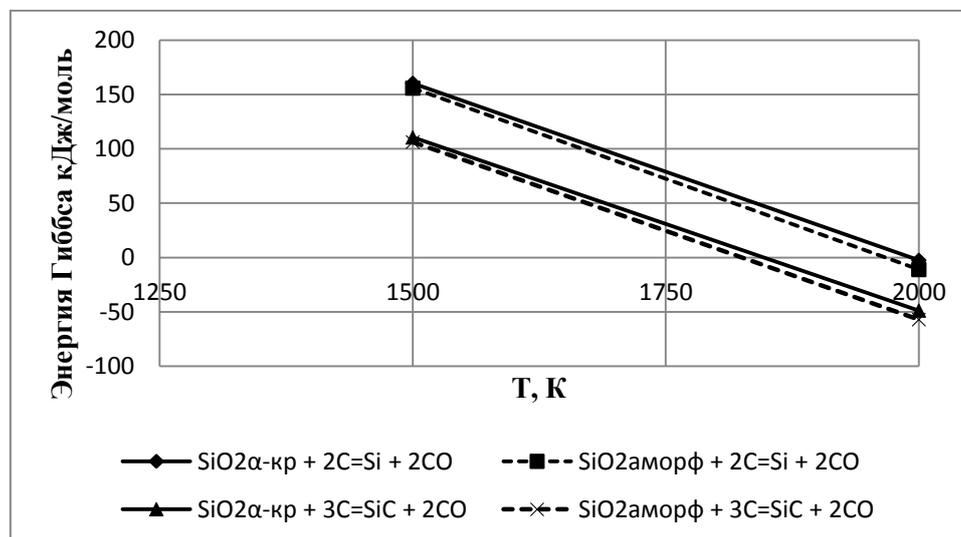


Рисунок 1 – Изменение энергии Гиббса от температуры для реакций образования Si и SiC из кремнезема модификации SiO_2 (α -кр) и SiO_2 (аморф.)

Следовательно, применение аморфного микрокремнезема в качестве источника кремния, совместно с углеродистым восстановителем, в процессе высокотемпературного синтеза карбида кремния позволяет получить Si и SiC в более низком диапазоне температур, чем при использовании SiO_2 (α -кр).

Ввиду мелкодисперсного гранулометрического состава данного вида отходов необходимо вести работы по предварительному окомкованию, вследствие повышенного пылеуноса.

Окомкованный материал должен обладать определенными свойствами при попадании в зону высоких температур руднотермической печи: достаточной восстановимостью, термостойкостью и механической прочностью.

Наиболее перспективным способом окомкования пылевых отходов является гранулирование, т.к. появляется возможность контролировать размеры гранул, повышать пористость окускованной шихты, а также упрощается аппаратно-технологическая схема подготовки шихты [2,3].

На ОА «Кремний» предлагается гранулировать пыль из циклонов печей, общая производительность печей должна составлять не менее 1,65 т/час. Пыль, уловленная в циклонах при помощи скребковых конвейеров, поступает в приемные бункера линии гранулирования (рисунок 2). В качестве связующего предусматривается использование технического лигно-сульфоната[4].

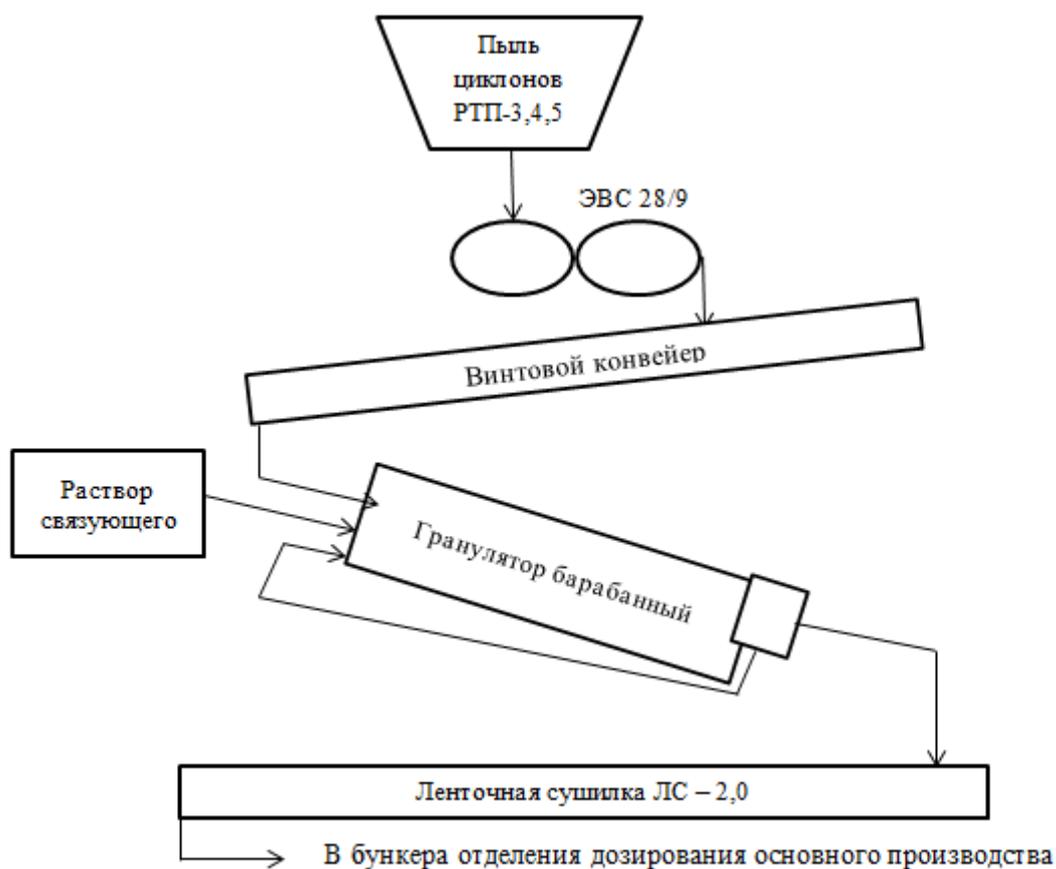


Рисунок 2 – Транспортно-техническая схема линии гранулирования пылевых отходов РТП АО «Кремний»

При проектировании гранулирования следует предусмотреть: приемные бункера для пыли газоочистки; для очистки пыли от соединений железа – электромагнитный валковый сепаратор; для транспортирования – винтовой конвейер; для гранулирования пылевых отходов - установку барабанного гранулятора, которая состоит из шнека горизонтального, шнекового питателя, барабанного гранулятора; для сушки гранул ленточную сушилку.

Библиографический список

1. Черняховский, Л.В. Использование отходов кремниевых, алюминиевых и химических производств при выплавке кремния и ферросилиция / Л.В. Черняховский, А.Н. Баранов, А.И. Киселев, Г.А. Шишкин // Тез. докл. Междунар. науч.-техн. конф. молодых специалистов и ученых алюминиевой, магниевой и электродной промышленности (Санкт-Петербург, сент. 2000). –СПб., 2000. –С. 79.
2. Катков, О.М. Выплавка технического кремния: учебное пособие / О.М. Катков. Иркутск: Издательство ИрГТУ, 1993. – 243 с.
3. Леонова М.С., Немчинова Н.В. Подготовка шихтовых материалов для выплавки кремния в руднотермических печах // Металлургия легких и тугоплавких металлов: материал третьей междунар.науч.-технич. конф. (10-11 октября 2014 г., г. Екатеринбург), 2014. – С. 149-152.
4. Пастухов М.П., Евсеев Н.В. Разработка технологии выплавки кремния с использованием пылевых отходов // Переработка природного и техногенного сырья: сб. научн. тр. – Иркутск: Изд-во ИРНИТУ, 2016. – С. 297-299.

УДК 661.68

ВЛИЯНИЕ ПРИМЕСНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ НА РУДНОТЕРМИЧЕСКУЮ ПЛАВКУ КРЕМНИЯ

М.Н. Рыбина¹, С.С. Бельский²

¹ магистрант гр. МЦМ–17, ИРНИТУ, e-mail: ma14-a0@mail.ru

² к.т.н., доцент кафедры металлургии цветных металлов, ИРНИТУ, e-mail: bss@istu.edu

Качество кремния регламентировано по ГОСТ 2169-69, из которого вытекают требования к качеству сырья и технологии производства.

При производстве технического кремния из кварцитов и углеродистых восстановителей в кремний переходят примеси, которые оказывают влияние на чистоту выпускаемой продукции. Основными примесями в кремнии являются железо, алюминий, кальций и титан. Железо, титан и другие металлы IV-VII группы периодической системы элементов в процессе электрической плавки практически полностью переходят в жидкий кремний [1].

Восстановление примесей в ходе плавки происходит по общим законам и регулируется термодинамическими равновесиями.

Восстановление алюминия углеродом и из его оксидов происходит через стадии образования сложных прочных оксикарбидов и карбида алюминия. Также некоторые кварцевые пески содержат каолин ($\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot \text{H}_2\text{O}$).

Восстановление кремния из каолина – сложный процесс, протекающий с большой затратой энергии и при достаточно высоких температурах, чем из чистых кварцитов. Исходя из вышесказанного, при подборе кварцевого сырья необходимо знать, в каких минеральных формах поступает алюминий [2].

По данным О.М. Каткова, степень перехода алюминия в кремний составляет 50-88,7 %. Для снижения его перехода в кремний, необходимо переводить его в газообразное состояние [3].

Также в шихту с кварцитом и золой восстановителя попадает оксид железа. При использовании в шихте материалов с большим содержанием железа получают опережающее развитие процессы плавления шихты, что приводит к недовосстановлению кремнезема.

В процесс с минералами кварцитов может поступать и кальций (с диопсидом и известняком). В руднотермической печи наряду с восстановлением кремнезема происходит и частичное восстановление примесей из СаО золы углеродистых восстановителей. Недовосстановленный СаО совместно с глиноземом, кремнеземом образуют шлаковую фазу, которая ухудшает сортность выплавляемого кремния.

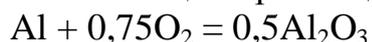
Еще одним примесным элементом является титан, который попадает в процесс в виде сфена, рутила и ильменита. Из-за того, что титан обладает большим сродством к углероду, образуется карбид титана – очень прочное соединение, и до 3000°С в реакции не вступает [4].

Извлечение металлов-примесей определяется химизмом восстановления и свойствами продуктов, в первую очередь их летучестью и степенью уноса летучих соединений реакционными газами. В процессе электроплавки в значительной степени выдуваются и уносятся в пыль алюминий (в виде AlO и Al₂O), кальций (СаО); в наименьшей степени железо – 5-14 %; практически не уносится титан.

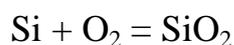
На практике установлено, что примеси значительно влияют на восстановление кремнезема. Получаемый в электропечах кремний не отвечает установленным требованиям по содержанию примесей, из-за чего далее его направляют на рафинирование [2].

На АО «Кремний» широкое распространение нашла технология окислительного рафинирования [5].

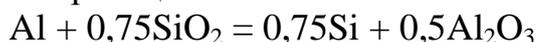
Окисление алюминия и кальция происходит по реакциям:

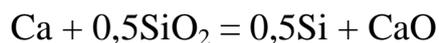


Подаваемый кислород одновременно может окислять и кремний по реакции:



Образовавшийся кремнезем взаимодействует как окислитель с алюминием и кальцием по реакциям:





После окисления алюминия и кальция образовавшиеся оксиды переходят в шлак.

Оптимальный состав шлака, %: 20 Al₂O₃, 30 CaO, 50 SiO₂.

В таблице 1 приведены данные по содержанию примесей в кремнии до и после его рафинирования.

На рисунках 1-3 показаны зависимости содержания кремния, алюминия в кремнии и кальция в кремнии, соответственно, до и после рафинирования.

Таблица 1 – Анализ кремния, %

	Fe	Al	Ca
До рафинирования	0,40	0,30	0,406
После рафинирования	0,40	0,10	0,01

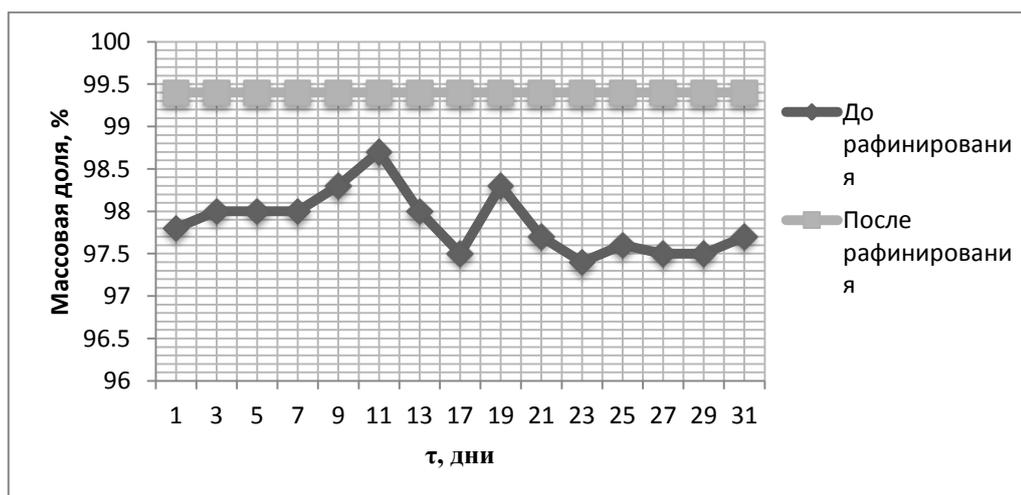


Рисунок 1 – Содержание кремния до и после рафинирования (на примере РТП-6 АО «Кремний»)

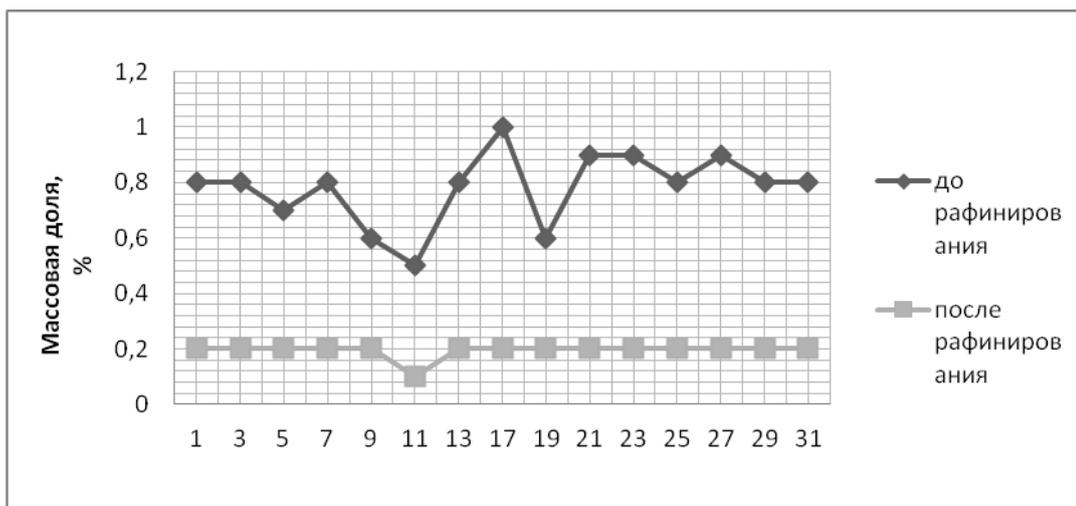


Рисунок 2 – Содержание Al в кремнии до и после рафинирования (на примере РТП-6 АО «Кремний»)

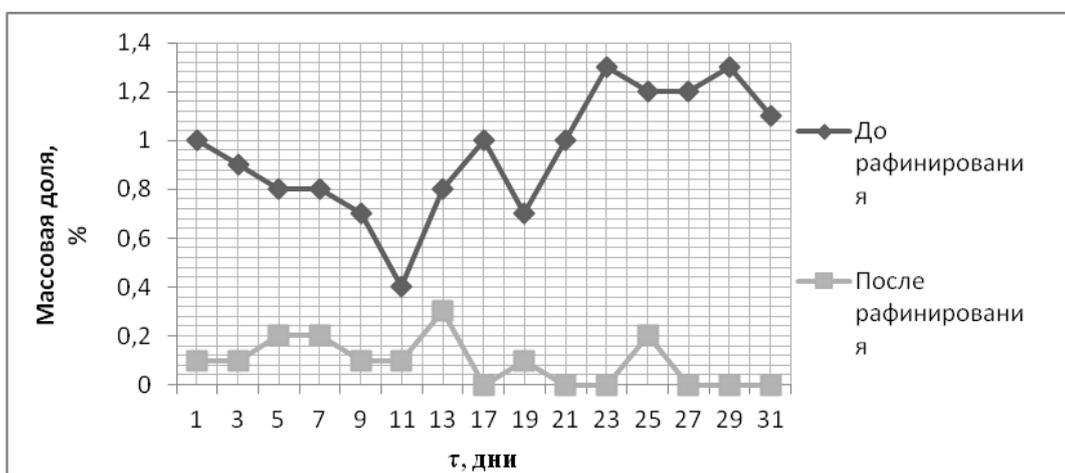


Рисунок 3 – Содержание Са в кремнии до и после рафинирования (на примере РТП-6 АО «Кремний»)

Библиографический список

1. Попов С.И. *Металлургия кремния в трехфазных руднотермических печах.* – Иркутск, 2004. – 237 с.;
2. Немчинова Н.В. *термодинамическое моделирование при изучении карботермического процесса получения кремния: монография.* – Иркутск: Изд-во: ИрГТУ, 2013. – 100 с.
3. Катков О.М. *Поведение металлов-примесей при выплавке кремния из кварцита в дуговой электропечи / О.М. Катков // Изв. вузов. Цветная металлургия.* – 1993. – № 3–4. – С. 37–40.
4. Катков О.М. *Технология выплавки технического кремния.* – Иркутск: Кремний, 1999. – 244 с.
5. Крючков В.К., Ёлкин Д.К., Ёлкин К.С. и др. *Производство кремния.* – С – Пб.: Изд-во МАНЭБ. – 2013. – 145 с.

ПЕРЕРАБОТКА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ КЕДРОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

И.П. Шаргаев¹, Г.Б. Бобоев², С.С. Бельский³

¹ магистрант гр. МЦМ-17, ИРНТУ, e-mail: annakuriganova@mail.ru

² магистрант гр. МЦМ-17, ИРНТУ, e-mail: boboev-g@mail.ru

³ к.т.н., доцент кафедры металлургии цветных металлов, ИРНТУ, e-mail: bss@istu.edu

Разрабатываемое с 1997 года ООО «Артель старателей «Западная» Кедровское золоторудное месторождение расположено на востоке Республики Бурятия (южные склоны Южно-Муйского хребта), в бассейне р. Тулдунь. Рудник «Кедровский» находится в 100 км от районного центра и ж/д станции- п. Таксимо. Там же находится накопительно-распределительная база и административный офис.

Основное внимание по проекту сосредоточено на жиле Осиновая – главной кварцевой жиле с высокими средними содержаниями золота, и здесь используются различные варианты сплошного метода добычи. Рудник имеет значительный геологоразведочный потенциал, обнаружено, по меньшей мере, 100 золотокварцевых жил.

Добыча руды на Кедровском месторождении ведется круглый год. Главная обогатительная фабрика перерабатывает руду, добытую подземным способом. Обогатительная фабрика была построена в 1997 году, при этом цикл цианирования был добавлен в 2004 году, и ее производительность составляет 80 000 сухих тонн в год. Кроме того, Группа недавно построила на Кедровке фабрику по переработке хвостов, которая была введена в эксплуатацию в апреле 2009 года. Производительность фабрики составляет 1000 тонн в день, и она перерабатывает 550 000 тонн запасов хвостов со средним содержанием золота 1.5 г/т. [1].

Технологическая схема, применяемая на ООО «Артель старателей «Западная» включает в себя следующие стадии переработки исходного сырья:

- двух стадийное измельчение исходной руды;
- гравитационное обогащение руды с получением «Золотой головки», гравитационного концентрата (промежуточный продукт) и хвостов гравитационного обогащения;
- сорбционное выщелачивание доизмельченного промежуточного продукта;
- сорбционное выщелачивание хвостов гравитации по технологии «уголь в пульпе»;

- пирометаллургическая переработка «Золотой головки» и плавка катодных осадков до получения лигатурного золота.

Конечными продуктами данной схемы являются:

1. Лигатурное золото согласно ТУ 117-2-7-75;
2. Обезвреженные хвосты сорбционного цианирования.

В плавильное отделение золотоизвлекательной фабрики (ЗИФ) поступают гравитационный концентрат – «Золотая головка» (ЗГ) и катодный осадок с участка сорбционного выщелачивания. Полученные продукты, влажностью $\approx 10\%$, сушатся в сушильном шкафу при температуре 120-150°C, после чего взвешиваются.

Катодный осадок направляется на стадию прокалки, которую проводят в камерной печи при температуре 400-650°C в течение 2-3 часов. Обоженный катодный осадок шихтуют с флюсами и плавят в электродуговой печи на веркблей [2,3], затем зачищают от шлака и помещают в подготовленную магнезито-цементную капель и купелируют в камерной печи. В результате получают лигатурное золото № 2 и шлак, который направляют в дальнейшем на I стадию измельчения.

Минералогический состав ЗГ представлен сульфидами свинца - до 45 %, пиритом - до 25% кварцем - до 5 %, золотом - до 20 %, серебром - до 2 % и прочими минералами - порядка 3%. Золото присутствует, в основном, в свободном виде.

Высушенную ЗГ, с высоким содержанием галенита (PbS), перерабатывают по традиционной технологической схеме «окислительный обжиг - плавка огарка на веркблей - купелирование веркблея». В результате переработки получают лигатурное золото № 1.

Окислительный обжиг проводят в камерной печи при температуре 550–650°C. Полученный огарок шихтуют с флюсами и плавят в индукционной печи. Полученный в результате плавки слиток веркблея зачищают от шлака и помещают в подготовленную магнезито-цементную капель и купелируют в камерной печи. Купелирование проводится при температуре 850–900°C.

При обжиге, ЗГ помещается в поддон, при использовании которого появляются слипшиеся частички, причем, неравномерно нагретые.

Исходя из этого на ООО «Артель старателей «Западная» планируется проведение мероприятий по замене камерной электропечи на барабанную проходную печь.

Электропечь барабанного типа имеет следующие конструктивные особенности:

- хорошая теплоизоляция, позволяющая снизить потери тепла и сделать печь достаточно экономичной;
- электронное управление нагревом, цифровая индикация температуры;

-блокировка нагревателей (снятие напряжения) при открывании двери;

-защита от обрыва термопары и превышения температуры.

Преимущества применения в производстве электрических печей барабанного типа заключается в постоянном перемешивании находящегося в ней материала, благодаря чему слипания частиц не происходит. К достоинствам также можно отнести непрерывность процессов обработки, сыпучей выгрузки и первичной загрузки, а также барабанная наклонность, благодаря которой две стадии проходят одновременно – пересып и массовое продвижение по длине самого барабана. Также присутствует оснащённость улучшающими перемешивание ребрами и специально предназначенным шнеком, который позволяет обеспечивать заданную скорость перемещения материала на протяжении всего процесса. Все это позволяет достичь качественной термообработки материала, повысить серийную производительность, создать максимальные лёгкость и удобство при загрузке материала.

Библиографический список

1. Западная // Официальный сайт. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.zapadnaya.ru/qa/kedrovka/>

2. Головин В.А., Ульянова З.Х. Свойства благородных металлов и сплавов.- М.: Металлургия, 1964. – 188с.

3. Котляр Ю.А. Металлургия благородных металлов: в 2 т. / Ю.А. Котляр, М.А. Меретуков, Л.С. Стрижко. – М.: МИСИС, 2005. – Т.1. – 432с.

УДК 669.21/23

ПЕРЕРАБОТКА ГРАВИТАЦИОННОГО КОНЦЕНТРАТА С ВЫСОКИМ СОДЕРЖАНИЕМ ГАЛЕНИТА

И.П. Шаргаев¹, С.С. Бельский²

¹ ст. гр. МЦм-17, ИРНИТУ, e-mail: annakuriganova@mail.ru

² к.т.н., доцент кафедры металлургии цветных металлов, ИРНИТУ, e-mail: bss@istu.edu

Концентраты, полученные при переработке первичного сырья, поступающие на пирометаллургическую обработку можно разделить на четыре основные группы:

1. Продукты гидromеталлургической переработки золото- и серебро-содержащих руд и концентратов.

2. Катодные и цементационные осадки; продукты гравитационного обогащения золотосодержащих руд.

3. «Золотые головки»;

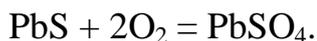
4. Шлиховое золото и промпродукты доводки шлихов; продукты обогатительной переработки серебряных и комплексных серебросодержащих руд — гравитационные и флотационные концентраты.

«Золотые головки» характеризуются наиболее сложным химическим составом. При их переработке наибольшее распространение в промышленной практике получила технологическая схема «окислительный обжиг — плавка огарка». По указанной технологии перерабатывают «золотые головки», сульфидные компоненты которых в основном представлены сульфидами и сульфоарсенидами железа, преимущественно пиритом и арсенопиритом. При окислительном обжиге концентратов сера и мышьяк переходят в газовую фазу в виде летучих оксидов, которые улавливаются в системе пылегазоочистки. Огарки «золотых головок» с высоким содержанием оксида железа плавят с получением лигатурного золота и шлака.

Золотые головки с высоким содержанием сульфидов свинца, в основном галенита (PbS), перерабатывают по вышеприведенной схеме, но полученное при плавке огарков лигатурное золото подвергают купелированию. Продуктом технологии является высокопробное лигатурное золото. Дополнительной переплавкой капелей с восстановителем получают черновой свинец [1].

Переработка «золотой головки» с высоким содержанием галенита на ООО «Артель старателей «Западная» также проводится по традиционной технологической схеме. Однако такая схема имеет существенные недостатки, связанные с высоким остаточным содержанием серы в огарке «золотой головки».

Некачественный окислительный обжиг «золотой головки», проводимый при температуре 500–700°C, обусловлен образованием сульфата свинца (PbSO₄) по реакции:



Сульфат свинца является термически устойчивым соединением и разлагается на оксиды свинца и серы только при температуре выше 800°C [2,3]. В свою очередь обжиг «золотой головки» при температуре выше 800°C неизбежно сопровождается оплавлением материала и прекращением процесса окислительного разложения сульфидов. Соответственно значительная доля серы остается в огарке «золотой головки» в форме сульфата свинца и оплавленных сульфидов серебра, свинца, железа и цинка.

В процессе плавки подобного огарка «золотой головки» неразложившиеся сульфиды свинца, серебра и других металлов растворяются в шлаке и веркблее, что сопровождается снижением качества слитков лигатурного золота и высоким остаточным содержанием золота в шлаках. В конечном итоге это влечет повышенные безвозвратные потери золота и серебра.

С целью повышения эффективности переработки «золотой головки» предлагается использовать процесс солевого термохимического разложе-

ния «золотой головки» взамен традиционного окислительного обжига. Усовершенствованная технология переработки «золотой головки» включает проведение операций ее спекания в смеси с азотнокислым натрием (натриевой селитрой) и кальцинированной содой, последующего выщелачивания полученного спека в воде, фильтрации и сушки осадка спека, плавки осадка спека с получением веркблея и купелирование веркблея.

Предполагается, что использование новой технологии переработки «золотой головки» позволит:

- сократить затраты электроэнергии на операции окислительного разложения «золотой головки»;
- повысить на переделе прямое извлечение в готовую продукцию золота;
- существенно улучшить условия и производительность труда в плавильном отделении ЗИФ;
- повысить качество лигатурного золота в слитках и точность определения содержания в сплаве золота и серебра.

Библиографический список

1. Николаев Ю.Л., Рыбкин С.Г. Плавка золотосодержащих концентратов // Золотодобыча. – 2011 г. – № 146
2. Головин В.А., Ульянова З.Х. Свойства благородных металлов и сплавов.- М.: Металлургия, 1964. – 188с.
3. Котляр Ю.А. Металлургия благородных металлов: в 2 т. / Ю.А. Котляр, М.А. Меретуков, Л.С. Стрижко. – М.: МИСИС, 2005. – Т.1. – 432с.

УДК 669.213

КУЧНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД В СЕВЕРНЫХ РЕГИОНАХ РОССИИ

Д.Ю.Федосеев¹, Т.С.Минеева²

¹ магистрант гр. МЦМ-17-1, ИРНИТУ, e-mail: denfedoseev76@mail.ru

² к.т.н., доцент кафедры металлургии цветных металлов, ИРНИТУ

Вовлечение в переработку бедных руд (забалансовые руды, руды маломощных месторождений, отходы металлургического производства и др.) вызвано истощением запасов богатого золотосодержащего сырья. Переработка такого сырья по традиционной технологии нерентабельна, а привлечение этих рудных объектов позволяет значительно расширить сырьевую базу и добычу благородных металлов. В различных странах ведутся исследования по выщелачиванию металлов из отходов обогащения, пыли, шлаков и т.д.

Большое распространение в мировой практике металлургии получил способ кучного выщелачивания. Этот процесс, в частности за рубежом,

используется в промышленной практике с начала 1970-х годов. В настоящее время кучное выщелачивание стабильно применяется в промышленной практике золотодобычи США, Австралии, Канады, Мексики, Бразилии, Саудовской Аравии, Индонезии, Новой Гвинеи, Чили, Зимбабве, Ганы и др. Больше 40 % мировой золотодобычи приходится на технологию кучного выщелачивания [1]. Внедрение кучного выщелачивания имеет большое экономическое значение. Кучное выщелачивание обеспечивает комплексное и более полное использование минерального сырья, повышает культуру производства, не требует создания сложных горнодобывающих комплексов, благоприятно для охраны окружающей среды.

Ни одно десятилетие практика работы зарубежных предприятий кучного выщелачивания подтверждает его высокую технико-экономическую эффективность. По сравнению с фабричными технологиями кучное выщелачивание характеризуется низкими финансовыми вложениями и эксплуатационными затратами, сокращением энерго- и водопотреблением, повышением производительности труда, снижением уровня загрязнения окружающей среды, снижением себестоимости извлечения золота и серебра, позволяет перерабатывать бедное золотосодержащее сырье с расчётным содержанием ценного компонента от 0,5 г/т. Как и любая технология, кучное выщелачивание имеет свои недостатки, наиболее существенным из которых является сезонный характер работ, обусловленный влиянием климатических условий, в частности, температурного режима окружающей среды.

Имеет актуальность в настоящее время внедрение кучного выщелачивания в России. Слабое финансирование, а зачастую и вовсе его отсутствие со стороны государства значительно снижает темпы разведки и освоения новых месторождений и строительство фабрик. В связи с понижением стоимости мировой цены на золото и постоянным увеличением цен на энергоносители большинство действующих фабрик стали нерентабельными.

Новаторство внедрения за последние годы первых куч в России на месторождениях Дальнего востока и Якутии показали высокую эффективность кучного выщелачивания: получено более 2000 кг золота.

В 1993 г. для одного из месторождений Якутии разработан ОАО «Иргиредмет» технологический регламент, а институтом «Сибгипрозолото» выполнен проект кучного выщелачивания на 100 тыс.т. в год. В начале 1994 г. был достроен рудник, а в июне 1994 г. произведен запуск первой блок-секции в 50 тыс.т.

В сезоне 1994 г. было переработано 110 тыс.т. руды с содержанием 5.0 г/т и было получено 284 кг золота[1]. Всего за четыре сезона эксплуатации переработано более 400 тыс.т руды и получено более 1,8 т золота, при этом среднее извлечение составило 77,5 %. Успешное применение на

руднике кучного выщелачивания позволило компании не только продолжить работу, но и увеличить производственные мощности.

Опыт промышленного освоения технологии кучного выщелачивания на месторождении Бруверли Крик (Канада) имеет принципиально важное значение в качестве опытного полигона для наработки опыта эксплуатации данной технологии в суровых северных условиях, в которых расположено подавляющее большинство золоторудных месторождений России. Данный опыт был с успехом применён на опытной площадке одного из месторождений Якутии расположенном географически и климатически в схожих условиях с Бруверли Крик (Канада).

Технология кучного выщелачивания включала рудоподготовку (дробление по классу 0-10 мм), укладку подготовленной руды в штабель, орошение раствором цианистого натрия с концентрацией 0,5-0,6 г/л и рН=10-11 при плотности орошения 150-170 л/м² в сутки рудного штабеля; сбор растворов, содержащих ценный компонент; осаждение цинковой стружкой; обработку золотоцинковых осадков кислотой; сушку и прокалку осадков в печи; плавку осадков и получение золота лигатурного в слитках; обезвреживание отработанных руд [2].

Добытая карьерным способом руда транспортировалась на дробильно-сортировочный комплекс автотранспортом. Дальнейшее дробление руды осуществляли в две стадии в щековой дробилке СМД-109 и конусной дробилке КМД-1200. Формирование штабеля производилось бульдозерами Т-130, а доставка руды в штабель - автотранспортом или передвижными конвейерами. Укладка руды производилась на специально подготовленное основание. На естественное грунтовое основание с продольным и поперечным уклоном был уложен послойно с уплотнением каждого слоя дорожным катком слой глины толщиной 500 мм и на него уложена поливинилхлоридная пленка толщиной 0,5 мм. Соединения полос с нахлестом пленки проводили методом поливинилхлоридной пайки. На пленку был уложен демферный слой из отсева толщиной 120 мм, в котором установлена дренажная система перфорированных труб для вывода растворов, после чего отсыпан слой руды высотой 6 м [3].

Первоначально для орошения рудного штабеля была смонтирована система капельного орошения, замененная впоследствии на прудковую систему орошения. В районах, где преобладают постоянные сильные ветра, системы орошения с разбрызгиванием не нашли применение.

Кучное выщелачивание Бруверли Крик показало, что даже в очень суровых климатических условиях (в зимние месяцы температура достигает -40°С и ниже) возможно кучное выщелачивание круглогодично. Для этого в зимний период применяются специальные конструктивные решения: система орошения погружается непосредственно в руду и имеет дублирующие трубы, до наступления зимы укладывается штабель слоем 4-6 метров с целью изоляции перфорированных труб, все наружные трубопроводы изо-

лируются или утепляются, насыщенный раствор непосредственно поступает на фабрику, а обезметалленный раствор подогревают (в случае необходимости) и качают сразу в систему орошения кучи [2].

Широкое внедрение кучного выщелачивания позволит существенно повысить объем золотодобычи в России.

Библиографический список

1. Интернет-ресурс <http://dic.academic.ru>
2. Дементьев В.Е., Татаринов А.П., Гудков С.С., Григорьев С.Г, Рязанова И.И. «Золотодобыча», 2000, №23. Перспективы извлечения золота методом кучного выщелачивания в холодных климатических регионах России. С. 43–47.
3. Фазлуллин М.И., Введение в оценку, проектирование и получение благородных металлов способом кучного выщелачивания. М.: Издательство Академии горных наук, 2001. – 647 с.

УДК 669.213

ЭТАПЫ РАЗВИТИЯ ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ

А.В. Евдокимов¹, Т.С. Минеева²

¹магистрант гр. МЦм-17-1, ИРНИТУ, e-mail:

aleksandr.evdokimoff@gmail.com

²к.т.н., доцент кафедры металлургии цветных металлов, ИРНИТУ

Человек, создатель инструментов, ещё на заре цивилизации сделал полезными камни и руды. По мере того, как накапливались знания, люди нуждались в лучших инструментах и развивали наиболее ранние формы промышленности: обработку самородных металлов, их сплавление в бронзу и позднее их выплавку из высококачественных минералов. Даже на этой стадии человеческого развития некоторые металлы требовали обогащения перед плавкой, и поэтому появилась «обработка металлов». Самой первой формой обработки минералов, несомненно, была ручная разборка. За этим следовали примитивные формы гравитационного обогащения. По мере того, как прямая плавка руд становится менее распространённой, возрастает необходимость обогащения и совершенствуются различные методы гравитационного обогащения. Принципы гравитационного обогащения были известны ещё 2 тыс. лет назад [1].

Гравитационного обогащение – физический процесс, в котором отделение одного минерала от другого зависит от их относительного движения под действием силы тяжести и каких-либо других (одной или нескольких) сил.

Современные изменения в области гравитационного обогащения относятся главным образом к созданию высокоэффективного, высокопроизводительного, но недорогого оборудования; современные гравитационные фабрики просты и недороги по сравнению с более ранними [1,2].

Гравитационное обогащение остаётся одним из наиболее важных способов разделения минералов.

Ещё в далёком прошлом выдающийся учёный М.В. Ломоносов подробно рассматривал формы нахождения золота в рудах и его ассоциации с другими минералами, что имеет принципиально важное значение для дальнейшей его переработки. Также он указывал на необходимость рационального сочетания толчения и промывки. Рассматривая процесс промывки, Ломоносов указывал на необходимость повторения данной операции для богатых руд. Промывкой в желобах получали концентраты с различным содержанием полезного компонента.

Спустя некоторое время учёный Ф.Л. Канкриным упоминал о создании промывочных машин, а далее подробно описал создание отсадочной машины с подвижным решетом и приводом от водяного колеса.

Создание научных основ обогащения полезных ископаемых неразрывно связано с именем выдающегося учёного П.Р. Риттингер. Главными операциями гравитационного обогащения он считал «разделение зерен по крупности, по равному абсолютному весу и с помощью жидкости промежуточного удельного веса». Учёный ввел не используемый сейчас термин «металлургическое обогащение», которое осуществляется с помощью химических препаратов. Очевидно, П.Р. Риттингер имел в виду то, что принято сейчас называть гидрометаллургией. Также учёный описал конструкции непрерывно разгружающихся поршневых отсадочных машин, устройство сотрясательных и концентрационных столов. Кратко упомянул об обогащении с использованием центробежной силы [2].

Прогресс в области развития обогащения полезных ископаемых шел по пути эволюционного совершенствования техники, обуславливавшего появление многочисленных машин и механизмов: размолочно-промывальных машин, машины для промывки золотосодержащих песков, для промывки глинистых продуктов, старых отвалов и богатых гальками песков, эти устройства приводились в действие конным воротом.

Металлургом П.П. Аносовым была предложена машина с установленным валом и рамой, который приводился в действие от паровой машины.

Другое направление было связано с осуществлением гидравлического способа промывки. Для его использования применительно к местным условиям Сибири и Урала в 1874 г. известный изобретатель К. Кулибин изобрёл золотопромывочную машину, которая промывала до 50 тыс. пудов за 10-часовую смену.

Прообразом современной отсадочной машины является отсадочная поршневая машина, изобретенная в Венгрии, а не в Германии, как принято считать.

Лучшей машиной считалась отсадочная машина Стюарта. Она представляла собой видоизменение более ранних машин с недвижным решето. Движение сита приводилось от эксцентрика [2].

В конце XIX в. одним из лидеров в области обогащения руд становится

США. В 1868 г. С.Р. Кром получил патент на изобретение сухого концентратора, благодаря которому впервые было осуществлено первое воздушное обогащение, имеющее принципиально важное значение для местностей, бедных водными ресурсами.

С учётом нашедших широкое применение уже в наше время методов гравитации, использующих центробежную силу, учёным Х. Борном был разработан ряд конструкций аппаратов гравитационного обогащения с тангенциальным вводом питания.

Конец XIX в. ознаменовался крупными техническими сдвигами, ростом промышленности и небывалой ее концентрацией. Развитие обогащения полезных ископаемых стало невозможным без соответствующих научных разработок.

В настоящее время диапазон оборудования для гравитационного обогащения настолько широк, что кажется невозможно определить, какое из него наиболее приемлемо для требуемого разделения. Однако при более пристальном исследовании для конкретных целей этот диапазон быстро уменьшается.

Эффективность отдельных видов оборудования зависит от разнообразных факторов: скорости подачи питания по сравнению с производительностью оборудования, колебания скорости подачи или минерального состава питания, диапазона крупности и содержания твёрдого [1,2].

Современные гравитационные аппараты (ЦК Knelson, Falcon, Итомак) снабжены АСУ, что позволяет более эффективно справляться с поставленными задачами - получать качественные концентраты за счет контроля подачи питания и воды, изменения центробежной силы. Диафрагмовые отсадочные машины (Завод Труд, Механобр) и винтовые сепараторы (АО Спирит) наиболее распространены за счет своей дешевизны и простоты в обслуживании. Концентрационные столы получили широкое применение по сей день за счет высокой степени концентрации (Holman, Завод Труд).

Библиографический список

1. Глембоцкая Т.В. Возникновение и развитие гравитационных методов обогащения полезных ископаемых – М.: Наука, 1991. – 256 с.

2. Берг Р.О. при участии К. Миллза Технология гравитационного обогащения: Пер. с англ/ Пер. Е.Д. Бачева – М.: Недра, 1990 – 574 с.

УДК 669.21

СОВРЕМЕННЫЕ МЕТОДЫ КОНДИЦИОНИРОВАНИЯ МЕДНОЦИАНИДНЫХ ОБОРОТНЫХ РАСТВОРОВ

А.В.Тынин¹, В.В.Жмурова²

¹ студент гр. МЦМ -17 ИРНИТУ, e-mail: tynin_a@mail.ru

² доцент кафедры металлургии цветных металлов ИРНИТУ, e-mail: v_pichugina@list.ru

В последнее десятилетие интерес к процессам кондиционирования цианидсодержащих оборотных вод с повышенным содержанием цветных металлов, в частности меди, значительно возрос. Данное обстоятельство спровоцировано двумя факторами.

Во – первых, жестким регулированием содержания цианистых соединений в хвостах и ростом стоимости процессов обезвреживания.

Во – вторых, вовлечением в переработку руд всё более сложного состава, требующих повышенных расходов цианида за счет присутствия сопутствующих металлов, которые вступают в реакции с цианидом при выщелачивании золота. Наибольшие проблемы связаны с наличием меди. Многие минералы меди взаимодействуют с цианидом, образуя цианидные комплексы – $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$, $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$, $\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$. Одна мольная доля меди переводит в неактивное по отношению к золоту и серебру состояние от 2 до 4 мольных долей цианида, добавляемого в рабочие растворы. В ряде случаев расход цианида на образование медных комплексов может достигать практически 100% от общей загрузки цианида натрия в процесс, в результате растворение золота резко замедляется или полностью прекращается.

Выведение меди из растворов позволяет улучшить эффективность сорбционного извлечения золота; выделение и рециклинг цианида снижает необходимость добавления новых порций цианида в процесс [3].

В настоящее время разработаны процессы и методы кондиционирования обогащенных медью выщелачивающих растворов как до, так и после извлечения золота. Эти процессы сочетают в себе возможность выделения меди в виде соответствующего товарного продукта и цианида, пригодного для извлечения золота с тем, чтобы уменьшить общие производственные затраты. К таким процессам относят: Cutech, MNR, SART, Cyanomet AuGment, Vitrokele, Hannah, Cyanisorb. В то же время, эти технологии недостаточно изучены и описаны, нет сведений о параметрах и условиях ведения процессов, а также отсутствуют данные о промышленном внедрении. В литературных источниках описаны только испытания, проведенные

на пилотных установках (Австралия, 2001г.) [2,3]. В России и странах ближайшего зарубежья опыта осуществления данных процессов нет.

При обработке руд, включающей кондиционирование растворов и обратное водоснабжение, проблема обезвреживания сточных вод во многих случаях решается традиционными способами.

Технология кондиционирования оборотных растворов, разработанная в институте «Иргиредмет», предусматривает извлечение меди в виде высококачественного сульфидного концентрата при одновременной регенерации свободного цианида в оборотном растворе, пригодного для выщелачивания золота. В настоящее время осуществлено промышленное внедрение технологии на руднике Мизек (Казахстан, 2008г.).

Взаимодействие цианистых растворов с соединениями меди

Соединения меди, содержащиеся в обрабатываемой руде, являются причиной образования комплексных цианистых соединений. Металлическая медь и соединения меди в форме оксида, гидроксида, сульфата и основных карбонатов (малахит и азурит) почти полностью и довольно быстро растворяются в цианистых растворах.

Простые сульфиды, такие как халькозин Cu_2S и ковеллин CuS , а также некоторые другие медные минералы (борнит, энаргит и тетраэдрит) весьма полно (хотя несколько медленнее, чем окисленные минералы) взаимодействуют с цианистыми растворами и образуют растворимые соединения. Хризоколла $CuSiO_3 \cdot 2H_2O$ весьма слабо взаимодействует с цианистым раствором.

Меньше всего медь переходит в раствор из халькопирита $CuFeS_2$, причем растворение последнего, по-видимому, начинается после предварительного разложения, происходящего вследствие его окислен

В результате весьма активного взаимодействия цианистого раствора со многими медными минералами присутствие меди может сделать нерентабельным процесс цианирования, если только не применяются специальные методы обработки.

Оптимальным решением проблемы переработки золотосодержащих медистых руд является повторное использование отработанных цианидсодержащих растворов путем выведения из них меди и возврата цианида, связанного в комплексные соединения в процесс выщелачивания [1,3].

Общие современные методы кондиционирования медноцианидных оборотных растворов. Метод ионообменной очистки

Ионообменный метод очистки воды применяют для обессоливания и очистки воды от ионов металлов и других примесей. Сущность ионного обмена заключается в способности ионообменных материалов забирать из растворов электролита ионы в обмен на эквивалентное количество ионов ионита.

Очистку воды осуществляют ионитами - синтетическими ионообменными смолами, изготовленными в виде гранул размером 0,2-2 мм. Иониты изготовляют из нерастворимых в воде полимерных веществ, имеющих на своей поверхности подвижный ион (катион или анион), который при определенных условиях вступает в реакцию обмена с ионами того же знака, содержащимися в воде.

Электрохимические методы очистки сточных вод

Для очистки сточных вод от различных растворимых и диспергированных примесей применяют процессы анодного окисления и катодного восстановления, электрокоагуляции, электрофлотации, электродиализа и электрокаталитического окисления. Все эти процессы протекают на электродах при пропускании через сточную воду постоянного электрического тока. Электрохимические методы позволяют извлекать из сточных вод ценные продукты при относительно простой автоматизированной технологической схеме очистки, без использования химических реагентов. Основным недостатком этих методов является относительно большой расход электроэнергии. Очистку сточных вод электрохимическими методами можно проводить периодически или непрерывно [4].

Обработка растворов окислителями

При обработке цианидных растворов окислителями происходит полное разрушение практически всех, содержащихся в растворе, цианидных соединений, для осаждения меди требуется большой расход окислителей. В качестве окислителя наиболее распространен «активный хлор». Донорами «активного хлора» могут служить хлорная известь CaOCl_2 , гипохлориты кальция Ca(OCl)_2 и натрия NaOCl , диоксид хлора OCl_2 , элементарный хлор в щелочной среде и др. Образующиеся растворы не содержат цианида натрия, поэтому не способны выщелачивать золото при использовании растворов в обороте. Перспективным окислителем является озон. В качестве окислителей могут быть использованы перманганаты и перекись водорода

Хлорирование

Щелочное хлорирование – химический процесс, включающий окисление и разложение свободных и свободнодиссоциирующих форм цианида в щелочных условиях ($\text{pH}=10,5-11,5$). Хлор подается в виде гипохлорида натрия или кальция. Хлор и гипохлорит могут также образовываться в ходе электролитических процессов.

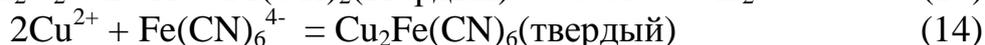
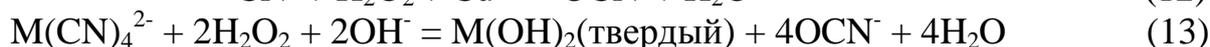
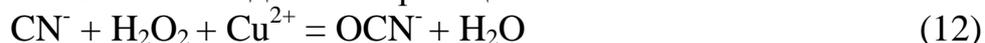
Достоинства метода:

- широко используется на многих предприятиях;
- обработка всегда идет в щелочной среде;
- реакции быстро и полностью снижают концентрацию цианид – ионов до величины $0,1 \text{ г/м}^3$;

- удаляются токсичные металлы;
 - хлор как реагент легко доступен, технологичен, процесс легко контролировать;
 - метод применим как к непрерывным, так и периодическим процессам;
 - капитальные затраты низки;
 - метод относительно безопасный;
 - разлагаются роданид – ионы, тиосоли окисляются.
- Недостатки процесса хлорирования:
- стоимость реагентов высока в случае, если необходимо полностью окислить цианистые соединения;
 - необходимо точно осуществлять контроль за уровнем рН, для предотвращения образования хлорциана;
 - необходим контроль за остаточным содержанием газообразного хлора в водной среде, которое не должно превышать $1 \text{ см}^3/\text{м}^3$;
 - в сточных водах, содержащих аммиак, расход хлора резко увеличивается из-за образования хлорамина.
 - повышенный расход хлора в присутствии меди и никеля;
 - цианид в этом процессе не регенерируется;
 - комплексные цианиды железа не разлагаются [1,2].

Окисление пероксидом водорода

Этот метод сравнительно недавно стал использоваться в промышленном масштабе. В основе метода лежат реакции:



Для нормального протекания этих реакций необходим катализатор, такой как Cu^{2+} .

Озонирование

Этот метод широко используется для обработки сточных вод, в основном в целях дезинфекции и стерилизации. Озон, получают, обрабатывая электрическим током воздух или кислород.

Обработка сернистым газом или тиосульфатами (INCO – технология)

Способ обезвреживания цианидов фирмы INCO (Канада) включает обработку раствора смесью сернистого газа с воздухом в качестве окислителя, известью в качестве регулятора рН и раствором, содержащим медь, в качестве катализатора [3].

На выбор технологии обработки цианистых растворов и стоков влияют их объем и состав, вид комплексных цианистых соединений и относительная стоимость обработки.

В свою очередь, стоимость определяется рядом факторов:

- выбором между регенерацией и разложением цианида,
- возможностью доизвлечения металла (металлов),
- необходимостью нейтрализации роданид – ионов,
- возможностью воздействия метода обработки на окружающую среду и др.

Библиографический список

1. Котляр Ю.А., Меретуков М.А., Стрижко Л.С. *Металлургия благородных металлов: учебник: в 2-х кн.* М.: МИСИС Руды и металлы, 2005. 432 с.

2. Меретуков М.А., Орлов А.М. *Металлургия благородных металлов: зарубеж. опыт.* М.: Metallurgia, 1991. 415 с.

3. Файберг А.А. *Кондиционирование цианидных оборотных растворов с повышенным содержанием меди: Дисс. канд. техн. наук; Иркутск – «Иргиредмет». 2010. – 155 с.*

4. Остроушко И.А. *Электролитическая очистка сточных вод обогатительных фабрик /И.А. Остроушко, Р.И. Остроушко //Цветная металлургия, 1972. №20. С. 46-48.*

УДК 669.21

ИНТЕНСИВНОЕ ЦИАНИРОВАНИЕ ГРАВИОКОНЦЕНТРАТОВ НА УСТАНОВКАХ АСАСІА

К.С. Имангулов¹, В.В. Жмурова²

¹ студент гр. МЦм – 17, ИРНИТУ, e-mail: kimangulov@list.ru

² доцент кафедры металлургии цветных металлов ФГБОУ ВО «ИРНИТУ», e-mail: v_pichugina@list.ru

Интенсивное цианирование в основном применяется для переработки золотосодержащих гравитационных концентратов в небольших масштабах. Он возник совсем недавно, в 1989-90 гг. и был разработан почти одновременно в институте Иргиредмет и за рубежом. Суть его заключается в том, что в конусный реактор загружается на одну треть высоты золотосодержащий материал, затем снизу подается рабочий цианистый раствор с помощью насосов, работающих в импульсном режиме. В результате воздействия гидравлического напора цианистого раствора, развиваемого насосом, концентрат разрыхляется и находится во взвешенном состоянии,

обеспечивая тем самым доступ цианид-ионов и растворенного кислорода к частицам золота [1].

Импульсная подача в аппарат цианистого раствора в циркуляционном режиме продолжается в течение всего необходимого времени для растворения золота. По окончании процесса золотосодержащий раствор сливается в чан-сборник и затем подается либо на цементацию, либо на сорбцию на уголь или электролиз для получения товарной продукции. Процесс цианирования в конусных реакторах с импульсной подачей раствора называют методом интенсивного цианирования гравитационных промпродуктов.

Установка интенсивного цианирования представлена на рисунке 1

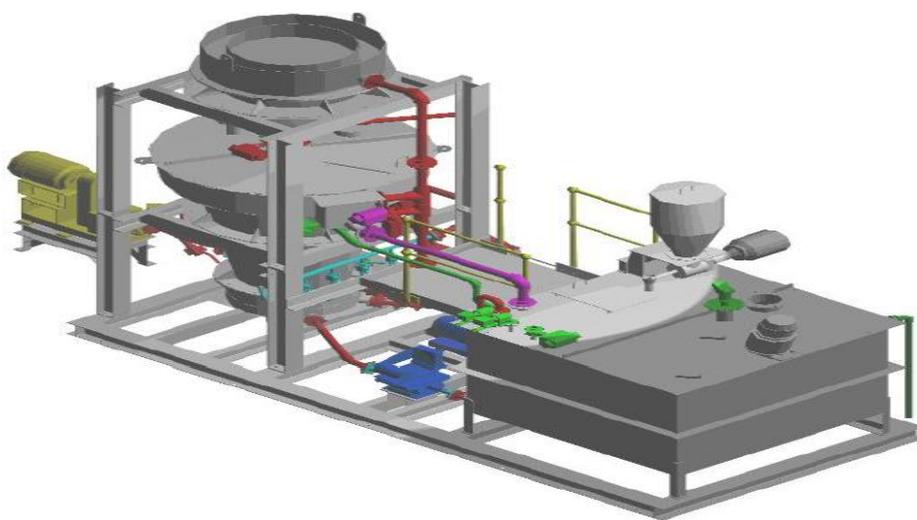


Рисунок 1 - Установка интенсивного цианирования «ConSep Acacia»

По своим характеристикам процесс интенсивного цианирования находится между перколяцией и перемешиванием. Импульсное выщелачивание, также как и перколяция, позволяет цианировать достаточно крупнозернистый материал, но в то же время обеспечивает хорошие условия доставки цианида и растворенного кислорода к поверхности золотин. Последнее происходит не за счет перемешивания, а за счет энергии импульса, позволяющего поддерживать все частицы концентрата во взвешенном состоянии.

Стадии технологического процесса

Работа модуля выщелачивания ConSep Acacia представлена несколькими отдельными стадиями, каждая из этих стадий легко управляется в ручном режиме или автоматическом режиме.

Подача концентрата в аппарат

Непосредственное соударение поступающего концентрата о диффузионную решетку ведет к преждевременному износу решетки и закупорке. Поэтому перед подачей необходимо, чтобы глубина воды в чане была

примерно 500мм для того, чтобы скорость поступающего материала уменьшилась.

Стратификация (укладка) концентрата

Вода впрыскивается в постель и равномерно распределяется по площади поперечного сечения ConSep Acasia диффузионным картриджем. В силу уменьшающейся скорости восходящего потока (благодаря увеличению площади поперечного сечения при увеличивающейся высоте) будет происходить разделение размеров частиц в зависимости от скорости осаждения каждой частицы.

Поскольку поток в цикле стратификации выше, чем при обесшламливании, если вода переливается с реактора, то может произойти смыв крупных частиц. Поэтому важно отключить поток перед тем, как чаны начнут переполняться.

Обесшламливание концентрата

Цель данной стадии – удаление шламов из схемы во избежание возникновения проблем при электролизе, а также слива твердого на более поздних стадиях процесса. Заданное значение потока в цикле обесшламливания сохраняется в течение определенного периода времени, которое требуется для удаления мелких фракций для последующего выщелачивания.

Смешивание реагентов для выщелачивания

Эта стадия выполняется одновременно со стадиями стратификации и обесшламливания. Цель данной стадии – смешивание реагентов, необходимых для процесса выщелачивания. Данная стадия - это периодический процесс, обусловленный объемом реагентов, добавляемых в чан для растворов [2].

Причины потерь цианида и меры по снижению его расхода

Механические потери цианида связаны с протечкой цианистых растворов и пульпы из аппаратуры, трубопроводов и другим приборам, по которым подаются цианистые растворы в технологический процесс. В пролившихся растворах цианид натрия интенсивно гидролизуетсся с выделением цианистого водорода, который улетучивается в атмосферу цеха. Кроме того, дренажные сливы и переливы разбавляются водой при гидроуборке, что также способствует его химическому разложению.

Потери цианида с растворами происходят при ручной дозировке крепких растворов в технологический процесс, когда нередко случаи передозировки его из-за недосмотра, халатности обслуживающего персонала или неисправности запорной арматуры.

К механическим потерям следует отнести также цианид, содержащийся в жидкой фазе и адсорбированный на рудных частицах хвостовой пульпы, которая сбрасывается в хвостохранилище. При этом поверхность адсорбента покрывается слоем цианида натрия не более молекулы, т.е. получается мономолекулярный слой на поверхности твердого тела. Адсорб-

ция уменьшается с понижением концентрации в растворе цианида натрия. Это обстоятельство заставляет вести процесс цианирования в максимально разбавленных цианистых растворах [3].

В последние годы на некоторых золотоизвлекательных фабриках цианистые хвосты не обезвреживаются перед сбросом в хвостохранилище, а в технологическом процессе используется осветленная вода прудка хвостохранилища, содержащая цианид. При нахождении необезвреженной цианистой пульпы в хвостохранилище происходит процесс разложения цианистых солей под действием природных факторов (солнце, кислород и др.). В результате этого концентрация цианида в осветленной воде, которая в виде оборотной поступает на фабрику падает почти в 2 раза и ее нужно доукреплять по цианиду, что также вызывает значительные бесполезные потери цианистого натрия. С учетом сказанного, механические потери цианида могут составлять от 5 до 10% от общего расхода.

К химическим потерям цианида относится разложение цианистых растворов в аппаратуре путем гидролиза с образованием летучей синильной кислоты HCN. Гидролиз цианида, как известно, предотвращают введением в пульпу защитной щелочи. Но при наличии кислот, образующихся при окислении рудных минералов, защитная щелочь расходуется на их нейтрализацию, и в этом случае при недостатке щелочи гидролиз цианида усиливается, что приводит к увеличению его расхода.

С внедрением в практику цианирования аппаратов с пневматическим перемешиванием (пачуки, сорбционные колонны и др.) резко увеличились потери цианида. Это связано с тем, что в подаваемом в аппараты сжатом воздухе для перемешивания пульпы и ее транспортировки содержится углекислота, которая интенсифицирует гидролиз цианида, а освобождающийся из пульпы воздух выносит образующийся цианистый водород, который удаляется вытяжной вентиляцией в атмосферу. Из-за отсутствия приборов измерения и контроля расхода на большинстве фабрик сжатый воздух в аппараты подается зачастую в избыточном количестве, что приводит к еще большему выдуванию цианида из пульпы [4].

Библиографический список

1. Теория металлургических процессов: учебник / Минеев Г.Г. [и др.] - Иркутск: Изд-во ИрГТУ, 2010. – 524с.
2. Барченков В.В. Технология гидрометаллургической переработки золотосодержащих флотоконцентратов с применением активных углей. Чита: Поиск, 2004. – 242 с.
3. Пунишко О.А., Васильев А.А. Производство благородных металлов и проектирование цехов: учеб. пособие. – Иркутск: Изд-во ИрГТУ, 2013. – 72 с.
4. Набойченко С.С, Агеев Н.Г., Дорошкевич А.П./Под ред.Набойченко С.С. Процессы и аппараты цветной металлургии: уч. для

ВУЗов по направлению «металлургия»; УрГТУ - Екатеринбург: изд. УрГТУ. – 1997. – 665 с.

УДК 669.2

ПЕРСПЕКТИВЫ ПРОЕКТА «АЛЮМИНИЕВАЯ ДОЛИНА» В КРАСНОЯРСКОМ КРАЕ

К.С. Бушуев¹, А.В. Никаноров²

¹ студент гр. МЦБ -16-1, ИМХТ, ФГБОУ ВО «ИРНИТУ» г. Иркутск.

² к.т.н., доцент кафедры «Металлургии цветных металлов» ФГБОУ ВО ИРНИТУ, г. Иркутск.

Проект «Алюминиевая долина» получил широкое распространение после представления его 16 июля 2016 года на Петербургском международном экономическом форуме. За два месяца до представления проекта (20 мая 2016 года) в Красноярске, состоялось трехсторонняя встреча, на которой присутствовали губернатор Красноярского края Виктор Толоконский, председатель Алюминиевой ассоциации Иван Матеров и генеральный директор РУСАЛа Владислав Соловьев.

Результатам встречи стало решение: в течение месяца разработать план организации особой экономической зоны, подготовить список компаний-резидентов и перечень преференций, которые они получают.

В рамках проекта «Алюминиевая долина» предполагается что она будет располагаться на двух обособленных площадках - в Красноярске и Дивногорске, общая площадь которых составит около 700 га. На этой территории разместятся резиденты - предприятия по выпуску алюминиевой продукции высокого передела.

В число основных партнеров входят: Красноярский алюминиевый завод (КрАЗ) и действующие местные переработчики алюминия: Красноярский металлургический завод (КраМЗ), литейно-прессовый завод «Сегал», крупнейший производитель колес в России «КиК» и предприятие по выпуску алюминиевых дисков «СКАД». В процессе реализации проекта, как утверждают его авторы, уже на первом этапе реализации будет задействован внушительный список компаний. [2]

Хотелось бы отметить, что в РФ практически не растет среднедушевое потребление первичного алюминия, которое составляет 5,4 кг в год. Для сравнения: среднемировой уровень потребления равен 7,5 кг в год. [1] Это подтверждает структура производства Красноярский алюминиевый завод, где из 1 млн. тонн металла, который КрАЗ производит в год, порядка 25% остается в России, остальные 75% импортируют производителям из Европы, Азии, США, Японии, которые делают из первичного алюминия продукты с добавленной стоимостью.

Например, компоненты для автомобилей, самолетов, электронной техники, всевозможных девайсов.

Продукция Красноярского алюминиевого завода широко используется в строительной отрасли, из сплава, производимого на КРАЗе изготавливают алюминиевые банки под напитки.

Считаем, что необходимо создать такие условия, чтобы металл местного производства использовался в дальнейшем производстве конечной продукции в Красноярском крае и России в целом.

В рамках проекта «Алюминиевая долина» планируется воссоздать технологичную цепочку, чтобы из алюминия, произведенного на красноярском заводе, можно было выпускать продукцию с более высокой добавленной стоимостью. Сегодня объем потребления алюминия региональными производителями составляет 19%. Благодаря созданию «Алюминиевой долины» к 2030 году доля металла, переработанного на территории региона, как предполагают эксперты, вырастет до 50%.

Главная цель проекта «Алюминиевая долина» – это создание возможностей для глубокой переработки алюминия и расширение использования высокотехнологичных продуктов из этого металла как в регионе, так и в России. Считаем, что выбранное направление развития деятельности КРАЗа перспективное, которое в будущем может увеличить налогооблагаемую базу края, а также привлеч дополнительный капитал, который позволит создать до 2 тыс. дополнительных рабочих мест. В связи с этим потребуются новые квалифицированные кадры, что в свою очередь, будет способствовать развитию учебных программ в красноярских и иркутских вузах.

В перспективе проект «Алюминиевая долина» даст мультипликативный эффект для экономики региона, позволит развивать существующие мощности по переработке первичного алюминия - комплекс по производству авиационных плит на КраМЗе, производство экструзионных профилей и колесных дисков для автомобилей. Проект «Алюминиевая долина» готов принять новых резидентов для размещения производства на территории Красноярска. Уже рассматриваются предложения от производителей кабельной продукции, порошков для 3D-печати.

Не стоит забывать, что основной задачей в производстве алюминия является создание принципиально новых материалов, технологий и конструкций с учетом экологического эффекта. [1]

Известный факт, что Красноярск терпит экологическую катастрофу, новый проект может ещё более ухудшить экологическое положение края. Об этом не стоит забывать, привлекая новые инвестиции в край, учитывая тот факт, что Олег Дерипаска доложил Дмитрию Медведеву, что «Алюминиевая долина» позволит привлечь иностранные инвестиции и технологии на 17 млрд рублей. Мы надеемся, что часть этих инвестиций

пойдет на исправления данной ситуации, так как на сегодняшний момент экологическая ситуация в Красноярске оставляет желать лучшего, об этом свидетельствуют данные Росгидромета (Таблица 1).

Таблица 1 – Рейтинг самых грязных городов России

Город	Вещество, обусловившее высокий уровень загрязнения атмосферного воздуха	Число случаев высокого загрязнения атмосферного воздуха	Максимальное превышение допустимой концентрации, раз
Чита	бенз(а)пирен	1	34
	взвешенные вещества	1	21
Улан-Удэ	бенз(а)пирен	1	24
Магнитогорск	бенз(а)пирен	3	23
Белоярский (Ханты-Мансийский авт. округ - Югра)	формальдегид	2	22
Пермь	этилбензол	1	15
Уфа	этилбензол	1	15
Нижний Тагил	бенз(а)пирен	1	13
Челябинск	бенз(а)пирен	1	13
Красноярск	хлорид водорода	2	13
Екатеренбург	этилбензол	1	11

Экономический эффект, который получит Красноярский край и ОК РУСАЛ от реализации проекта «Алюминиевая долина» неоспорим, но нельзя забывать об экологической составляющей проекта. Для решения этого вопроса Иркутский национальный исследовательский технический университет готов предложить свои разработки по максимальному экологическому эффекту производств. Авторы статьи также готовы принять участие в разработке максимально «чистого» процесса производства для «Алюминиевой долины».

Библиографический список

1. Бушуев К.С., Никаноров А.В. Анализ технологии производства и переработки алюминия, сокращающих негативное воздействие на окружающую среду // Перспективы развития технологии переработки углеводородных и минеральных ресурсов. – Иркутск: Изд-во: ИРНТУ, 2017. – С. 78-80
2. Бизнес система РУСАЛа. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.rusal.ru/development/>
3. Рейтинг самых грязных городов России. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.gks.ru/>
4. Немчинова Н.В., Минеева Т.С., Никаноров А.В., Проблемы

экологической безопасности алюминиевого и кремниевого производства // Современные проблемы науки и образования. – 2013. – № 3. – С. 93.

5. «Алюминиевая долина» - проект будущего. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.idernome.ru/>

УДК 669.21

ТЕХНОЛОГИЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА ИЗ ОКИСЛЕННЫХ РУД

Е.Ю. Поседко¹, В.В. Жмурова²

¹, магистрант кафедры металлургии цветных металлов ФГБОУ ВО «ИРНИТУ», инженер лаборатории металлургии АО «Иргиредмет», г. Иркутск, e-mail: evgenyposedko@mail.ru

² доцент кафедры металлургии цветных металлов ФГБОУ ВО «ИРНИТУ», e-mail: v_pichugina@list.ru

Минерально-сырьевая база России за последнее десятилетие существенно сократилась. Новые экономические требования к качеству минерального сырья и экологическому обеспечению безопасности освоения месторождений резко сузили перечень рентабельных для отработки объектов. В этих условиях принципиальное значение имеет создание и освоение таких технологий эффективной добычи полезных ископаемых, в особенности драгоценных металлов, которые обеспечивают при более низких расходах, по сравнению с традиционными методами, увеличение объемов получаемой продукции [1].

Принципы кучного выщелачивания (КВ) и извлечения золота цианированием имеют долгую историю. Кучное выщелачивание золота цианированием было предложено в 1967 г. Горным Бюро США. Первое промышленное использование кучного выщелачивания относится к концу шестидесятых годов, когда компания "Карлин Голд Майнинг" на выявленном ею золоторудном поясе Карлин Тренд (штат Невада) организовала крупные полевые эксперименты. Первую крупномасштабную отработку с выщелачиванием 2 млн т бедной руды провела компания "Кортес Голд Майнз" в начале 1970 г. в районе Кортес Тренд (штат Невада). КВ стало эффективным методом переработки окисленных руд золота и серебра. Существенная доля приходится на золото, добытое способом кучного выщелачивания. Способ КВ эффективен и для извлечения драгоценных металлов из небольших, поверхностных месторождений и является привлекательным способом для переработки руд крупнотоннажных бедных месторождений.

Предпосылками для разработки и внедрения КВ послужили постоянное снижение среднего содержания золота в перерабатываемых рудах

(так, в США оно снизилось в 1990 г. по сравнению с 1988 г. с 3 до 2,3 г/т; в Канаде - с 6,1 до 4,5 г/т; в ЮАР - с 6,1 до 4,5 г/т) и стремление обеспечить максимальное извлечение из недр золота за счет вовлечения в технологический процесс бедных и забалансовых руд [1].

Впервые работы по кучному выщелачиванию золота в СССР проведены на Мурунтауском (Узбекистан) и Васильковском (Казахстан) месторождениях.

Реальные работы по кучному выщелачиванию руд в России были начаты в 1993 – 1994 гг.

Сырье, подвергаемое КВ, являются ранее складированная низкосортная (забалансовая) руда, минерализованная отвальная порода, измельченные хвосты после флотационного или гравитационного обогащения и свежедобытая руда. Эти материалы существенно отличаются по своим физическим и технологическим свойствам, и их особенности диктуют выбор метода, следуя которому они должны быть предварительно подготовлены к проведению процесса выщелачивания. Большинство современных действующих полигонов КВ перерабатывают вновь добытую руду, извлекаемую специально или попутно с балансовой рудой, получаемую из карьеров, так как остальные виды лежалого исходного сырья в значительной степени переработаны ранее, на первых этапах освоения метода КВ. Кучное выщелачивание вновь добытой руды особенно экономично для отработки крупных по объему низкосортных золотосодержащих руд.

Основные типы используемых при КВ руд:

- 1) Окисленные руды с рассеянным золотом;
- 2) Сульфидные руды, в которых золото не ассоциировано с сульфидными минералами;
- 3) Руды жильных или пластовых месторождений, содержащие тонкие частицы золота с высоким отношением их площади поверхности к массе.

Руда перерабатываемая по технологии КВ должна обладать следующими характеристиками [2]:

- 1) Руда, содержащая драгоценные металлы, растворяемые цианидом;
- 2) Руда с очень малыми и плоскими частицами золота;
- 3) Руда, находящаяся в пористой и проницаемой вмещающей горной породе (драгоценные металлы, находящиеся в низкопористых рудах, могут быть освобождены с помощью разрушения и дробления);
- 4) Руда, не содержащая углеродсодержащего материала, который вызывает преждевременную адсорбцию или осаждение растворенного металла;
- 5) Руда, содержащая относительно мало "цианисидов", которые поглощают цианид или препятствуют реакции растворения;
- 6) Руда, содержащая относительно мало мелких частиц или глин, которые мешают равномерному просачиванию раствора (если в питании

присутствует избыток мелких частиц или глин, необходима агломерация руды);

7) Руда, не содержащая образующих кислоты составляющих, которые являются причиной большого расхода цианида и щелочи.

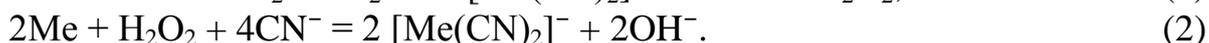
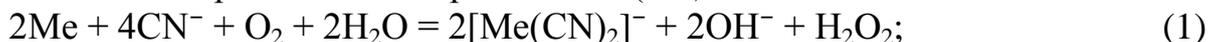
Кучное выщелачивание обычно требует и этапа предварительной подготовки руды к выщелачиванию, который в зависимости от разновидности исходного материала обычно включает дробление, или дробление и агломерацию, или только агломерацию (для тонкоизмельченных руд и хвостов флотации). В остальных случаях выщелачивание может осуществляться без какой-либо предварительной подготовки.

По сравнению с обычным обогащением кучное выщелачивание имеет ряд преимуществ, обычно эти преимущества заключаются в простоте, низких капитальных и эксплуатационных затратах, укороченном времени строительства и меньших заботах об охране окружающей среды.

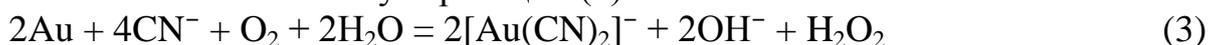
Технология кучного выщелачивания позволяет добывать золото с небольшими капитальными вложениями. При КВ отсутствуют энергоемкие и материалоемкие операции — измельчение руд и их обогащение. Капитальные затраты уменьшаются за счет исключения из объектов капитального строительства обогатительных фабрик с комплексом оборудования (мельницы, концентрационные столы, сепараторы, флотомашин, сгустители и т.д.). Текущие эксплуатационные затраты снижаются благодаря сокращению в процессе КВ объема используемой технической воды.

Недостатком настоящей технологии кучного выщелачивания является низкая степень извлечения металлов (на уровне 50-80 %) из руд по сравнению с обычным обогащением (85-95 %).

В основу метода КВ лежит процесс цианирования в перколяционном режиме. Основной принцип процесса цианирования – ионы цианида образуют очень устойчивые соединения с золотом, серебром и другими металлами. Цианистые растворы преимущественно растворяют золото и серебро, содержащееся в руде. При цианировании золото и серебро окисляются кислородом воздуха до Me (+1) и переходят в раствор в виде комплексных анионов $[Me(CN)_2]^-$. В общем виде химизм процесса описывается двумя последовательно протекающими реакциями (1-2):



Для золота степень развития реакции невелика, и химизм процесса достаточно точно соответствует реакции (3):



Технологическая схема КВ золотосодержащих руд и материалов достаточно проста и состоит из следующих операций (рисунок 1):

- 1) Транспортировка руды (исходного материала);
- 2) Подготовка исходного материала, рудоподготовка, включая агломерацию;

- 3) Подготовка площадки КВ;
- 4) Отсыпка штабеля;
- 5) Орошение штабеля выщелачивающим раствором;
- 6) Обустройство системы сбора и хранения продуктивных и оборотных растворов;
- 7) Цикл извлечения металлов;
- 8) Охрана среды и рекультивация полигона КВ

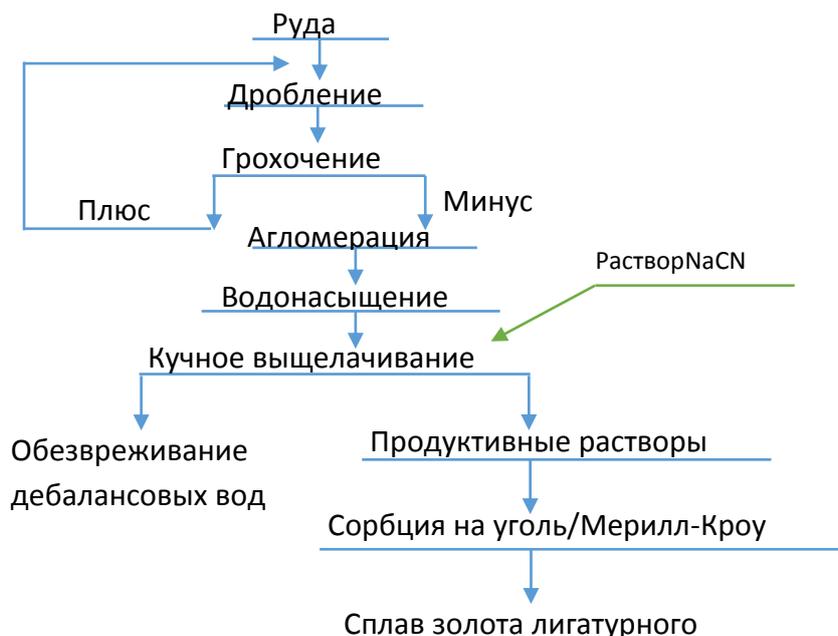


Рисунок 1 – Технологическая схема кучного выщелачивания драгоценных металлов

В настоящее время практически повсеместно используются два способа извлечения золота из продуктивных растворов: способ цементации цинком (метод Меррил—Кроу) и адсорбция на угле или синтетических смолах.

Предпочтительной схемой извлечения золота из растворов является адсорбция на углях: этим способом добывается около 40 % получаемых металлов во всем мире. Метод сорбции золота на угле основан на способности древесного угля адсорбировать металл. Наиболее пригоден для этой цели уголь, полученный из кокосовой скорлупы или персиковых косточек, обугленных при температуре 700-800 °С в присутствии пара.

Способ Мерилл-Кроу используют в случаях:

- 1) Растворы содержат повышенные концентрации серебра (отношение Ag : Au более 10 : 1);
- 2) Растворы содержат более 10—12 мг/л золота;
- 3) Извлечение золота на предприятии менее 800 г в сутки.

В России достаточно широко изучают технологию КВ научно-исследовательские организации: Иргиредмет; ЦНИГРИ; ВНИИХТ; МГГА и др. Выполнены научно-исследовательские работы по выщелачиванию драгоценных металлов, переработке продуктивных растворов, рассмотрены отдельные вопросы охраны окружающей среды. Специалистами АО «Иргиредмет» введено в эксплуатацию более 30 промышленных установок кучного выщелачивания [3].

Библиографический список

1. Фазлуллин, М.И. Кучное выщелачивание благородных металлов / Под ред. М.И. Фазуллина. – М.:Издательство Академии горных наук, 2001. – 647 с.
2. Dirk, J.A. Введение в оценку, проектирование и эксплуатацию проектов кучного выщелачивания драгоценных металлов: пер. с англ. / J.A. Dirk, van Zyl, Ian P.G. Hutchison, Jean E. Kiel // Общество Горных Инженеров. Литглстон, Колорадо. – 1988. – 325 с.
3. Кучное выщелачивание [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.irgiredmet.ru/activities/>

УДК 669.054.83

ПЕРЕРАБОТКА ЦИНКОСОДЕРЖАЩЕЙ ПЫЛИ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Д.Н.Чувашов¹, А.А.Тютрин²

¹ магистрант гр. МЦМ-17-1, ИРНИТУ, e-mail: dimachuvashov@list.ru

² к.т.н., доцент кафедры металлургии цветных металлов ИРНИТУ, e-mail: an.tu@istu.edu

В последние годы металлургическая отрасль сталкивается с рядом проблем, такими как заполнение шламонакопителей, вредные выбросы с металлургических предприятий, истощение месторождений и т.д [1].

Истощение месторождений высококачественных железных руд, как и экологические проблемы сподвигают к разработке новой техники и технологий, позволяющей перерабатывать труднообогатимые, низкокачественные железорудные материалы с использованием дешевых углеродистых восстановителей при сохранении высокого качества конечной продукции - чугуна и стали. Шламонакопители крупнейших заводов содержат сотни тысяч тонн замасленной окалины. Реализация имеющихся резервов вторичного сырья позволят сохранить многие ценные материалы и сэкономить значительное количество энергии.

Решение вопросов с утилизацией и переработкой отходов промышленности является одной из важнейших проблем. Наиболее остро эта

проблема проявила себя в Челябинской области, где по состоянию на 2014 год накопление отходов составило более 4 миллиардов тонн. Основными производителями этих отходов являются предприятия черной металлургии, на долю которых приходится 61% от общего количества отходов [2].

Большинство существующих технологий не могут обеспечить в необходимом объеме переработку сталеплавильных отходов, ввиду своего несовершенства, дороговизны, сложности технологий, в связи с чем рассматриваемая в данной статье технология является наиболее актуальной. Технология и принцип работы кольцевой подовой печи позволяют не только перерабатывать цинкосодержащие пыли сталеплавильные отходы (пыль ДСП) и прокатные окалины в необходимом объеме, но и производить сразу два ценных продукта – цинковый концентрат и гранулированный чугун [3].

Пыль ДСП представляет из себя порошок красно-коричневого цвета, крупность частиц которой менее 0,06 мм. В состав данной пыли входят, масс. %: ZnO – 26,0; Fe₂O₃ – 36,9; Na₂O – 5,97; K₂O – 2,98; CaO – 10,4; Cl – 3,7; P₂O₅ – 0,34; SO₃ – 1,04; SiO₂ – 4,79; Al₂O₃ – 0,66; MgO – 1,31; MnO – 2,885; Na₂O – 5,975.

Как видно из состава – цинк занимает достаточно большой объем, а значит его извлечение целесообразно. Железо же занимает порядка 13 % от общего объема, чего недостаточно для получения гранулированного чугуна, где его содержание должно быть не менее 40 %. В качестве решения данного вопроса является добавление в шихту отхода от проката стали – замасленную окалину [4].

Окалина представляет собой продукт окисления железа крупностью –60 мкм. Окисление стали происходит при двух одновременно протекающих процессах: диффузии кислорода от поверхности к внутренним слоям металла и встречной диффузии металла через слой окалины на ее наружную поверхность.

В окалине содержится около 10 % влаги и 13 % масла. После удаления воды и масла этот материал содержит 82,87 % Fe₂O₃ и 17,13 % FeO, что соответствует содержанию 71,33 % чистого железа в окалине [4].

Для переработки отходов предлагается использование кольцевой подовой печи, как одной из самых перспективных технологий. Схема процесса представлена на рисунке 1.

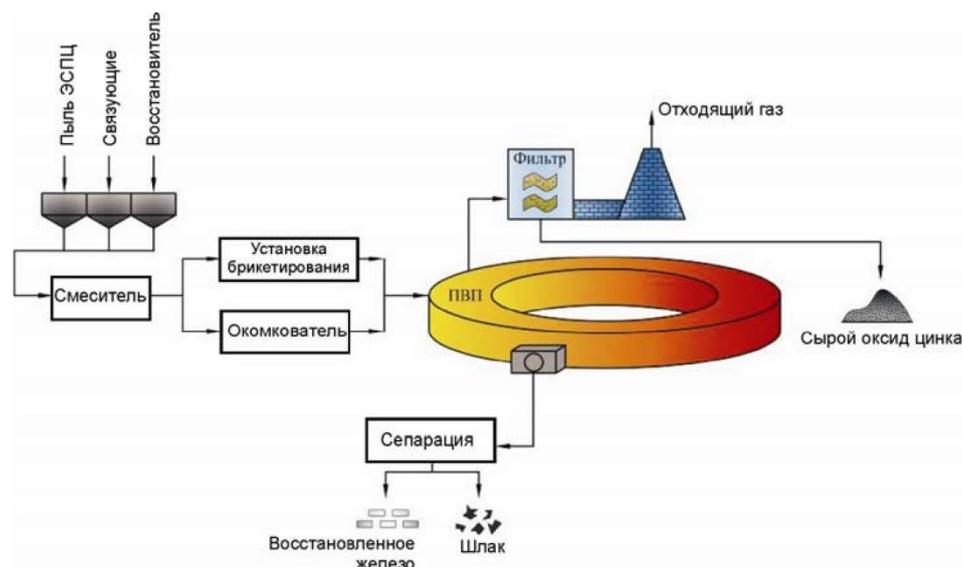


Рисунок 1 – Схема переработки пыли в подовой вращающейся печи (ПВП)

В качестве шихты в печь загружаются брикеты или окатыши из пыли, коксовой мелочи и связующих. В качестве связующих выступает каменноугольный кокс. Шихта нагревается за счет подачи топлива через фурмы, расположенные вдоль всего пути пода, а также за счет дожигания СО в пространстве печи и противотока отходящих газов. Нагрев осуществляется до температуры порядка 1350 °С, за счет чего происходит быстрое восстановление железа и возгонка цветных металлов с дальнейшим осаждением в фильтрах. Металлизация железа в подобных процессах доходит до 98 %, а удаление цинка из исходной шихты до 99 %. Подовая печь может работать как на 100 % пыли дуговых сталеплавильных печей, так и с 50 %-ным добавлением окалины. Продуктами такой переработки является сырой оксид цинка, восстановленное железо и шлак [5].

Кольцевая подовая печь представляет из себя корпус печи и под на подвижной подложке, приводимым в действие электродвигателем. Корпус печи разделен на 3 зоны перекрытиями – зона загрузки и нагрева, зона восстановления железа и возгонки цинка и зона охлаждения и выгрузки. После печи стоит магнитный сепаратор, отделяющий гранулированный чугун от шлака. Схематичное изображение печи представлено на рисунке 2. В стенках печи установлены газовые горелки, на каждую из которых можно подавать необходимое количество топливно-воздушной смеси, тем самым тонко регулируя температуру [6].

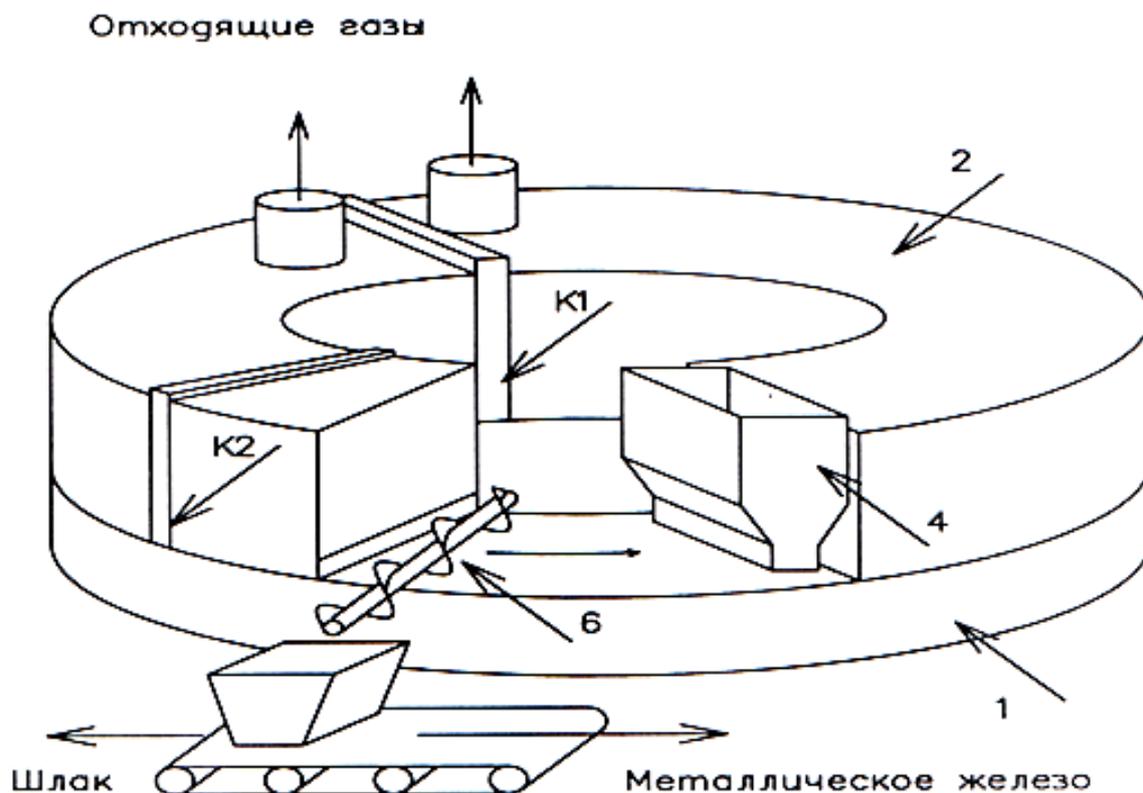


Рисунок 2 – Схематическое изображение кольцевой печи

Цинк в агломерате содержится в виде свободного (в основном) или связанного в ферриты, силикаты, оксиды, а также в виде сульфида и сульфата. Оксид цинка при благоприятных условиях восстанавливается оксидом углерода. Восстановление цинка из его оксида начинается при температурах около 1000 °С.

В ходе процесса плавления цинк возгоняется в зоне нагрева печи, после чего происходит его улавливание на стадии газоочистки, после чего полученный оксид цинка отправляют на стадию прокаливания.

Таким образом, данный процесс не только позволяет перерабатывать отходы металлургического производства, но имеет ряд преимуществ перед другими технологиями:

- возможность деления рабочей зоны печи на различные температурные участки, что предотвращает перегрев породы;
- возможность повторного нагрева материала в процессе продвижения его в печи;
- равномерный прогрев каждой зоны печи, а соответственно и материала;
- минимальные теплотери;
- использование отходящих газов для предварительного нагрева материала.

Библиографический список

1. Минеев Г.Г. Теория металлургических процессов: учебник для вузов. – Иркутск: Изд-во ИрГТУ, 2007. – 353 с.
2. Процессы и аппараты цветной металлургии: учебник / С.С. Набойченко, Н.Г. Агеев, А.П. Дорошкевич [и др.]. – Екатеринбург: УПИ, 1997. – 655 с.
3. Процессы утилизации пыли сталеплавильного производства / А.П. Стовпченко, Л.В. Камкина, Ю. С. Пройдак [и др.]. // Электromеталлургия. 2010. № 1. – С. 25-33.
4. Тютрин А.А., Наумов Е.В. Извлечение оксида цинка из пыли электросталеплавильного производства // Химия и металлургия комплексной переработки минерального сырья: матер. междунар. науч.-практ. конф. (25-26 июня 2015 г., г. Караганда (Казахстан)). Караганда, 2015. С. 125-126.
5. Немчинова Н.В., Черных В.Е., Тютрин А.А., Патрушов А.Е. Переработка пылей электросталеплавильного производства с целью извлечения цинка и железа // Сталь, 2016. № 5. – С. 68-72.
6. Патент RU 2626371. Способ переработки отходов металлургического производства / В.Е. Черных, И.Б. Федосов, А.Е. Патрушов, А.П. Баранов, С.Ю. Одегов

УДК 669.3

ПЕРЕРАБОТКА НИКЕЛЬСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ В РУДНОТЕРМИЧЕСКИХ ПЕЧАХ

И.С. Ункуев¹, В.В. Жмурова²

¹магистрант гр. МЦм-16-1, ИРНИТУ, e-mail: unkuev55555@mail.ru

²доцент кафедры металлургии цветных металлов, ИРНИТУ, e-mail: v_pichugina@list.ru

В электропечном отделении плавцеа осуществляется электроплавка сульфидного медно-никелевого сырья.

Электроплавка на штейн является одним из важнейших переделов в технологии переработки сульфидного медно - никелевого сырья. Основной целью процесса электроплавки является получение медно-никелевого штейна за счет расплавления исходной шихты и поддержания расплава в жидкотекучем состоянии, вследствие чего происходит ликвация или расслоение материала на штейн и шлак. Более легкий шлак, состоящий из оксидов и силикатов поднимается на поверхность расплава, в то время как штейн, представляющий собой сплав сульфидов цветных металлов и железа с некоторым содержанием металлической фазы и обладающий большей плотностью опускается вниз.

Основным сырьем для электроплавки является шихта, состоящая из руды сульфидной медно-никелевой; обожженных окатышей; брикетов медно-никелевого концентрата; собственных и привозных оборотных никельсодержащих материалов; флюса (пески кварцевые); восстановителя (угля).

Поступающий в плавку материал должен удовлетворять следующим требованиям: иметь определенное содержание цветных металлов, серы, шлакообразующих окислов, быть однородным, иметь оптимальную крупность и минимальную влажность [1].

Агрегатом электроплавки на комбинате является шестиэлектродная рудно-термическая электропечь, имеющая прямоугольную форму. На своде печи располагаются 24 загрузочных отверстия, через которые шихта подается в печь. Газы отводятся через 6 газоотводов на своде печи.

Электрический ток подводится в ванну печи при помощи самоспекающихся электродов, погруженных в шлак на 300-700 мм. В шлаковой ванне происходит преобразование электрической энергии в тепловую, при этом 40-80% тепла выделяется у поверхности электродов в переходном контакте электрод-шлак, остальная часть - в шлаковой ванне.

Значительное выделение тепла в контакте электрод-шлак объясняется наличием вокруг рабочего конца электрода газового слоя, так называемого «газового мешка», через который электрический ток проходит в виде большого числа мелких точечных разрядов - микродуг.

В результате механического давления потока электронов шлаковый расплав оттесняет от электрода, образовавшаяся пустота заполняется газом от сгорания электрода и газами, выделяющимися из шлака. Газовый слой обладает высоким электросопротивлением, поэтому прохождение по нему электрического тока связано с высоким падением напряжения (до 90% от напряжения, приходящегося на электрод) [2].

Количество тепла, выделяемого в контакте электрод-шлак, зависит от заглубления электрода в шлак. При малом заглублении ($\leq 0,3$ м) электродов в контакте электрод-шлак преобразуется в тепловую энергию до 80% мощности печи, при большом заглублении ($\geq 0,6$ м) до 50%. Остальная часть электроэнергии преобразуется в тепловую в самом шлаке вследствие его электросопротивления.

Токопроводящей частью ванны служит околоэлектродная зона, находящаяся от оси печи на расстоянии двух диаметров электрода, причем 90% токовых линий проходит от оси электродов на расстоянии одного диаметра.

Общая зона активных тепловыделений составляет 30-40% от полного объема ванны печи. Участки шлаковой ванны, удаленные от оси электродов более чем на два диаметра, в токопроводе не участвуют и не имеют собственных тепловыделений. Они обогреваются за счет теплообмена в ванне печи, который происходит в результате конвекционного движения

шлака, переносящего тепловую энергию из горячих зон в более холодные [3].

В области контакта электрод-шлак слой шлака, прилегающий к поверхности электродов, сильно перегрет. Плотность шлака в результате растворения в нем большого количества газов значительно уменьшается, поэтому возникает разница в плотностях перегретого слоя шлака и граничащего с ним более холодного. Легкие массы перегретого шлака непрерывно всплывают около электродов на поверхность и растекаются во все стороны от электрода. Встречая на своем пути конусы шихты, потоки перегретого шлака отдают им избыток своего тепла и расплавляют шихту на поверхности шихтовых конусов, погруженных в ванну. Потоки шлака, смешиваясь с холодным расплавом шихты, опускаются в нижние глубинные слои ванны. Одна часть нисходящих потоков разворачивается к электродам и, дойдя до них, перегревается в контактной зоне электрод-шлак, и вновь поднимается на поверхность ванны. Другая часть охлажденного шлака, смешанного с расплавом шихты, опускается в нижние слои ванны, где конвекция выражена очень слабо.

Процесс электроплавки является непрерывным. Шихта, состоящая из смеси обожженных в печи окатышей и руды, при необходимости содержащая некоторое количество кварцевых флюсов, периодически поступает в руднотермическую электропечь через загрузочные отверстия на своде и опускается в расплавленный шлак. Слив штейна и шлака происходит через шпуровые отверстия. Выход шлаков при электроплавке составляет от 85 % до 110 % от общей массы загруженной шихты. В них протекают основные процессы плавления, поэтому от свойств шлаков главным образом зависят все технико-экономические показатели. Основными составляющими шлаков электроплавки являются кремнезем (SiO_2), закись железа (FeO), оксид магния (MgO), глинозем (Al_2O_3) и оксид кальция (CaO).

Суммарное содержание в шлаке этих окислов составляет от 97 до 98 %, поэтому они определяют свойства шлака. Кроме них в шлаке содержится небольшое количество магнетита, ферритов, сульфидов и окислов цветных металлов.

Отвальный шлак гидротранспортом транспортируется по шлаководу на установку обезвоживания шлаков и далее вывозится в отвал.

Электроплавка имеет ряд достоинств. Электродуги, возникающие между электродами, способны нагреть шихту до высокой температуры за сравнительно небольшой промежуток времени, кроме того, электроэнергия по стоимости дешевле других видов топлива. В связи с этим плавка на штейн в руднотермических электропечах широко распространена и применяется на всех медно-никелевых предприятиях России. Несмотря на широкое распространение электроплавки этот процесс является практически неавтоматизированным [2].

К продукции плавильного передела плавильно-конвертерного участка плавильного цеха комбината относится штейн электропечей. Состав штейна, %: 17-22 Ni; 8-12 Cu; 0,6-0,8 Co; 38-42 Fe; 24-28 S.

Газы, отходящие из печного пространства при электроплавке, состоят из азота (N₂), кислорода (O₂), сернистого газа (SO₂), углекислого газа (CO₂) и паров воды (H₂O). Газы отходят от печей с температурой не более 700 °С.

Библиографический список

1. Мышьянов А.К. Разработка технологии брикетирования сульфидного высокомагнезильного медно-никелевого сырья. - Мончегорск, Санкт-Петербург, 2012 - 159 с.

2. О.И. Климук. Технологическая инструкция ТИ 2-48200234-47 - Заполярный, 2012 - 78 с.

3. Инструктаж по охране труда плавильщика ППКУ. Мончегорск, 2012- 53 с.

УДК 669.713; УДК 621.879

ВЛИЯНИЕ ТЕМПЕРАТУРЫ ПЛАВЛЕНИЯ ЭЛЕКТРОЛИТА НА ПОКАЗАТЕЛИ ПРОЦЕССА ЭЛЕКТРОЛИЗА

Н.В. Немчинова¹, А.Ю. Власенко²

¹ д.т.н., профессор, заведующая кафедрой МЦМ, ИРНИТУ, e-mail: ninavn@istu.edu

² магистрант гр. МЦМ-17-1, ИРНИТУ, e-mail: vlasenko198383@gmail.com

В России производство алюминия является важной отраслью промышленности [1].

Физико-химические свойства криолито-глиноземного расплава определяются свойствами его компонентов и продуктов их взаимодействия. К таковым свойствам относятся: температура плавления, растворимость глинозема, плотность, электропроводность, вязкость, поверхностное натяжение и давление насыщенных паров.

Температура плавления определяет границу существования жидкого состояния системы, поэтому является очень важной для практических целей. Знание температур плавления различных систем помогает выбрать нужные соотношения компонентов электролитов.

Основой электролита служит раствор глинозёма в расплавленном криолите с добавлением фтористых солей. В реальном производстве чистый криолитоглинозёмный расплав не применяется, так как он имеет довольно высокую температуру плавления - 1010°С. Добавки фторсолей позволяют значительно её снизить, что положительно сказывается на процессе. При снижении температуры увеличивается плотность электролита, что

в свою очередь предотвращает смешивание металла и электролита, увеличивает скорость осаждения капель металла, снижает амплитуда волн, возникающих при перемешивании металла электромагнитными силами, увеличивает выход по току. Но необходимо сказать, что снижать температуру электролита можно только до определенных пределов.

В состав электролита кроме криолита (Na_3AlF_6) и глинозёма (Al_2O_3), входят фтористый алюминий AlF_3 (3-6%), фтористый кальций CaF_2 (2-4%), иногда фтористый магний MgF_2 (до 5 %), хлористый натрий NaCl (2-4%) и фторид лития LiF (до 5%).

Для характеристики состава электролита используется понятие «криолитовое отношение» (КО) - число молей фтористого натрия (NaF), приходящихся на моль фтористого алюминия (AlF_3) [2].

Изменением содержания AlF_3 можно в достаточно широких пределах менять температуру плавления электролита. Кроме того, добавки фтористого алюминия снижают электропроводность электролита, увеличивают его летучесть (испарение) и вязкость, в значительной степени уменьшают растворимость в нём глинозёма.

Теоретически при температуре 1010 °С в криолите растворяется примерно 15-16% (по массе) глинозёма. Добавки различных солей для снижения температуры процесса приводят к уменьшению растворимости и скорости растворения глинозёма в электролите, поэтому в производственном электролите растворяется всего 8-10% глинозёма.

Расплавы, состоящие из нескольких веществ, кристаллизуются обычно в некоторых интервалах температур. Сначала кристаллизуются самые тугоплавкие части расплава, а для затвердевания легкоплавких составляющих нужны более низкие температуры. При нагревании твёрдого электролита сначала плавятся легкоплавкие части, а затем, при более высоких температурах, тугоплавкие. Таким образом, температура, при которой твёрдый электролит полностью превращается в расплав, совпадает с температурой начала его кристаллизации.

В электролите промышленной ванны, при снижении температуры ниже температуры ликвидуса, выделяется твёрдая фаза – криолит – главный компонент настыли. Для той же части электролита, которая находится под металлом и где содержание глинозёма выше 10,5 % по массе, при охлаждении расплава будет кристаллизоваться сначала глинозём. Так начинают образовываться коржи.

Зависимость температуры плавления электролита от его составляющих имеют диаграммы состояния.

Температура, выше которой расплав электролита полностью жидкий, называется температурой ликвидуса. Для каждого состава электролита она своя. Ниже температуры ликвидуса начинается кристаллизация отдельных компонентов электролита, которая продолжается в определённом интервале температур.

Температура, ниже которой электролит полностью затвердевает, называется температурой солидуса. Она также зависит, прежде всего, от состава электролита.

В таблице 1 показана зависимость температуры плавления от КО и содержания глинозёма.

Таблица 1 – Зависимость температуры плавления электролита от концентрации глинозема

КО	Температура плавления, °С, при содержании глинозема, масс.%		
	8	5	1,7
2,8-2,6	945-940	960-955	975-970
2,6-2,4	940-935	955-950	970-965
2,4-2,3	935-930	950-945	965-960
2,3-2,2	930-920	945-935	960-950
2,2-2,1	920-910	935-925	950-940

Увеличение концентрации глинозёма с 3% до 4,5% в электролите уменьшает температуру ликвидуса на 8 °С.

Для нормального процесса электролиза требуется некоторый перегрев электролита относительно его точки плавления (температуры ликвидуса), так как температура на ванне во время работы постоянно меняется (например, при изменении напряжения или уровня металла, после замены анодов и т.д.). И если работать без перегрева (на температуре ликвидуса), то постоянно будут возникать ситуации, когда температура процесса будет опускаться ниже ликвидуса, то есть начнётся кристаллизация (затвердевание) электролита. Чтобы этого не происходило, и задают перегрев, создаётся определённый «запас прочности» на технологические отклонения температуры.

Таким образом, температура процесса – это температура ликвидуса плюс перегрев. Соответственно, перегрев электролита – разность между рабочей температурой электролита и температурой ликвидуса. Практика показывает, что достаточно 5-10°С, хотя в некоторые периоды работы ванны перегрев может быть значительно большим. Режим работы с наименьшим перегревом наиболее экономичен, так как чем ниже температура, тем меньше затраты электроэнергии, меньше расход тепла и фтористых солей, за счёт испарения, и тем выше производительность электролизёра.

Однако снижать температуру плавления электролита, следовательно, и температуру процесса можно лишь до определённых пределов. Плотность алюминия при комнатной температуре 2,7 г/см³, криолита 2,95 г/см³. При температуре процесса 950-960°С плотность алюминия уже 2,3 г/см³, а

электролита $2,1 \text{ г/см}^3$. Разницы между этими величинами достаточно, чтобы алюминий находился на подине электролизёра. При снижении температуры плотность электролита растёт быстрее, чем металла, и может наступить момент, когда их плотности станут близкими. Тогда произойдёт перемешивание алюминия с электролитом, и металл всплывёт на поверхность, замкнув электролизёр накоротко. Считается, разность плотностей металла и электролита не должна быть меньше $0,2 \text{ г/см}^3$ [3, 4].

Таким образом, температура – это фактор влияющий на ведение процесса электролиза и производительность электролизера.

Библиографический список

1. РУСАЛ // Официальный сайт. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.rusal.ru/>
2. Михалев Ю.Г. Криолитовое отношение, свойства электролита и показатели электролиза // Техничко-экономический вестник. – 1999. – № 12. – С. 3–7.
3. Мащовец В.П., Форсблом Г.В. Электролитическое производство алюминия. – М.: Металлургиздат, 1953. – 185 с.
4. Троицкий И.А., Железнов В.А. Металлургия алюминия. – М.: Металлургия, 1984. – 400 с.

УДК 669.713

ВЛИЯНИЕ КРИОЛИТОВОГО ОТНОШЕНИЯ ЭЛЕКТРОЛИТА НА ПОКАЗАТЕЛИ ПРОЦЕССА ЭЛЕКТРОЛИЗА

Н.В. Немчинова¹, Е.И. Седых²

¹ д.т.н., профессор, заведующая кафедрой МЦМ, ИРНИТУ, e-mail: ninavn@istu.edu

² магистрант группы МЦМ-17-1, ИРНИТУ, e-mail: ev.sedyh@yandex.ru

Объединенная компания РУСАЛ – крупнейший в мире производитель алюминия и глинозема. В состав компании входят 10 алюминиевых и 7 глиноземных заводов, 5 предприятий по добыче бокситов, 3 завода по производству порошковой продукции, 2 предприятия по производству кремния, 4 фольгопрокатных предприятия, 2 криолитовых и 1 катодный завод. Заводы и представительства РУСАЛа находятся в 19 странах на пяти континентах и входят в тройку самых эффективных производителей алюминия в мире и планируют выйти по этому показателю на первое место. Собственная научно-техническая база позволяет компании создавать и внедрять новые разработки, оптимизирующие производство и снижающие его себестоимость [1].

В настоящее время на российских предприятиях компании "РУСАЛ" 30 % первичного алюминия производится на электролизерах с обожженными анодами, а 70 % на электролизерах с анодом Содерберга. При этом около 58 % первичного алюминия производится на электролизерах с анодом Содерберга с верхним токоподводом типа С-8Б и С-8БМ. Параллельно с развитием конструкций электролизеров совершенствовалось и производство обожженных анодов, применение которых предпочтительнее из-за отсутствия на них выбросов смолистых веществ и меньшего расхода электроэнергии. Кроме того, одним из основных достоинств электролизеров с ОА является возможность увеличения силы тока, что в сочетании с указанными преимуществами делает применение этой системы ванн наиболее перспективной. Есть основания полагать, что подобная ситуация в России сохранится еще достаточно долго. В связи с этим за время, прошедшее с момента пуска в эксплуатацию последних серий электролизеров с верхним токоподводом, пришлось значительно изменить химический состав электролита, технологию электролиза, систему питания электролита глиноземом, требования к экологической безопасности.

В ходе эксплуатации электролизеров большой мощности типа С-8Б, С-8БМ (с силой тока 170 кА) появилась необходимость проведения технологических исследований, среди которых большое значение имеет изучение криолитглиноземных расплавов с пониженным криолитовым отношением электролита (КО) – молекулярным отношением $\text{NaF}:\text{AlF}_3$. Криолит (электролит) с $\text{КО}=3$ называется «нейтральным». Электролит промышленных электролизеров имеет КО обычно меньше 3; такие электролиты называют кислыми и отличаются от щелочных, где КО больше 3 и имеется избыток NaF против состава криолита [2]. Практика показала, что вводя в состав электролита избыток AlF_3 , значительно уменьшается вероятность разряда на катоде ионов Na^+ (возрастает доля ионов Al^+ в расплаве), что благоприятно влияет на выход алюминия по току (рисунок 1).

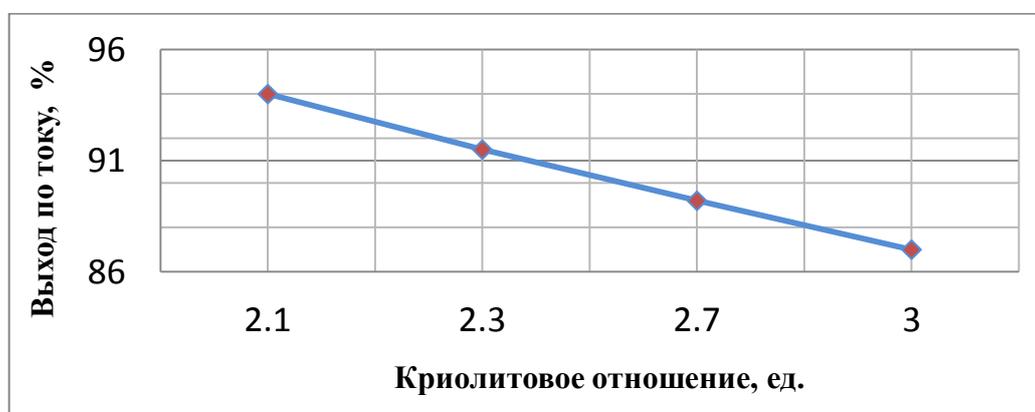


Рисунок 1 – Влияние криолитового отношения на выход по току

Таким образом, при уменьшении криолитового отношения снижается температура расплава, что приводит к увеличению выхода алюминия по

току. При снижении КО увеличивается удельный расход электроэнергии. В результате изменения удельного расхода энергии с уменьшением КО происходит зависимость от того, какая из величин изменяется сильнее: напряжение на ванне или выход по току. В данный момент на практике криолитовое отношение электролитов на электролизерах типа С8-Б, С8-БМ поддерживают в пределах 2,27 – 2,37 (Цель-2,32). Это обеспечивается избытком NaF в электролите в количестве 3–8% (таблица 1).

Фтористый алюминий необходимо постоянно добавлять в расплав, чтобы поддерживать криолитовое отношение в требуемых пределах. Этот компонент электролита очень летучий; при нагревании в открытом сосуде он сублимируется, т.е. из твердого состояния переходит в газообразное, минуя жидкое [3]. Поэтому загрузка фтористого алюминия в ванну производится по специальным правилам (на корку электролита отдают определенную рассчитанную по результатам химического анализа дозу фтористого алюминия и закрывают глиноземом).

Фтористый кальций добавляют в электролит для снижения его температуры плавления и уменьшения потерь алюминия; CaF_2 попадает в электролизёры также как примесь в исходных материалах: глинозёме, криолите, фтористом алюминии и золе анодов.

Таблица 1 – Характеристика промышленных электролитов

Основные компоненты электролита	Пределы изменений содержаний компонентов, % (по массе)	Температура плавления, °С
Глинозем	1,5 – 8	2030
Фтористый кальций	6 – 7	1418
Фтористый магний	до 2	1263
Криолит	83,0 – 85,6	1010
Фтористый алюминий	8 – 3	не плавится

Для снижения температуры плавления электролита и повышения выплавки алюминия, кроме фтористого кальция применяют добавки фтористого магния в таком количестве, чтобы сумма $\text{CaF}_2 + \text{MgF}_2$ не превышала 8–9 %. В настоящее время MgF_2 в качестве самостоятельной добавки не используют. Его концентрация в электролите определяется содержанием в исходном сырье.

В электролит могут добавляться 1–2% NaCl и 3,5–5% LiF, которые позволяют повысить электропроводность электролита. Особенно эффективна добавка фтористого лития: каждый процент фтористого лития в электролите снижает температуру плавления его на 10°С и увеличивает электропроводность на 3%. Повышение электропроводности электролита в присутствии LiF является весьма важным, так как тем самым без увеличения напряжения на электролизере возможно увеличить межполюсное рас-

стояние и повысить выход по току, или повысить силу тока и увеличить производительность ванны [4].

В результате постоянного производственного анализа влияния криолитового отношения на физико-химические свойства электролита и технологические показатели электролитического производства алюминия можно отметить основное: применение «кислых» электролитов приводит к снижению температуры начала первичной кристаллизации электролита, и соответственно, температуры процесса. Также снижение криолитового отношения способствует повышению межфазного натяжения на границе электролит – жидкий алюминий, что улучшает технико-экономические показатели процесса электролиза.

Библиографический список

1. РУСАЛ // Официальный сайт. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://rusal.ru/>
2. Троицкий И.А., Железнов В.А. Металлургия алюминия. – М.: Металлургия, 1984. – 400 с.
3. Михалев Ю.Г. Криолитовое отношение, свойства электролита и показатели электролиза // Техничко-экономический вестник. – 1999. – № 12. – С. 3–7.
4. Мащовец В.П., Форсблом Г.В. Электролитическое производство алюминия. – М.: Металлургиздат, 1953. – 185 с.

УДК 620.197

КОРРОЗИОННЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПОВЕДЕНИЯ ЗОЛОТА В ЦИАНИСТЫХ РАСТВОРАХ

А.Л. Александров¹, А.Н. Баранов²

¹-студент гр. Мцб-15-1, ИРНИТУ, e-mail: artoym.aleksandrov@yandex.ru

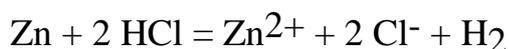
²-д.т.н., профессор кафедры металлургии цветных металлов, ИРНИТУ, e-mail: baranov@istu.edu

При цианировании золото окисляется кислородом воздуха до Au (+1) и переходит в раствор в виде комплексных анионов $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$. В общем виде химизм процесса достаточно точно соответствует реакции [1]:

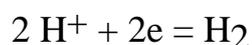
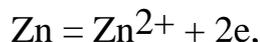


Рассмотрим эту реакцию с позиций электрохимической коррозии металлов. Электрохимическая коррозия - это взаимодействие металла с коррозионной средой (раствором электролита), при котором ионизация атомов металла и восстановление окислительных компонентов среды протекают не в одном акте и скорости их зависят от электродного потенциала металла

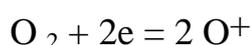
[2]. По такому механизму происходит, например, взаимодействие металлов с кислотами:



Эта суммарная реакция состоит из двух элементарных актов:



Таким образом для реакции 1 мы можем написать сопряженные реакции:



В щелочной среде это выражается $\text{O}_2 + 4\text{e} + 2\text{H}_2\text{O} = 4\text{OH}^-$ - реакция кислородной деполяризации.

Известны прямые методы оценки:

1. **Удельный показатель изменения массы K_m** характеризует убыль или увеличение массы m , отнесенные к единице поверхности металла S и единице времени t . Этот показатель выражает скорость коррозии и определяется:

$$K_m = m / St, \text{ г}/(\text{м}^2 \cdot \text{час}).$$

2. **Глубинный показатель скорости коррозии K_{II}** характеризует глубину коррозионного разрушения металла II в единицу времени t и может быть найден по уравнению:

$$K_{II} = II / t, \text{ мм}/\text{год}.$$

Он удобен для сравнения скорости коррозии металлов с различной плотностью.

3. **Токовый показатель скорости коррозии i** - анодная плотность тока, $\text{А}/\text{м}^2$. Используется для оценки скорости электрохимической коррозии.

Взаимосвязь между показателями K_m и i , согласно закону Фарадея, выражается уравнением:

$$i = K_m / q, \text{ А}/\text{м}^2 \cdot \text{с}.$$

Это позволяет легко пересчитывать скорость коррозии полученную в результате электрохимических исследований в массовую $\text{г}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$ и глубинную $\text{мм}/\text{год}$. Для определения токового показателя скорости коррозии снимается поляризационная кривая и пересечение катодной и анодной кривой получаем i , - токовый показатель скорости коррозии. Как известно, процесс коррозии протекает на границе раздела минимум двух фаз, т.е. по своей природе является типичным гетерогенным процессом. При коррозии происходит переход электронов, т.е. протекание электрического тока от анодных участков к катодным в металле и от катодных участков к анод-

ным в электролите. Объясняется это начальной разностью потенциалов катодной и анодной составляющих коррозионного гальванического элемента. Подчеркнем, что величина возникающего анодного тока может служить прямым показателем скорости коррозионного процесса, т.к. она характеризует количество ионов металла, переходящих в раствор. В соответствии с законом Ома, величина коррозионного тока определяется уравнением:

$$I_{\text{корр}} = E / (R + r), \quad (2)$$

где E - ЭДС гальванического элемента (раздел 3.1.): $E = \varepsilon_{\text{кр}} - \varepsilon_{\text{ап}}$, R - сопротивление внешней цепи, Ом; r - сопротивление внутренней цепи, Ом. Сопротивление внутренней цепи r зависит от силы тока и в результате эта зависимость описывается логарифмическим уравнением Тафеля.

$$E = a + b \lg i_{\text{к}} \quad (3)$$

Постоянная a в уравнении Тафеля, т.е. величина перенапряжения при плотности тока, равной единице ($i_{\text{к}} = 1 \text{ А/см}^2$), зависит от природы металла, состояния его поверхности, состава электролита, температуры и характеризует собой степень необратимости процесса на электроде. Чем больше a , тем больше величина перенапряжения при данной плотности тока, тем больше отклонение от обратимого состояния. Значение константы a обычно лежит в пределах от 0,1 до 1,5 В. Величина b характеризуется значениями от 0,03 до 0,12 и в редких случаях превышает 0,12.

Для определения скорости коррозии необходимо снять анодную и катодную поляризационную кривую с использованием потенциостата и построив зависимости по уравнению 3 можно определить ток коррозии как точку пересечения анодной и катодной кривой.

В настоящее время для контроля коррозионной среды используются коррозиметр Эксперт-004, который используя уравнение 2 определяет ток коррозии и пересчитывают его в глубинный показатель скорости коррозии мм/год, что значительно проще, чем определение скорости коррозии с использованием потенциостата путем построение поляризационных кривых по уравнению (3).

Сейчас коррозиметры Эксперт-004 широко используется для контроля скорости коррозии железа в атмосферных осадках и технологических средах [3,4]. В качестве датчика используется 2 цилиндрических стальных образца. Заменяв цилиндрические стальные образцы на другой металл, например золото мы можем контролировать в технологическом процессе растворение любого металла, в том числе и золота в процессе выщелачивания.

Библиографический список

1. Елшин В.В., Колодкин А.А., Овсяков А.Е. и др. Особенности цианистого выщелачивания золота в цикле измельчения. *Металлург*, 2013. №7. С86-90.

2. Баранов А.Н. Коррозия и защита металлов. Учебн. пособие. – Иркутск: Изд-во ИрГТУ, 2015.– 167с.

3. Баранов А.Н., Янченко Н.И., Гусева Е. А.. Исследование влияния выбросов алюминиевых заводов Байкальского региона на коррозионную стойкость оборудования и сооружений. Известия вузов. Цветная металлургия №2 2015 г.– С.69-72.

4. Баранов А.Н., Рыбалко О. А. Влияние коррозионной активности снеговой воды в Приангарье на жизненный цикл металлических сооружений. //Жизненный цикл конструкционных материалов (от получения до утилизации): мат-лы докл. 6 Всероссийской конф. С международным участием (Иркутск, 25-27 апреля, 2016 г.) под ред. С. А. Зайдеса. – Иркутск : Изд-во ИРННТУ, 2016.– С 381-387.

УДК 551.311.23:622.342.13

ОСОБЕННОСТИ ВЫПОЛНЕНИЯ ФАЗОВОГО АНАЛИЗА РУД РАЗЛИЧНОГО СОСТАВА

К.А. Кислова¹, А.В. Аксенов²

¹ магистрант гр. МЦМ-17-1, ИРННТУ, e-mail: kristina.kislowa@yandex.ru

² доцент кафедры металлургии цветных металлов, ИРННТУ, e-mail: aksenov2008@yandex.ru

Фазовым анализом называется совокупность физических и химических методов исследования, позволяющих изучить распределение любого элемента по компонентам изучаемого объекта. Первая задача фазового анализа – определение формы нахождения элемента, то есть диагностика минеральной формы (фазы), с которой связан элемент, и определение ее содержания. Вторая задача – определение фазового состава, то есть диагностика всех минеральных фаз с количественной оценкой их содержания.

При фазовом анализе золота получают сведения по, как минимум, пяти формам его минерального состояния (свободное амальгамирующееся, в сростках, с кислоторастворимыми покрытиями, заключенное в сульфидах и кварце). В отдельных случаях количество минеральных фаз может быть увеличено [1].

В основе фазового анализа лежит использование физических и химических свойств металла. Его последовательно извлекают из исходной пробы, применяя амальгамацию, цианирование, выщелачивание в «царской водке» и другие операции. Существенное значение имеет выбор наиболее рациональных условий обработки растворителем: продолжительность обработки, температура, степень измельчения обрабатываемой пробы, отношение массы твердого вещества к массе жидкого (Т:Ж), скорость перемешивания реакционной смеси и др.

Амальгамацией называется процесс извлечения золота с помощью ртути путем связывания его в твердый раствор (амальгаму). Вследствие большого удельного веса она легко отделяется от основной массы продукта гравитационными методами. Путем амальгамации определяют содержание в руде золота, находящегося в свободной (самородной) форме.

Процесс извлечения основан на способности ртути смачивать частицы благородных металлов, проникать в них и образовывать в избытке ртути соединения этих металлов с ртутью.

Золотая амальгама состоит из жидкой ртути, в которой диспергированы твердые частицы, и интерметаллическими соединениями, состоящими из твердых растворов ртути в золоте. Степень перехода металла в соединения с ртутью определяется крупностью извлекаемого золота: чем оно тоньше, тем больше его переходит в интерметаллические соединения [2].

Амальгамацию эффективнее проводить в момент вскрытия частиц золота (при измельчении). Этот процесс называется внутренней амальгамацией. Отношение количества заливаемой ртути к содержанию золота в руде на практике колеблется в широких пределах и составляет (3-10):1. При наличии крупного золота отношение количества ртути к золоту принимают равным (3-6):1. При мелком – (6-10):1. Для предотвращения пемзования ртути (дробления её на мельчайшие шарики) в амальгамацию подают СаО в количестве 2-3 кг на 100 кг материала или эквивалентное количество едкого натра (NaOH). С целью освобождения золота от оксидных пленок применяют кислотную обработку, которую производят раствором соляной кислоты с концентрацией 150 г/л. Длительность амальгамации определяется экспериментально и чаще всего составляет 2-3 часа [3].

Цианированием называется процесс выщелачивания золота с помощью разбавленных водных растворов цианистых солей щелочных металлов (KCN, NaCN). В этом случае в раствор в виде комплексных соединений переходит свободное золото, не извлеченное амальгамацией, а также золото, находящееся в открытых сростках с рудными и нерудными минералами.

Высокая избирательность действия при цианировании достигается за счет слабой концентрации выщелачивающего раствора (0,02–0,3 % цианида) благодаря чему он мало взаимодействует с другими компонентами руды. Растворение золота и серебра в цианистом растворе лучше происходит в присутствии растворенного в воде кислорода. Повышение его концентрации интенсифицирует процесс. Для предотвращения разложения цианидов с выделением сильно ядовитой синильной кислоты HCN в растворы вводят защитную щелочь в количестве 0,005–0,2 % (окись кальция или едкий натр) для создания pH= 10–10,5. Извлечение золота при цианировании пульп достигает 90-96 % при расходе цианида натрия 0,25-3 кг/т и защитной щелочи 0,5-5 кг/т.

После того, как выщелачивание завершается пульпа фильтруется с целью отделения жидкой фазы от твердых частиц. Из продуктивного раствора отбирается проба. В ней определяется конечное значение рН и концентрация цианида. Выщелоченный твердый остаток (кек) тщательно промывается и от него отбирается проба на пробирный анализ с целью определения содержания благородных металлов.

Путем обработки пробы соляной кислотой с последующим цианированием определяют содержание в руде золота, связанного с карбонатами и покрытого окисными пленками. Дополнительное количество золота при этом выщелачивается за счет высвобождения из карбонатных минералов или отщипки его поверхности от окисных пленок.

Растворением пробы в «царской водке» – смеси азотной и соляной кислот в отношении 1:3 определяют содержание золота, находящегося в закрытых сростках с сульфидами и другими растворимыми в «царской водке» минералами.

Оставшееся в пробе после обработки «царской водкой» золото обычно заключено в кварцевую рубашку, которая делает его недоступным для выщелачивания всеми вышеупомянутыми растворами.

Фазовый анализ золота дает достаточно полную картину распределения золота по минеральным формам и позволяет правильно выбрать методы извлечения золота из исследуемой руды [1].

Схема выполнения классического фазового анализа золота представлена на рисунке 1.

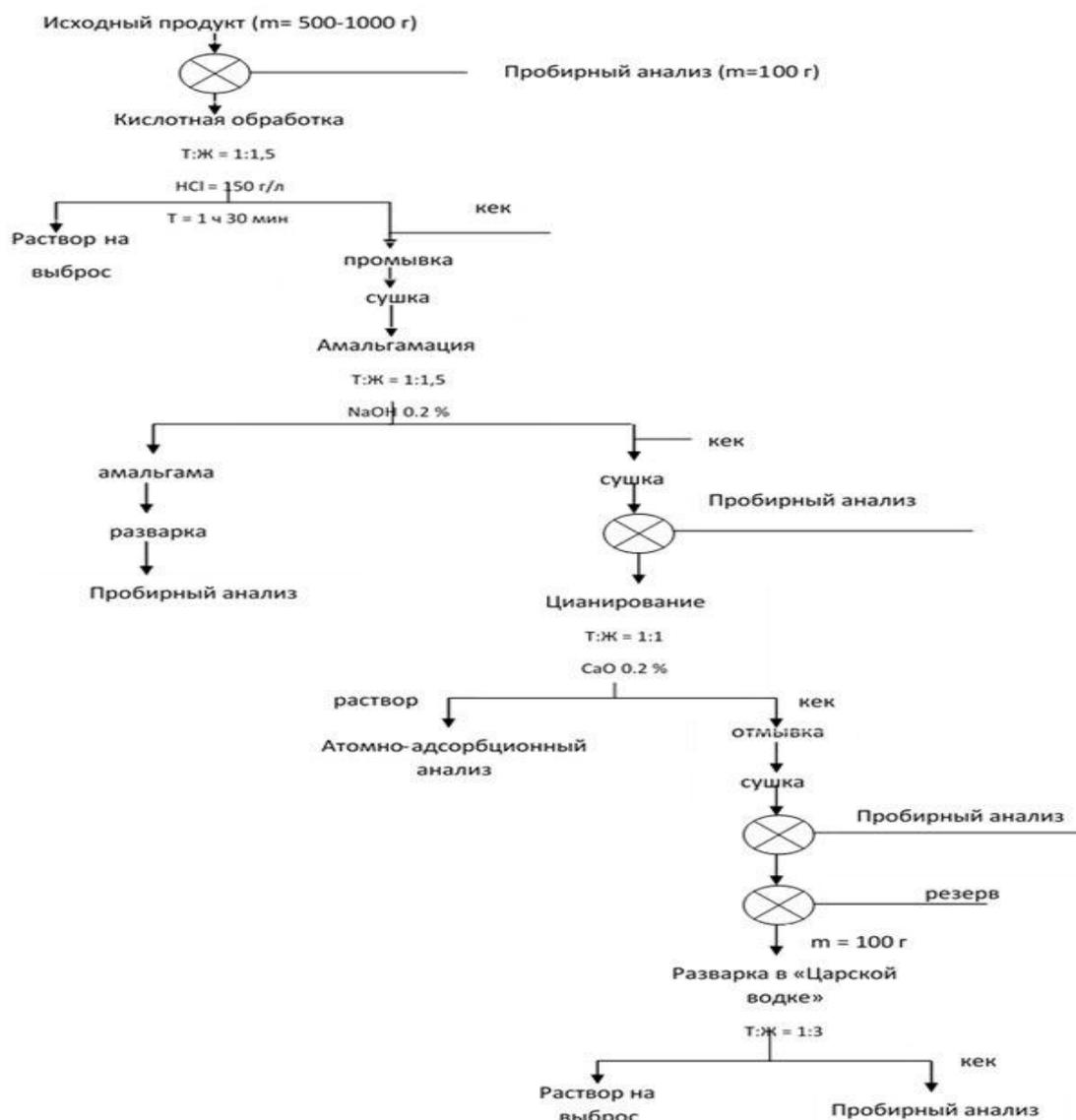


Рисунок 1 – Схема выполнения классического фазового анализа золота

Методика выполнения классического фазового анализа достаточно подробно описана в литературе (В.И. Зеленов, В. В. Лодейщиков [1,4]), где можно найти сведения и о выполнении расчетов на основании полученных данных.

В ряде случаев выполнение фазового анализа по классической схеме может приводить к получению некорректных данных о распределении золота по фазам. В частности, наличие в руде цианидов (S, As, Sb, Cu) приведет к недостатку цианида в тесте по цианидному выщелачиванию, что в итоге приведёт снижению извлечения золота в тесте и занижению значения цианируемого золота в пробе. В случае присутствия природных сорбентов в исследуемом материале возникает эффект «прег-роббинга» и извлечение золота при цианировании пробы (даже в присутствии исходного сорбента) может быть занижено, что также приводит к недостоверности результатов.

Существуют и другие мешающие факторы, способные отрицательно повлиять на достоверность фазового анализа, которые следует учитывать при проведении исследования.

В связи с вышесказанным очевидной является необходимость оптимизации и адаптации методики фазового анализа золота для каждого отдельного вида (групп видов) минерального сырья. Авторы настоящей статьи планируют выполнить систематизацию существующих приёмов адаптации фазового анализа к различным видам минерального сырья и предложить ряд решений, позволяющих сократить схемы анализа и увеличить в итоге достоверность получаемых данных.

Библиографический список

1. Зеленов В. И. Методика исследования золото- и серебряносодержащих руд.- М.: Недра, 1989.- 302 с.
2. Краев Р.А., Аксёнов А.В., Васильев А.А. Совершенствование методики фазового анализа золота // Переработка природного сырья: сб. статей. Иркутск, 2013. С. 34-37.
3. Лодейщиков В. В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд: В 2х томах.- Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 1999. Т.1. 342 с.

УДК 669.01

МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ СОДЕРЖАНИЯ УГЛЕРОДА В СТАЛИ

Н.И. Рыжова¹, Немчинова Н.В.²

¹ магистрант гр. МЦМ-17-1, ИРНИТУ, e-mail: RyzhovaN96@mail.ru

² д.т.н., профессор, заведующая кафедрой МЦМ, ИРНИТУ, e-mail: ninavn@istu.edu

Сплав железа с углеродом называется углеродистой сталью (содержание углерода до 2%) с примесями серы, кремния и фосфора, причем главной составляющей, определяющей её эксплуатационные свойства, является углерод. Содержание элементов в стали в среднем составляет %, соответственно: Fe – до 99,0; С – 0,05–2,0; S – до 0,06; Mn – 0,3-0,8; P – до 0,07; Si – 0,15-0,35. В зависимости от содержания углерода углеродистые стали подразделяют на высокоуглеродистую (более 0,6% С), среднеуглеродистую (0,25–0,6% С) и низкоуглеродистую (до 0,25% С). Углеродистые стали также различают как качественную конструкционную и обыкновенного качества. К первой группе относятся горячекатаные и кованые заготовки диаметром (или толщиной) до 250 мм, калиброванная сталь и серебрянка; во вторую входят горячекатаная (сортовая, фасонная, толстолистовая, тонколистовая, широкополосная) и холоднокатаная (тонколистовая)

сталь. Углеродистая сталь – наиболее распространённый вид чёрных металлов.

Конструкционной углеродистой сталью называется сталь, в которой содержание углерода до 0,65–0,70% (в виде исключения производят конструкционные стали с содержанием 0,85% углерода). Данный вид стали предназначен для изготовления деталей машин и конструкций. Она должна хорошо обрабатываться, обладать достаточной прочностью и в то же время хорошо сопротивляться удару [1].

По качеству конструкционная сталь делится на три группы:

- качественная;
- повышенного качества;
- обыкновенного качества.

Для деталей, требующих более высокую пластичность, сопротивление удара, способность работать при повышенных давлениях: для зубчатых колес, труб, винтов, болтов, для деталей, подлежащих цементации, для сварных изделий подходит качественная сталь.

Для паровозных и вагонных осей, бандажей, котлов, проволоки и т.д. предназначена сталь повышенного качества.

Для широкого потребления, строительных конструкций, крепежных деталей, листового проката, заклепок, труб, арматуры, мостов, профильного проката используют сталь обыкновенного качества.

Инструментальной углеродистой сталью называется сталь с содержанием углерода от 0,7% и выше. Эта сталь отличается высокой прочностью и твердостью и применяется для изготовления инструмента. Инструментальная углеродистая сталь делится на качественную и высококачественную. Содержание серы и фосфора в такой стали – 0,03% и 0,035%, соответственно; в высококачественной – 0,02% и 0,03%.

Сталь выпускается согласно ГОСТу следующих марок, например, таких как: У7, У8, У12, У13, У7А, У8А, У8ГА, У9А, У13А и т.д. Стандарт распространяется на углеродистую инструментальную горячекатаную, ковную, калиброванную сталь, серебрянку.

К группе качественных сталей относятся марки стали без буквы А, к группе высококачественных сталей, более чистых по содержанию серы и фосфора, а также примесей других элементов - марки стали с буквой А. Буквы и цифры в обозначении этих марок стали означают: У – углеродистая, следующая за ней цифра – среднее содержание углерода в десятых долях процента, Г – повышенное содержание марганца [2].

К недостаткам углеродистой стали относятся:

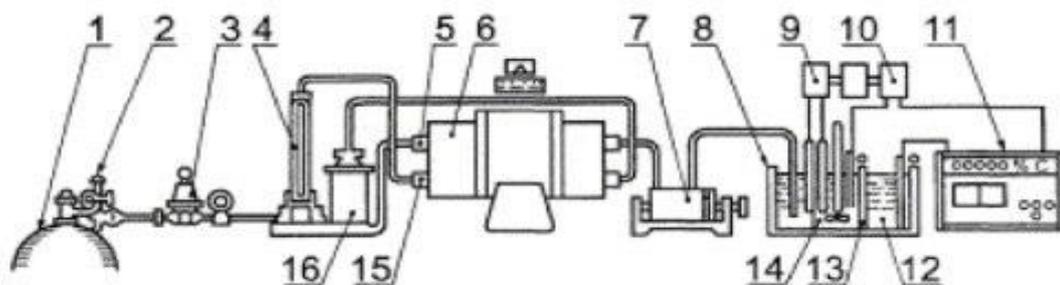
- отсутствие сочетания твердости и прочности с пластичностью;
- потеря режущей способности и твердости при нагревании до 200°С и потери прочности при высокой температуре;
- низкая коррозионная устойчивость в агрессивных средах, в атмосфере и при высоких температурах.

Методы определения углерода в стали

Для определения углерода наибольшее распространение определение получил кулонометрический анализ. Способ основан на сжигании навески стали в токе кислорода в присутствии плавня при 1300-1400°C, поглощении образовавшегося CO_2 поглотительным раствором с определенным начальным значением водородного показателя и последующем измерении (на установке для кулонометрического титрования) количества электричества, затраченного для восстановления исходного значения водородного показателя, которое пропорционально массовой доле углерода в навеске пробы [3].

Установка для определения массовой доли углерода кулонометрическим методом представлена на рисунке 1.

Допускается использование установок любого типа, в том числе в комплекте с автоматическими весами (корректором массы), обеспечивающими точность результатов анализа, предусмотренную настоящим стандартом. При использовании автоматических весов погрешность измерения массы навески не должна превышать $\pm 0,001$ г [4].



1 – баллон с кислородом (чистотой не менее 95 %) по ГОСТ 5583 (допускается использование кислорода из кислородопровода); 2, 3 – редукторы, понижающие давление кислорода; 4 – ротаметр с пневматическим регулированием подачи кислорода (от 0,2 до 2,0 дм³ /мин); 5 – трубка огнеупорная муллитокремнеземистая, предназначенная для сжигания навески; 6 – трубчатая печь, обеспечивающая температуру до 1400 °С; 7 – фильтр-поглотитель, заполненный ватой для очистки продуктов сгорания от твердых частиц окислов; 8 – датчик экспресс-анализатора; 9 – электродная пара рН-метра; 10 – авторегулирующее устройство кулонометрического титрования; 11 – цифровое табло; 12 – анодный отсек датчика; 13 – целлофановая перегородка между датчиками; 14 – катодный отсек датчика; 15 – трубка огнеупорная муллитокремнеземистая, предназначенная для горячей очистки кислорода (при определении углерода с массовой долей более 0,03 % горячую очистку кислорода можно не применять); 16 – колонка, заполненная аскаритом для очистки кислорода от углекислого газа.

Рисунок 1 – Кулонометрическая установка

Подготовка кулонометрического оборудования к анализу

Перед проведением анализа установку приводят в рабочее состояние в соответствии с инструкцией, прилагаемой к прибору. Перед началом работы, а также после замены муллитокремнеземистых трубок сжигают две—

три произвольные навески стали с массовой долей углерода 1,00 %. При определении углерода в материалах с высокой массовой долей серы (автоматная сталь) для устранения влияния диоксида серы применяют диоксид марганца или гидроперит, помещенные в фильтр-поглотитель 7. Градуировку прибора проводят по стандартным образцам углеродистых сталей.

Проведение анализа

При анализе легированных сталей навеску стали массой 0,25 – 0,50 г (в зависимости от массовой доли углерода в стали и ее химического состава) помещают в прокаленную фарфоровую лодочку и прибавляют 0,5 – 1,0 г меди или железа, или другого плавня. При анализе высоколегированных сталей применяют 1,5 г смеси плавней, состоящих из олова и железа или оксида меди и железа, взятых в обоих случаях в соотношении 1:2. При массовой доле углерода в стали менее 0,20 % навеску рекомендуется предварительно промывать эфиром или другим летучим органическим растворителем и высушивать на воздухе. Лодочку с навеской металла и плавня помещают в наиболее нагретую часть фарфоровой трубки, которую быстро закрывают металлическим затвором. В процессе сжигания навески металла на цифровом табло идет непрерывный счет. Анализ считается законченным, если показание на табло не изменяется в течение одной минуты или изменяется на величину холостого счета прибора. Для внесения соответствующей поправки в результат анализа пробы проводят контрольный опыт. Для этого в прокаленную фарфоровую лодочку помещают соответствующий плавень и сжигают его при рабочей температуре в течение времени, затрачиваемого на сжигание навески анализируемого материала. Продолжительность измерения (сжигания навески металла) 1,5 – 3 мин в зависимости от химического состава анализируемого материала.

Разработка методов анализа содержания углерода в сталях является в настоящее время актуальной проблемой промышленности. В данной статье предложен один из вариантов возможных анализов определения содержания углерода, его сущность и применение в производстве.

Библиографический список

1. Солнцев Ю.П., Пряхин Е.И., Вайткун Ф. *Материаловедение: Учебник для вузов. Изд. 2-е перераб. и доп.* - СПб.: Химиздат, 2002. – 696с.
2. Меськин В.С. *Основы легирования стали.* – М., 1959. – 209с.
3. ГОСТ 12344-2003 *Стали легированные и высоколегированные. Методы определения углерода.*
4. ГОСТ Р 8.735.1-2014 *Государственная система обеспечения единства измерений (ГСИ). Государственная поверочная схема для средств измерений содержания компонентов в жидких и твердых веществах и материалах. Передача единиц от государственного первичного эталона на основе кулонометрии.*

ТИОСУЛЬФАТНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЗОЛОТА.В.И. Дорожков¹, А. Н. Баранов²¹ магистрант гр. МЦМ-17-1, ИРНИТУ, e-mail: dorozhkov1996@mail.ru² д.т.н., профессор кафедры металлургии цветных металлов, ИРНИТУ, e-mail: baranov@istu.edu

Раствор тиосульфата натрия является одним из перспективных растворителей благородных металлов. Тиосульфаты – это соединения, в состав которых входят группы $(S_2O_3)^{2-}$, являющиеся структурным аналогом сульфата, где атом серы замещает один атом кислорода. Уникальная химия иона тиосульфата, который имеет структуру $[S-SO_3]^{2-}$, определяется сульфидоподобным атомом серы, придающим ему восстановительные свойства, сильную способность к комплексообразованию, а также способность образовывать сульфиды [1].

Тиосульфат-ион является «мягким» лигандом, который образует наиболее прочные комплексы с d^8 - и d^{10} -элементами. Тиосульфат-ион может действовать как монодентатный лиганд через периферийный атом серы, определяя прочную σ -связь с ионом золота; в результате образуется комплекс состава $[Au(S_2O_3)_2]^{-3}$. Константа нестойкости этого комплекса составляет $4 \cdot 10^{-30}$, поэтому стандартный потенциал окисления золота в присутствии ионов SO_3S^{2-} снижается до +0.15 В [2].

Процесс растворения золота в тиосульфате в присутствии кислорода протекает по реакции (1):

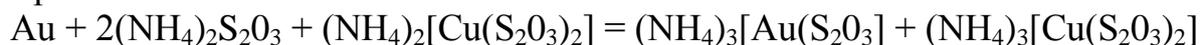


Термодинамическая вероятность приведённой реакции достаточно велика ($\Delta G^\circ = -96.5$ кДж/моль) и возрастает с повышением температуры [1].

В тиосульфатном процессе особое значение имеет температурный фактор: начало заметного реагирования относится к 50°C. Оптимальная температура растворения золота в тиосульфате составляет 80°C. В этих условиях концентрация кислорода в растворах крайне низка, что тормозит процесс. Поэтому при тиосульфатном выщелачивании при повышенной температуре совершенно обязательно использование специальных окислителей [3].

Известно, что комплексные соединения переходных металлов в высшей степени окисления могут быть окислителями в различных химических процессах. Весьма эффективным окислителем в этих условиях может выступать аммиачный комплекс меди, переходящий впоследствии в соответствующий тиосульфатный комплекс [3].

Реакция растворения золота при этом будет выглядеть следующим образом:



Для оценки реальных скоростей процесса растворения золота в среде тиосульфата натрия проводились исследования по методике вращающегося диска. В тиосульфатном процессе требуется определенное соотношение растворителя ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$) и окислителя-деполяризатора, в качестве которого рекомендован в исходном состоянии сульфат двухвалентной меди. При этом в аммиачных тиосульфатных растворах наблюдается переход $\text{Cu}^{2+} > \text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+} > \text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{2-}$. Кривая зависимости скорости растворения золота от мольного соотношения в среде растворения тиосульфат натрия - сульфат меди имеет ярко выраженный максимум при оптимальном их соотношении 5:1. Левая ветвь ее ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3 : \text{CuSO}_4 > 5$) связана с наличием в растворах недостаточного количества окислителя-деполяризатора по отношению к принятой концентрации растворителя, т.е. эта область лимитируется диффузией окислителя к реакционной зоне. При соотношении ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3 : \text{CuSO}_4 < 5$) скорость растворения металлов зависит от концентрации тиосульфат-иона. Возникновение правой круто ниспадающей ветви кривой обусловлено кроме того пассивирующим действием отлагающихся на поверхности металла изолирующих покрытий [3].

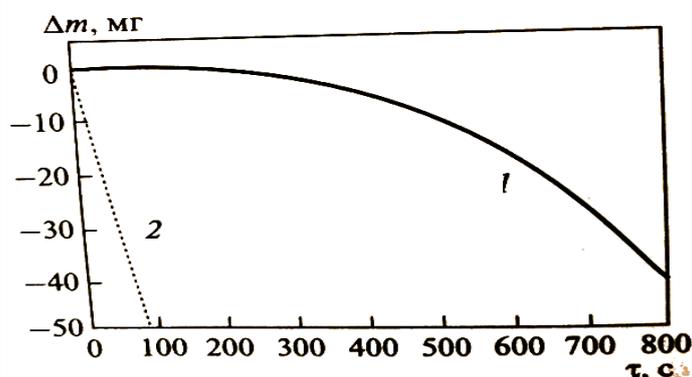


Рисунок 1 – Кривая зависимости скорости растворения золота от мольного соотношения в среде растворения тиосульфат натрия - сульфат меди

Рентгеноструктурным анализом поверхности металлических дисков установлено, что на золоте отлагается сульфид одновалентной меди (Cu_2S). При этом степень образования пассивирующих покрытий зависит не только от соотношения концентрации тиосульфата натрия к сульфату меди, но и от концентрации тиосульфата. Скорость растворения золота от концентрации тиосульфата имеет прямо пропорциональную зависимость, при этом наблюдается некоторое снижение константы скорости растворения металла при повышенной концентрации тиосульфата из-за отложения изолирующих покрытий Cu_2S . Так повышение концентрации тиосульфата в 8 раз сопровождается повышением константы скорости растворения золота в 2,26 раза [3].

Результаты исследования влияния расхода тиосульфата на процесс выщелачивания при температуре процесса 80°C и продолжительности 2 ч показывают, что увеличение расхода тиосульфата от 0.5 до 3.5 г существенно изменяет извлечение основных компонентов. Установлено, что оптимальным расходом тиосульфата в выщелачивании металлов является 4 г/дм³. При этом извлечение основных металлов увеличивается и достигает максимального значения: Au – 59.39%; Ag – 51.08% и As – 42.69%. Дальнейшее увеличение расхода тиосульфата не влияет на извлечение металлов [4].

Библиографический список

1. Каковский И.А., Поташников Ю.М. Кинетика процессов растворения. – М.: Металлургия, 1975, 224 с.
2. Золото: химия, минералогия, металлургия. / М.А. Меретуков. – М.: Издательский дом «Руда и Металлы», 2008. С. 405–409.
3. А.Е. Воробьев, Т.В.Чекушина, А.А. Щелкин, К.Г. Каргинов. Исследование изменения температурного режима при тиосульфатном выщелачивании золота // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал) 2003.–№5 –С. 51–64.
4. Ш.Р. Самихов, З.А.Зинченко. Исследования процесса тиосульфатного выщелачивания золотых мышьяксодержащих руд месторождения чоре. // Доклады Академии наук Республики Таджикистан. 2014. –С. 127–130.

Кафедра химической технологии

УДК 668.47

АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ МУСОРОСЖИГАЮЩИХ ЗАВОДОВ НА ЗАГРЯЗНЕНИЕ АТМОСФЕРНОГО ВОЗДУХА

В.П. Ткаченко¹, Е.В. Янчуковская²

¹ магистрант гр. ОХПм-16, ИРНИТУ, e-mail: valentina_irnit@mail.ru

² к.т.н., доцент кафедры химической технологии, ИРНИТУ,
e-mail: lenyan@istu.edu

Атмосферный воздух является важнейшей жизнеобеспечивающей природной средой и представляет собой смесь газов и аэрозолей приземного слоя атмосферы, которая сложилась в ходе эволюции Земли и деятельности человека.

Результаты экологических исследований, как в России, так и за рубежом, свидетельствуют о том, что загрязнение приземной атмосферы – самый мощный, постоянно действующий фактор воздействия на человека,

пищевую цепь и окружающую среду. Поэтому охрана атмосферного воздуха и озонового слоя является приоритетной проблемой экологии и ей уделяется пристальное внимание во всех развитых странах[1].

Загрязнение атмосферы имеет природное и антропогенное происхождение. К природным источникам загрязнения относятся: извержения вулканов, пыльные бури, лесные пожары, пыль космического происхождения, частицы морской соли, продукты растительного, животного и микробиологического происхождения. Антропогенные источники загрязнения обусловлены хозяйственной деятельностью человека. К ним следует отнести: сжигание горючих ископаемых, работу тепловых электростанций, выхлопы современных турбореактивных самолетов, выбросы предприятиями различных газов, сжигание топлива в факельных печах, котлах и двигателях транспортных средств.

При процессах сгорания топлива наиболее интенсивное загрязнение приземного слоя атмосферы происходит в мегаполисах и крупных городах, промышленных центрах ввиду широкого распространения в них автотранспортных средств, ТЭЦ, котельных, мусоросжигающих заводов и других энергетических установок, работающих на угле, мазуте, дизельном топливе, природном газе и бензине.

Мусоросжигающий завод – это предприятие для сжигания твердых бытовых и промышленных отходов, на 70-80% представленных биоразлагаемыми компонентами. Любой МСЗ представлен очень сложным технологическим процессом, так как имеет множество ступеней переработки различных отходов, начиная от их транспортировки до площадки обезвреживания, очистки отходящих газов для обеспечения наименьшего воздействия на окружающую среду, и заканчивая размещением зольного остатка на полигонах ТБО.

В данной исследовательской работе рассматривается влияние деятельности мусоросжигающих заводов на атмосферный воздух, дается оценка и анализ экологической опасности МСЗ, приводятся меры по минимизации выбросов загрязняющих веществ, негативно влияющих на атмосферу.

Для достижения поставленных целей необходимо решить следующие задачи: ознакомиться с общей характеристикой предприятия и с влиянием сжигаемых отходов на окружающую среду; детально рассмотреть технологический цикл предприятия и его очистные сооружения; провести мониторинг атмосферного воздуха в районе расположения МСЗ; разработать рекомендации по снижению выбросов МСЗ в атмосферный воздух.

Экологические проблемы атмосферного воздуха, возникающие вследствие функционирования мусоросжигающих заводов, следующие: парниковый эффект, смог, разрушение озонового слоя и кислотные дожди. Все эти проблемы имеют широкий спектр негативных последствий в общем жизненном цикле. Каждая из них вносит почти непоправимый ущерб.

Промышленные выбросы, в виде диоксида серы и оксида азота, соединяются с атмосферной влагой и образуют серную и азотную кислоту, которая вызывает «кислотные дожди». Главным их отрицательным воздействием является нарушение целостности листвы растений, а также проникновение в живые организмы и грунтовые воды. К тому же кислотные дожди способствуют коррозии зданий и разрушению объектов культурного наследия.

При сжигании твердых бытовых и близких к ним отходов V класса опасности (в том числе приравненных к ним и разрешенных к захоронению на городских полигонах более опасных отходов IV класса опасности) на мусоросжигающих заводах горючие компоненты окисляются, образуются диоксид углерода CO_2 , пары воды и различные газообразные примеси, в том числе токсичные. Несгоревшие компоненты выносятся из топки уходящими газами в виде твердых примесей золы-уноса и сажи, составляющих в среднем 3—6% сухой массы сжигаемых отходов, хотя уходящие дымовые газы, чаще всего, перед выбросом в атмосферу очищают с помощью газоочистительных устройств.

Сжигание ТБО, как правило, является окислительным процессом, и в камере сжигания преобладают окислительные реакции. Главными продуктами сгорания углерода и водорода являются, соответственно, CO_2 и H_2O ; при неполном сгорании (условия недожога) образуются нежелательные продукты - монооксид углерода CO , низкомолекулярные органические соединения, полициклические ароматические углеводороды, сажа и другие; аналогичные соединения могут быть продуктами реакций, происходящих в зоне более холодных элементов оборудования (например, на выходе из печи, на стадии газоочистки и т.п.).

Научная значимость исследований заключается в комплексном изучении всех факторов воздействия на окружающую среду объекта при термической переработке отходов. В настоящее время отмечено малое количество научных публикаций по вопросам реального воздействия аналогичных объектов по сжиганию отходов, расположенных вблизи городских полигонов ТБО.

Практическая значимость исследований выражается в сопоставлении теоретических сведений о негативном влиянии технологий термической переработки отходов на окружающую среду и результатов практической деятельности установки термического обезвреживания в составе рассматриваемого мусоросжигающего завода, подтверждаемых расчетным путем (расчет рассеивания выбросов загрязняющих веществ в атмосфере) и экспериментальным путем (определение класса опасности обезвреживания медицинских отходов II – IV класса опасности). Также практическая значимость заключается в разработке рекомендаций технического характера, приводящих к минимизации воздействия рассматриваемого предприятия на окружающую среду.

Для оценки воздействия МСЗ на атмосферу, гидросферу и литосферу (почву) необходимы характеристика мусоросжигательных заводов, обзор альтернативных методов термической переработки отходов (сжигание в кипящем слое, пиролиз, газификация), аспекты деятельности рассматриваемого предприятия, технические характеристики установок, которые используются в технологическом процессе обезвреживания отходов.

Стоит отметить, что использование для переработки всей массы ТБО определенной монотехнологии (например, сжигание) приводит к неоправданному увеличению затрат и усиливает негативное влияние технологии на окружающую среду, поэтому утилизация твердых бытовых отходов должна сочетать комбинированные операции разделения их на отдельные фракции и компоненты с последующей переработкой оптимальным методом [2].

В наибольшей степени требованиям экономики и природопользования отвечает создание комплексного производства, обеспечивающего обезвреживание отходов, использование отходов как источника энергии и как вторичного сырья [3].

Современные термические процессы будут экологически безопасными только при термообработке подготовленных ТБО, при соблюдении технологических норм и при использовании современных методов газоочистки (в свою очередь, эффективность газоочистки во многом определяется реализацией, так называемых первичных мероприятий в термическом процессе). Сам процесс сжигания должен проводиться при температуре 900 - 1000°C, при которой разрушаются практически все органические соединения.

Мусоросжигающие заводы необходимо располагать на расстоянии не менее 2 - 3 км от жилых кварталов. При правильном обустройстве оборудования на заводе печи работают без выделения пыли при максимальной механизации всех рабочих процессов. Конструктивные узлы МСЗ должны обладать герметичностью, не допускающей утечки вредных или ядовитых продуктов сгорания. В остатках, образующихся после сжигания мусора, содержится большое количество легкорастворимых соединений. К их складированию предъявляют такие же строгие требования, как и к организованным свалкам.

В связи с этим одной из основных государственных задач в сфере обращения с отходами можно определить:

- четкий контроль неуклонного соблюдения правил экологически безопасной переработки отходов;
- государственную поддержку современных безопасных технологий утилизации и обезвреживания отходов, гарантирующих максимальную безвредную переработку (или уничтожение) отходов и стремящихся к принципу «ноль отходов».

Библиографический список

1. Израэль Ю. А. Экология и контроль состояния природной среды. – СПб.: Гидрометеоздат, 2013. – 371 с.
2. Гонопольский А.М., Дыган М.М. Оценка экологической безопасности мусоросжигательных заводов при увеличении их производительности // Безопасность в техносфере. –2012. –№ 3. – С. 23–26.
3. Бельков В. М. Методы, технологии и концепция утилизации углеродсодержащих промышленных и твердых бытовых отходов // Химическая промышленность – 2012. – № 11.– С. 8–25

УДК 66.665

ПРИМЕНЕНИЕ МАТЕМАТИЧЕСКИХ МЕТОДОВ АНАЛИЗА В НЕФТЕХИМИИ

Т.И. Петрова¹, Т.А. Подгорбунская², А.Д. Цыбульский³,
С.А. Степаненко⁴, Л.М. Ганиева⁵

¹ – начальник лаборатории иркутского РНУ ГНПС «Тайшет», ООО «Транснефть-Восток», e-mail: alepolya3@gmail.com

² – к.х.н., доцент кафедры химической технологии, ИРНИТУ, e-mail: tpodgor@mail.ru

³ – магистрант гр. ХТм-16-1, ИРНИТУ, e-mail: gertsogcaindekart@gmail.com

⁴ – магистрант гр. ОХПм-16-1, ИРНИТУ, e-mail: serguey.stepanenko@yandex.ru

⁵ – студент гр. ХТбп-16-1, ИРНИТУ, e-mail: Leila_ganieva@mail.ru

Нефти разных месторождений отличаются своими физико-химическими свойствами и составом, но даже нефти одного месторождения в зависимости от их геологического возраста (времени залегания), периода добычи и внешних факторов также различны [1].

Изучение свойств нефтяных систем, зависимости физико-химических параметров, а также влияния состава на свойства нефти является весьма актуальным не только для нефтепереработчиков, но и для проектировщиков.

В наше время в век компьютерных технологий и наносоединений существует различный спектр высокоэффективных методов исследования – это хромато-масс-спектрометрия, ЯМР-спектрометрия, ИК-спектроскопия и др. [2,3]. Применение данных методов являются повседневными для химиков-исследователей, но современный мир диктует новые тенденции и применение математических методов исследования в нефтехимии набирает обороты [4,5].

Нами была предпринята попытка установить взаимосвязь между свойствами и составом нефти методами корреляционного анализа.

В качестве объекта исследования была взята сибирская нефть марки ESPO (ВСТО). Название марки нефти ВСТО происходит от одноименного трубопровода «Восточная Сибирь – Тихий океан», международный аналог сорта – ESPO.

Совместно с сотрудниками лаборатории ООО «Транснефть-Восток» были проведены исследования состава и физико-химических свойств нефти в период с 2012 по 2017 гг. В таблице представлены данные за полутора годовой промежуток времени (см. табл. 1).

На основе статистических данных о свойствах нефти была построена матрица коэффициентов парной корреляции (см. табл. 2).

Таблица 1 – Статистические данные о свойствах нефти

Дата	Наименование показателей												фракционный состав		
	Плотность, кг/м ³ при t=20 °С	Массовая доля серы, % масс	Массовая доля механических примесей, %	Массовая доля парафина, %	Вязкость кинематическая, мм ² /с при t=20 °С	Массовая доля воды, %	Массовая концентрация хлористых солей, мг/м ³	Давление насыщенных паров, кПа	Массовая доля органических хлоридов во фракции, выкипающей до температуры 204 °С, млн ⁻¹ (ppm)	Массовая доля сероводорода, млн ⁻¹ (ppm)	массовая доля метил- и этилмеркаптанов в сумме, млн ⁻¹ (ppm)	Тнк, °С	выход фракций, %		
													при температуре до 200, °С	при температуре до 300, °С	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	
01.08.12	839,3	0,60	0,0058	1,2	6,615	0,09	9,6	48,0	менее 1,0	менее 2	менее 2	25	35,0	52,5	
01.09.12	838,5	0,58	0,0067	1,2	7,235	0,06	5,2	47,5	3,8	менее 2	менее 2	42	29,0	45,0	
01.10.12	838,9	0,60	0,0067	1,3	6,652	0,09	12,5	48,0	1,1	менее 2	менее 2	25	34,0	52,0	
01.11.12	840,0	0,60	0,0071	1,6	7,176	0,05	10,1	46,5	1,3	менее 2	менее 2	42	37,0	56,0	
01.12.12	835,8	0,63	0,0085	1,8	5,942	0,09	14,3	50,3	4,5	менее 2	менее 2	46	36,0	52,0	
01.01.13	837,9	0,66	0,0079	2,3	7,638	0,30	11,6	49,0	менее 1	менее 2	менее 2	36	35,0	55,0	
01.02.13	835,0	0,63	0,0069	2,2	5,428	0,17	36,6	49,5	менее 1	менее 2	менее 2	40	34,0	52,0	
01.03.13	837,5	0,67	0,0078	1,9	6,138	0,06	9,4	48,5	менее 1	менее 2	менее 2	35	33,0	52,0	
01.04.13	839,3	0,63	0,0078	1,9	6,077	0,06	19,1	48,5	менее 1	менее 2	менее 2	39	32,0	52,0	
01.05.13	838,3	0,63	0,0073	2,1	6,293	0,09	13,5	46,5	менее 1	менее 2	менее 2	37	32,5	50,5	
01.06.13	838,6	0,68	0,0069	1,8	6,231	0,06	10,7	46,5	менее 1	менее 2	менее 2	40	30,0	49,0	
01.07.13	837,0	0,60	0,0070	1,8	6,136	0,09	12,6	49,0	менее 1	менее 2	менее 2	40	35,5	54,5	
01.08.13	838,2	0,63	0,0095	2,1	6,568	0,30	11,6	49,0	менее 1	менее 2	менее 2	44	31,5	51,5	
01.09.13	836,7	0,62	0,0090	2,1	6,174	0,09	9,2	43,0	менее 1	менее 2	менее 2	45	29,0	47,0	

Таблица 2 – Коэффициенты парной корреляции свойств и состава нефти марки ESPO

Показатели	Плотность	Содержание серы	Содержание воды	Содержание хлористых солей	Содержание механических примесей	Содержание парафинов	ДНП	Вязкость кинематическая	Температура начала кипения	Выход фракций при температуре 200 °С	Выход фракций при температуре 300 °С
Плотность	1	-0,79566	-0,47053	-0,32158	-0,15264	0,02616	-0,07713	0,78538	0,40472	-0,43992	-0,20317
Содержание серы	-0,79566	1	0,48036	0,23273	0,20566	0,09548	0,00933	-0,66244	-0,38803	0,32221	0,19642
Содержание воды	-0,47053	0,48036	1	0,33209	0,02778	0,03925	0,16202	-0,26060	-0,23907	0,27654	0,26481
Содержание хлор-х солей	-0,32158	0,23273	0,33209	1	-0,01403	0,08050	0,24143	-0,41779	-0,24739	0,29575	0,22632
Содержание механических примесей	-0,15264	0,20566	0,02778	-0,01403	1	0,10005	-0,09325	-0,18761	0,03809	-0,04619	0,00448
Содержание парафинов	0,02616	0,09548	0,03925	0,08050	0,10005	1	-0,11607	-0,19497	0,13205	-0,23183	-0,12785
ДНП	-0,07713	0,00933	0,16202	0,24143	-0,09325	-0,11607	1	-0,07484	-0,23630	0,37489	0,29683
Вязкость кинематическая	0,78538	-0,66244	-0,26060	-0,41779	-0,18761	-0,19497	-0,07484	1	0,42716	-0,40527	-0,18868
Температура начала кипения	0,40472	-0,38803	-0,23907	-0,24739	0,03809	0,13205	-0,23630	0,42716	1	-0,59911	-0,25058
Выход фракций при температуре 200 °С	-0,43992	0,32221	0,27654	0,29575	-0,04619	-0,23183	0,37489	-0,40527	-0,59911	1	0,77326
Выход фракций при температуре 300 °С	-0,20317	0,19642	0,26481	0,22632	0,00448	-0,12785	0,29683	-0,18868	-0,25058	0,77326	1

При анализе матрицы коэффициентов парной корреляции согласно критериям оценивания по шкале Чеддока высокая связь наблюдается у:

- плотности и содержания серы ($r = -0,79566$);
- плотности и кинематической вязкости ($r = 0,78538$);
- выхода фракций при температуре 200 °С и 300 °С ($r = 0,77326$);
- содержания серы и кинематической вязкости ($r = -0,66244$).

Заметная связь наблюдается у:

- температуры начала кипения и выхода фракций при температуре 200 °С ($r = -0,59911$).

Умеренная связь наблюдается у:

- плотности и температуры начала кипения ($r = 0,40472$);
- плотности и выхода фракций при температуре 200 °С ($r = -0,43992$).

Такие показатели как содержание механических примесей и содержание парафинов имеют низкую связь с другими показателями (низкий коэффициент парной корреляции) или она отсутствует вообще (см. табл. 2).

Следующим этапом нашей работы предстоит: на основании корреляционных связей между показателями построить линейные графики зависимости. и проанализировать величину достоверности аппроксимации.

Библиографический список

1. Каримов Р.М., Мастобаев Б.Н. Влияние содержания парафинов, смол и асфальтенов на товарные качества нефтей // Башкирский химический журнал. – 2012. – Т. 19. – № 1. – С. 97–100.
2. Ященко И.Г., Полищук Ю.М. Малопарафинистые нефти: закономерности пространственных и временных изменений физико-химических свойств // Известия томского политехнического ун-та. – 2008. – Т. 313. – №1. – С. 54–58.
3. Халикова Д.А., Тухватуллина А.З., Ганеева Ю.М, Юсупова Т.Н. Особенности влияния состава нефтей месторождений Киргизии на формирование их физико-химических свойств // Вестник Казанского технологического университета. – 2009. – № 5. – С. 349–357.
4. Д. Ф. Гилемянова, Е. Я. Мартенс, Е. Ф. Трапезникова. Уточненные математические модели для расчета физико-химических свойств нефтяных систем /Башкирский химический журнал. – 2017. – Том 24. – № 1. – с.36–39.
5. Сваровская Н.А. Построение корреляций «состав-свойство» в нефтепереработке // Известия томского политехнического университета. – 2002. – Т.305. – №8. – С. 163–166.

УДК 66.091.2

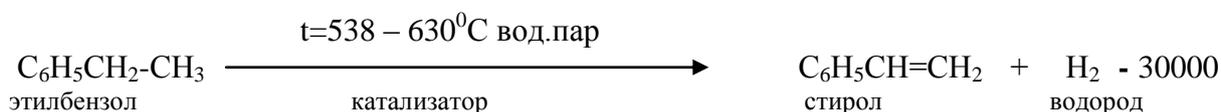
ПРОИЗВОДСТВО СТИРОЛА ДЕГИДРИРОВАНИЕМ ЭТИЛБЕНЗОЛА

А.Э. Синёв¹, Е.В.Янчуковская²

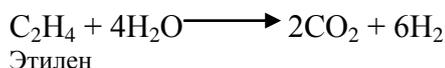
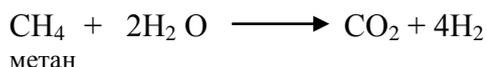
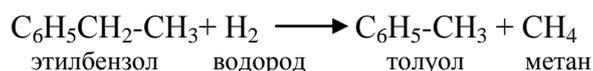
¹ магистрант гр. ОХПм-17, ИРНИТУ, e-mail: sinyovanton@gmail.com

² к.т.н., доцент кафедры химической технологии, ИРНИТУ, e-mail: lenyan@istu.edu

Метод получения стирола дегидрированием этилбензола применяется на Ангарском заводе полимеров, осуществляется на железоксидном катализаторе в двухступенчатом адиабатическом реакторе с промежуточным подогревом контактного газа в присутствии водяного пара, как теплоносителя, по реакции [1]:

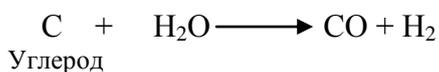


Кроме основной реакции протекает ряд побочных с получением бензола, толуола, метана, этилена, а также тяжелокипящих (смолообразование):



Процесс проходит с увеличением объема. Снижение парциального давления углеводородов сдвигает равновесие в сторону образования конечного продукта - стирола с одной стороны и сокращает до минимума образование побочных продуктов с другой, поэтому для снижения парциального давления вместе с этилбензолом вводится водяной пар.

Кроме этого, водяной пар непрерывно удаляет с катализатора тяжелокипящие соединения (смолы), образующиеся в реакции, реагируя с ними с образованием парогазовой фазы:



Объемная оптимальная скорость подачи этилбензольной шихты (ЭБШ) – смеси этилбензола-ректификата и возвратного этилбензола, с установки ректификации стирола, в расчете на общее количество катализатора, загруженного в обе ступени реактора, составляет 0,20 - 0,50 м³ этилбензольной шихты в час на 1м³ катализатора. Разбавление ЭБШ водяным паром принимается равным 1:1,8 ÷ 3,5.

При концентрации бензола в ЭБШ до 10-15% происходит смещение химического равновесия реакции дегидрирования в сторону стирола, и образование побочных продуктов реакции дегидрирования – бензола снижается.

Выход стирола зависит от марки катализатора, его состояния, объемной скорости подачи ЭБШ и ориентировочно составляет: на разложенный этилбензол (вступивший в реакцию) - 94%, на пропущенный через реактор этилбензол – 51÷60%.

Конверсия этилбензола в каждой ступени реактора равна 25-35%, по реактору она достигает 62%.

Стирол имеет свойство самопроизвольно полимеризоваться при повышении температуры, поэтому добавляются специальные ингибиторы, замедляющие процессы полимеризации.

В результате исследований было установлено, что при нагревании стирола-мономера образуются радикалы. Скорость термической самоинициируемой полимеризации намного ниже, чем скорость реакций полимеризации, проводимых в присутствии инициаторов, но в определенных условиях может быть и заметна.

Термическая полимеризация стирола характеризуется определенной скоростью и величинами молекулярной массы образующегося полимера для каждой температуры.

В начале становления исследований в области высокомолекулярных соединений было сделано примечательное наблюдение, заключающееся в том, что вещества кажущегося одинакового состава могут быть совершенно различными в отношении набухаемости и растворимости.

Одним из этих веществ является неограниченно набухающий коллоид, который теряет свою форму и постепенно растворяется при добавлении растворителя. Другое вещество, которое химически кажется не отличающимся от первого, ведет себя как ограниченно набухающий коллоид, сохраняет при набухании свою форму и даже при прибавлении большого количества растворителя не переходит в раствор. Набухание и объем при этом могут значительно увеличиваться: в 50-100 раз. Раствор в этом случае не образуется.

Доказано, что неограниченно набухающий полистирол состоит из линейных молекул чистого полистирола, ограниченно набухающий получен при полимеризации стирола в присутствии дивинилбензола, благодаря которому из линейных молекул полистирола образуются трехмерные мак-

ромолекулы[2]. Количество дивинилбензола, которое необходимо для изменения растворимости и набухаемости полистирола, очень мало.

Нерастворимый полистирол - это смешанный полимер из стирола и дивинилбензола.

Сшивание может происходить при образовании полимера из соответствующих мономеров. Оно может также протекать в результате химической обработки готового полимера.

Применяемые методы и условия влияют на образующиеся между полимерными цепями связи, которые могут быть различной длины. При этом в зависимости от частоты поперечных связей получаются слабо и сильно сшитые полимерные системы.

Когда число сшивков становится достаточно большим, получается трехмерный или сетчатый полимер, в котором полимерные цепи соединены друг с другом, образуя гигантскую молекулу.

Установлена прямая связь между длиной линейных цепей полистирольной молекулы и количеством дивинилбензола, которое необходимо для связывания его в ограниченно набухающий полистирол.

Количество дивинилбензола, которое приводит полистирол различной степени полимеризации к образованию ограниченно набухающего продукта, представлено в таблице 1.

Таблица 1 – Количество дивинилбензола, влияющее на образование ограниченно набухающего полимеризата

Содержание дивинилбензола, %	Степень полимеризации чистого полистирола	Длина цепи	Ограниченно набухающий полимеризат из 1 моля дивинилбензола и + молей стирола
55	30	75	1
17	70	175	6
0,1	240	600	1000
0,012	510	1275	7500
0,006	840	2100	15000
0,003	1200	3000	30000
0,002	1700	4250	50000

+ – средняя степень полимеризации (среднее число структурных единиц на полимерную цепь, $M/104$), M – молекулярный вес полимера.

Для полистирольных цепей большой длины количество добавки дивинилбензола, необходимой, чтобы сделать полистирол нерастворимым, исключительно мало. Этот продукт состоит не только из трехмерных молекул, но также из длинных линейных молекул растворимого полистирола,

связывающегося с трехмерными молекулами таким образом, что продукт присоединения не растворяется, а это коренным образом может изменить свойство растворимости полистирола.

Смешанный полимеризат, получающийся из стирола с малыми добавками дивинилбензола и сильно набухающий, содержит переменное количество растворимого полистирола, который при набухании вымывается растворителем[3]. При этом короткие линейные молекулы легче извлекаются из связанной трехмерной молекулярной массы, чем длинные.

Таким образом, в случае образования сшитого полимера в оборудовании (например, ректификационных колоннах) при растворении полимера различными растворителями удастся экстрагировать только растворимую фракцию полистирола из смешанного полимеризата, величина которой колеблется в широких пределах в зависимости от степени полимеризации, количества дивинилбензола. Основным источником образования дивинилбензола являются два фактора:

- наличие диэтилбензола во входящем сырье – этилбензоле-ректификате;
- пропуски в межступенчатом подогревателе реактора дегидрирования.

Остальная часть полимера должна тщательно удаляться механически, поскольку частицы не удаленного полимера служат центром начала полимеризации.

Библиографический список

1. Соколов Р.С. Химическая технология: учеб. пособие для студ. высш. учеб. заведений. Т. Металлургические процессы. Переработка химического топлива. Производство органических веществ и полимерных материалов. – М.: Гуманит. изд. центр ВЛАДОС, 2000. – 448 с.

2. Тимофеев В.С., Серафимов Л.А. Принципы технологии основного органического и нефтехимического синтеза: учеб. пособие для вузов. – М.: Высшая школа, 2003. – 536 с.

3. Платэ Н.А., Сливинский Е.В. Основы химии и технологии мономеров: учеб. пособие. – М.: Наука: МАИК “Наука/Интерпериодика”, 2002. – 696 с.

УДК 502.55

ОЦЕНКА ПОТЕРЬ НЕФТЕПРОДУКТОВ В АО «САХАНЕФТЕГАЗСБЫТ» И МЕРОПРИЯТИЯ ПО ИХ СНИЖЕНИЮ

А.Я. Рыбкин¹, О.В. Горбунова², С.Г. Дьячкова³

¹ аспирант ИВТ, ФГБОУ ВО «ИРНИТУ», г. Иркутск, e-mail: dsg2108@gmail.com

² магистрант гр. ОХПм-16, ИВТ, ФГБОУ ВО «ИРНИТУ», г. Иркутск, e-mail: O.V.Gorbunova@inbox.ru

³ д.х.н., профессор, зав. кафедрой ХТ, e-mail: dyachkova@istu.edu

Законодательство Российской Федерации в области контроля экологической безопасности, за последние годы претерпело ряд изменений. Совершенствуются и конкретизируются виды нарушений, ужесточаются меры взысканий и повышается уровень ответственности юридических и физических лиц.

Предприятия системы нефтепродуктообеспечения, в том числе резервуарные парки с крупнотоннажным емкостным оборудованием, согласно действующих нормативно-технических и законодательных документов, относятся к опасным производственным объектам [1], оказывающим негативное влияние на экологическое состояние окружающей природной среды. Согласно концепции устойчивого развития и ресурсосбережения в работе данных предприятий предлагается активизировать методы и механизмы, связанные с применением наилучших доступных технологий [2].

По оценкам экспертов [3], по пути движения нефти и нефтепродуктов до мест потребления, происходят колоссальные производственные и естественные потери углеводородов, в среднем около 2% от объема всей добываемой в стране нефти. Установлено, что 75% от общего объема потерь - это результат естественных испарений и лишь 25% происходят вследствие аварий и утечек [4,5].

АО «Саханефтегазсбыт» - одна из крупнейших компаний нефтепродуктообеспечения в сибирском и дальневосточном регионах. Её производственные объекты характеризуются широким диапазоном районирования [6] и охватывают весь номенклатурный ряд нефтепродуктов.

Поэтому выявление и комплексная оценка причин, приводящих к потерям нефтепродуктов, поиск путей сокращения убытков предприятий, обусловленных учтенными и неучтенными потерями, методов снижения выбросов в атмосферу для АО «Саханефтегазсбыт», является важной задачей и может являться установочной моделью для оценки и модернизации других предприятий нефтепродуктообеспечения.

АО «Саханефтегазсбыт» насчитывает в своем составе 25 резервуарных парков расположенных в разных районах (табл. 1). Перечень нефтепродуктов находящихся на хранении на момент исследований включал в себя: бензины автомобильные различных классов, включая «Премиум»; дизельные топлива (ДЛ, ДА, ДЗ); топливо для реактивных двигателей - керосин авиационный ТС-1; газоконденсат; нефть товарная.

Обследование объектов и мониторинг потерь нефтепродуктов проводилось нами в течение 2009-2013 гг. и включало несколько этапов работ, что позволило учесть как объем перевалки углеводородов, так и сезонные

особенности эксплуатации технологического оборудования, оказывающие влияние на состав и уровень техногенных эмиссий в окружающую среду.

Основной причиной влияющей на убыль нефтепродуктов является их испаряемость, которая напрямую зависит от среднегодовой температуры в районе расположения товарного парка. Так, например, по среднегодовым показателям естественная убыль, приходящаяся на одну нефтебазу в континентальной Восточно-Сибирской области умеренного пояса (В) максимальна по сравнению с таковой для других (более холодных) климатических зон Якутии [6]. Для предельнодопустимых выбросов (ПДВ) вредных веществ в атмосферный воздух, согласно [7] для АО «Саханефтегазсбыт» установлены лимиты (табл. 1.). Наблюдаемая в 2012 году отчетливая тенденция к увеличению начисленной и списанной естественной убыли нефтепродуктов на всех нефтебазах обусловлена ростом объемов хранения нефтепродуктов.

Регламентированный лимит суммы ПДВ для всех 25 нефтебаз АО «Саханефтегазсбыт» за 2009-13 гг. составил 1033,7 тонн нефтепродуктов (табл.1). Сравнивая значения естественной убыли нефтепродуктов и потери вследствие недостач становится очевидным, что потери нефтепродуктов, существенно превышают установленные лимиты по ПДВ.

Результаты мониторинга показывают, что за весь указанный период, потери сырья превышают почти в 2 - 3 раза лимит ПДВ на 15 нефтебазах расположенных в континентальной восточносибирской области умеренного пояса, 3 нефтебазах расположенных за полярным кругом, в сибирской области арктического пояса и 6 нефтебазах, расположенных в сибирской области субарктического пояса. Только на одной нефтебазе, расположенной на границе муссонной дальневосточной области умеренного пояса не зафиксированы потери, превышающие ПДВ. Это можно объяснить двумя причинами. С одной стороны климатическими особенностями района расположения нефтебазы «Нагорнинская», характеризующимися мягким температурным режимом в зимний период и прохладным дождливым летом. С другой стороны - работой нефтебазы "с колес" железнодорожных вагонов-цистерн с последующей отгрузкой на точки потребления. Хранение потребляемых объемов осуществлялось минимальное количество дней в емкостном парке с максимальной вместимостью до тысячи тонн.

Таблица 1 - Характеристики нефтебаз АО «Саханефтегазсбыт»

Области климатического районирования	Наименование нефтебазы	Грузооборот парка н/б, за весь период тыс. тонн	Всего оборот н/п, тыс. тонн	Суммарное количество естественной убыли / списанной недостачи нефтепродуктов, тонн					Суммарное количество потерь н/п за весь период, тонн	Лимиты ПДВ за весь период, тонн
				2009 г	2010 г	2011 г	2012 г	2013 г (за 9 мес.)		
А	Н.Янская	426,1	1012,6	9,2	12,4	15,2	18,0	16,6	1171,6	111,6
	Чокурдахская	152,5		80,7	258,6	267,0	229,7	264,2		
	Н.Колымская	434,0								
Б	Жиганская	185,8	1289,4	19,7	40,6	51,4	62,0	52,3	516,9	235,0
	У.Куйгинская	443,1		0	13,8	75,0	202,1	0		
	Батагайская	185,6								
	Белгородская	194,7								
	С.Колымская	180,5								
	Зырянская	99,7								
В	Ленская	2675,3	7535,2	120,2	202,0	193,5	200,7	142,5	8346,5	653,3
	Олекиминская	636,2		1190,0	2319,0	1387,1	1137,1	1454,4		
	Сунтарская	118,1								
	Нюрбинская	442,0								
	В.Виллойская	85,1								
	Виллойская	82,8								
	Сангарская	285,7								
	У.Алданская	105,3								
	Якутская	1855,9								
	Хандыгская	356,4								
	У.Таттинская	88,5								
	Амгинская	95,2								
	Эльдиканская	89,4								
	Покровская	145,1								
Томмотская	474,2									
Г	Нагорнинская	243,3	243,3	11,3 0	6,8 0	4,1 0	5,4 0	3,8 0	31,4	33,8
ИТОГО:			10080,5	1431,1	2853,2	1993,3	1855,0	1933,8	10066,4	1033,7

Результаты наших исследований позволили сделать вывод, что более значимым фактором, влияющим на суммарный объем потерь является техническое оснащение резервуарного парка и уровень аварийных ситуаций. Применение относительно изношенного и устаревшего технологического оборудования в процессах приема, хранения и перевалки сырья и готовой продукции приводят к эмиссии нефтепродуктов в объекты окружающей среды, что является основной причиной их загрязнения.

Согласно данных инвентаризации, проведенной на АО «Саханефтегазбыт», основная доля потерь нефтепродуктов приходится на «светлые» нефтепродукты - бензины, дизельное топливо; реже на авиационный керосин марки ТС-1.

Перечень планируемых мероприятий на период 2017-2018 гг. по снижению потерь нефтепродуктов и негативного влияния выбросов на окружающую среду, следующий:

- для снижения нагрева паровоздушной среды установить съемные блочные навесы;
- применение газоуравнительной системы с системой рекуперации паров бензина от «больших и малых дыханий» резервуаров;
- применение газоразделительной системы между резервуарами и эстакадой налива с выводом паров бензина обратно в резервуар;
- сокращение площади контакта «зеркала» нефтепродукта в резервуарах с паровоздушной средой с помощью полиуретановых пластин;
- строительство новых резервуаров, с целью замены устаревших, в том числе рассчитанных на большие избыточные давления в газовом пространстве, и др.

Выявление и оценка причин потерь нефтепродуктов позволил предложить ряд технологических решений и реализовать комплекс мероприятий направленных на снижение воздействия на окружающую среду и увеличению доходной части компании.

Библиографический список

1. ФЗ №116 «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» от 21.07.97 - "Российская газета", N 145, 30.07.97.
2. ГОСТ Р 54097 – 2010 Ресурсосбережение. Наилучшие доступные технологии. [Электронный ресурс] // официальный сайт Федерального агентства по стандартизации и метрологии URL:<http://gost.ru/document.aspx?control=7%20&id=177764>"=177764
3. А.А. Коршак Малокапиталоемкая система улавливания паров бензина./ ж-л Территория нефтегаз, №3, 01.03.2008., с. 58-61.
4. К.В. Дьяков, Р.Е. Левитин, Ю.Д. Земенков Сверхнормативные потери топлива от испарения при хранении в резервуарах // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2014. №4. С. 184-190.

5. А.Я. Рыбкин, С.Г. Дьячкова, Я.В. Алексеева / Зависимость естественных потерь нефтепродуктов от климатического районирования нефтебазы. // Материалы III всероссийской научно-практической конференции с международным участием "Перспективы развития технологии переработки углеводородных и минеральных ресурсов". - Иркутск.-2014, С. 174-176/

6. С.Г. Любушкина Общее землеведение: Учеб. пособие для студентов вузов, обучающихся по спец. "География" / С.Г. Любушкина, К.В. Пашканг, А.В. Чернов; Под ред. А.В. Чернова. - М.: Просвещение, 2004. - 288 с.

7. Приложение №1 к Приказу Госкомэкологии России от 08.04.98 N 199 Методические указания по определению выбросов загрязняющих веществ в атмосферу из резервуаров. Интернет ресурс баз данных нормативно-правовых актов РФ КонсультантПлюс. [Электронный ресурс] // URL: <http://www.consultant.ru/cons/cgi/online.cgi?req=doc;base=EXP;n=319621#0>

УДК 66.097.3

ВОЗМОЖНОСТЬ ЗАМЕНЫ КАТАЛИЗАТОРА В РЕАКТОРАХ ОТДЕЛЕНИЯ ИЗОМЕРИЗАЦИИ БУТАНА

А.М. Стальмаховский¹, Е.В. Янчуковская²

¹ магистрант гр. ХТм-16, ИРНИТУ, e-mail: stalmansania@gmail.ru

² к.т.н., доцент кафедры химической технологии, ИРНИТУ, e-mail: lenyan@istu.edu

Отделение изомеризации бутана входит в состав комбинированной установки серноокислотного алкилирования (КУСА) комплекса серноокислотного алкилирования (КСА) цеха производства топлив (ПТ) и является производственным подразделением АО «Ангарская нефтехимическая компания» (АО «АНХК»), предназначено для каталитической конверсии бутана нормального, поступающего из отделения алкилирования, в изобутан (фракцию изобутановую) по технологии ButamerTM компании UOP A Non-euwell Company с целью повышения ресурсов изобутана для процесса алкилирования.

Процесс протекает в паровой фазе в среде водорода над стационарным слоем бифункционального платиносодержащего катализатора на основе хлорированной окиси алюминия I-122 фирмы UOP. Для поддержания активности катализатора в реактор постоянно подается промотор - хлорорганическое соединение (перхлорэтилен).

При каталитической конверсии бутана нормального протекают как основные реакции изомеризации бутана нормального, так и побочные реакции гидрокрекинга [1].

Эффективность катализатора с целью получения качественного продукта и обеспечения продолжительного срока службы в значительной степени определяется используемым режимом работы (технологическими параметрами эксплуатации) [2].

Катализатор I-122 имеет следующие характеристики: условный диаметр частиц – 1,6 мм, насыпной вес - 785 кг/м³, годовой расход – 0,832 м³ при сроке службы 2,5 года, единовременная загрузка в реактор 2,08 м³, температура плавления 400 °С.

Состав представлен хлоридом алюминия, оксидом алюминия и платиной. Катализатор стабилен при нормальных условиях. При действии воды или влаги может выделяться соляная кислота. Углеводороды и другие вещества, контактирующие с продуктом при его нормальном использовании, могут удерживаться на его поверхности. Остаточные вещества подвержены разложению. При условии неполного сгорания, образующиеся токсичные газы могут состоять из газообразного хлористого водорода.

Отработанный катализатор I-122 направляется на вторичную переработку с целью извлечения платины.

В бутане нормальном или в водороде могут содержаться примеси, которые отрицательно влияют на активность катализатора I-122: сера в виде меркаптана приводит к снижению степени конверсии; вода, фториды и азотистые соединения, являющиеся стойкими ядами, резко снижают продуктивное соотношение; тяжелые фракции, олефины, кислород и кислородсодержащие соединения вызывают необратимую дезактивацию[3].

С целью улучшения процесса, повышения активности катализатора и устранения влияния нежелательных факторов, предложено заменить катализатор I-122 на катализатор СИ-3 технологии Изомалк – 3.

Технология изомеризации нормального бутана в изобутан Изомалк-3 основана на многолетнем опыте ПАО «НППНефтехим» в области изомеризации легких парафиновых углеводородов.

Основа процесса Изомалк-3 – сульфатированный оксидный катализатор СИ-3, обладающий высокой устойчивостью к действию микропримесей серы, он может эксплуатироваться без предварительной гидроочистки бутановой фракции. Высокая устойчивость катализатора к микропримесям каталитических ядов обеспечивает более длительный межрегенерационный период. Кроме того, отсутствие агрессивных реагентов снижает коррозию оборудования и полностью исключает образование отходов, требующих утилизации.

Типовая установка изомеризации н-бутана Изомалк-3 состоит из следующих блоков[4]:

- узел очистки и осушки сырья изомеризации – предназначен для удаления влаги из сырья изомеризации; данная операция производится для защиты катализатора от воды, которая подавляет активность катализатора;
- реакторный блок изомеризации – предназначен для протекания реакции изомеризации нормального бутана в изобутан на активных центрах катализатора в наиболее благоприятных для основной реакции условиях;
- узел осушителей ВСГ – предназначен для удаления влаги из водородсодержащего газа, а также из азота во время регенерации катализатора;
- блок стабилизационной колонны – предназначен для удаления из полученного продукта углеводородов С1-С3 и растворенного водорода.

Технология Изомалк-3 на катализаторе СИ-3 обладает важными преимуществами по сравнению с технологиями, использующими хлорированные катализаторы:

- не требуется подача хлорсодержащих реагентов и, соответственно, отсутствует секция щелочной очистки сухого газа;
- ввиду отсутствия агрессивных реагентов не требуется применения коррозионно-стойких материалов, и нет отходов, требующих утилизации или захоронения;
- катализатор устойчив к проскокам серы, азота и воды, технологические нарушения не приводят к безвозвратной потере активности, что позволяет эксплуатировать его без предварительной гидроочистки сырья.
- высокая устойчивость катализатора к микропримесям каталитических ядов обеспечивает длительный межрегенерационный период, а его способность к регенерации - срок службы не менее 8 лет.

Библиографический список

1. Капустин В.Ф., Гуреев А.А. Технология переработки нефти (ч.2). – М.: КолосС, 2007. – 382с.
2. Общее руководство по эксплуатации «Процесс Бутамер», 2013. – 100 с.
3. Технологический регламент изомеризации бутана, 2016. – 258 с.
4. Инструкция по пуску, эксплуатации и остановке отделения изомеризации бутана, 2016. – 149 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ КАТАЛИЗАТОРОВ СГК-5, ИК 17-m И ИХ МОДИФИЦИРОВАННЫЕ ФОРМЫ В КАЧЕСТВЕ КАТАЛИЗАТОРОВ ИЗОМЕРИЗАЦИИ

Н.К. Андреева¹, Н.К. Бухальцева², Д.В. Медведев³, С.А. Уханев⁴,
Н.С. Филлипов⁵

¹ магистрант гр. ХТМ-16-1, ИРНТУ, e-mail: Nkandreeva1995@mail.ru

² магистрант гр. ОХПм-16-1, ИРНТУ, e-mail: blanc_ours@mail.ru

³ магистрант гр. ОХПм-17-1, ИРНТУ, e-mail: dima93medvedev@mail.ru

⁴ студент гр. ХТОбп-15-2, ИРНТУ, e-mail: stepa_ukhanev1998@bk.ru

⁵ студент гр. ХТОбп-15-2, ИРНТУ, e-mail: nikituan123@yahoo.com

Развитие процесса изомеризации показывает стремительно возрастающую конкурентоспособность этого процесса по сравнению с другими процессами, направленными на получение высокооктановых компонентов бензинов. Основным сырьем процесса изомеризации служат легкие фракции прямогонных, газовых бензинов, а также бензинов риформинга и гидрокрекинга, имеющие низкое октановое число - от 69 до 85 пунктов.

Изомеризация бензиновых фракций позволяет уменьшить содержания ароматических углеводородов при сохранении высокого октанового числа. Процесс изомеризации позволяет извлекать из состава бензинов низкооктановые легкие фракции, производя изомеризат, который, в свою очередь, позволяет увеличить выход автомобильных бензинов из перерабатываемой нефти с повышенным октановым числом, с одновременным уменьшением содержания ароматических углеводородов, бензола и олефинов. Технологический процесс изомеризации предполагает использование катализатора с определенными каталитическими, физико-химическими и устойчивыми к действию каталитических ядов характеристиками.

В настоящее время для различных процессов изомеризации преимущественным видом катализаторов остаются платиносодержащие на разных носителях – цеолитах, сульфатированном оксиде циркония, хлорсодержащих оксидах алюминия. Высокую реакционную активность в процессах изомеризации проявляет палладий (Pd) на основе цеолита с различными модификаторами.

Известно, что цеолитные катализаторы применяемые в процессах изомеризации, менее активны относительно алюмоплатиновых хлорированных и циркониевых катализаторов, но в тоже время обладают, во-первых, высокой устойчивостью к отравляющим примесям в сырье, а во-вторых способны к полной регенерации в реакторе установки. Недостат-

ком процесса изомеризации на цеолитных катализаторах является то, что он идет при более высоких температурах, следствием чего является более низкие октановые числа изомеризата и образование значительного количества углеводородных газов в результате крекинга.

Алюмоплатиновые хлорированные катализаторы на сегодняшний день, безусловно, отличаются наиболее высокой активностью при проведении процессов изомеризации. Изомеризация на катализаторах этого типа, по сравнению с вышеперечисленными катализаторами, обеспечивает самый высокий выход и высокое октановое число изомеризата. Но высокая стоимость данных катализаторов зачастую приводит к нерентабельности его использования, ввиду высоких капитальных затрат и как следствие, длительных сроков окупаемости установок.

Зарубежные компании по производству катализаторов, следуя требованиям уменьшения стоимости катализаторов, совместно разработали катализатор на основе хлорированного оксида алюминия ATIS-2L, который опробован и коммерчески доступен, он позволяет перерабатывать сырье при высоких степенях конверсии и селективности, уменьшает размер инвестиционных вложений в строительство или же, реконструкцию установок. Тем не менее, хлорированные катализаторы имеют ряд недостатков, такие как высокие требования к очистке и осушке сырья, необходимость в постоянной подаче хлорорганических соединений для поддержания активности катализатора и главное, потенциально низкая надежность в эксплуатации, так как регенерация катализатора осуществляется на катализаторных фабриках фирмы-производителя.

Повышенным интересом пользуются катализаторы, содержащие сульфатированный оксид циркония, так как они сочетают в себе основные достоинства среднетемпературных и низкотемпературных катализаторов, они активны и устойчивы к действию каталитических ядов, способны к регенерации, а также требуют меньшие капитальные затраты на строительство установок [3,4]. Так же как и для цеолитных катализаторов, недостатком является необходимость в компрессоре для подачи циркулирующего водородсодержащего газа.

В процессе нашей работы была исследована каталитическая активность в условиях процесса изомеризации ряда промышленных цеолитных катализаторов и их модифицированных форм и проведен их сравнительный анализ.

Изомеризацию сырья проводили в лабораторном проточном трубчатом реакторе. В качестве сырья использовалась фракция прямогонного бензина, выкипающая в пределах температур 38-100 °С. Для проведения процесса изомеризации и исследования каталитической активности использовались катализаторы СГК-5 и ИК 17-м. Катализатор СГК-5 был подвергнут модификации оксидом хрома (CrO_3) и серной кислотой (СГК-5+).

Условия эксперимента и параметры продуктов, полученных в результате опытов приведены в таблице.

Таблица 1 – Условия эксперимента и параметры полученных продуктов

№	Катализатор	Условия эксперимента		Параметры сырья			Параметры продукта			Выход, %
		T, °C	v, ml/min	ρ , кг/м ³	Октановое число, исследовательский метод	Октановое число, моторный метод	ρ , кг/м ³	Октановое число, исследовательский метод	Октановое число, моторный метод	
1	СГК-5	300	4	706	47,4	46,4	710	67	65	70
2		330					712	76	74	60
3	СГК-5+	300					715	74	72	89
4		330					719	81	77	82
5	ИК	300					712	70	68	88
6	17-m	330					715	78	74	82

Из полученных данных (таблица 1) видно, что из катализаторов ИК 17-m и СГК-5 первый проявляет большую изомеризирующую активность. В то же время катализатор СГК-5 модифицированный оксидом хрома (CrO_3) и серной кислотой оказался наиболее активным в условиях данного эксперимента. Протекание процесса изомеризации определяли по изменению октанового числа. Наряду с процессом изомеризации в данных условиях возможно также протекание процесса риформинга. Но незначительное повышение плотности свидетельствует о том, что повышение октанового числа происходит за счет образования продуктов изо-строения, а не за счет образования аренов.

Известно, что цеолитные катализаторы, каковыми и являются катализаторы, используемые в нашей работе, обладают высокой крекирующей активностью, в результате чего образуются газообразные углеводороды. Нами замечено, что повышение температуры изомеризации приводит к увеличению степени конверсии сырья, что приводит к повышению октанового числа продуктов на 7-9 единиц. Но вместе с тем увеличивается и газообразование, за счет чего наблюдается снижение выхода целевого продукта. Так в случае катализатора СГК-5 при температуре процесса 330 °C выход составил всего 60 %, а изомеризация на модифицированном катализаторе и катализаторе ИК 17-m составил 82%.

Анализ данных, полученных в результате проведенных экспериментов показывает, что наиболее перспективным среди использованных катализаторов можно рассматривать катализатор SGK-5 модифицированный оксидом хрома. Это указывает на перспективность дальнейших исследований в данном направлении.

Библиографический список

1. Мириманян А.А., Вихман А.Г., Мкртычев А.А. Промышленный опыт работы установок изомеризации пентан-гексановой фракции // Нефтепереработка и нефтехимия. – 2006. – №4.

2. Кузьмина Р.И., Фролов М.П., Литвинцев В.Т. Изомеризация получение экологически чистых бензинов.- Саратов: Изд-о Саратовского Университета, 2008. – 88 с.

3. Arata, K. Solid superacids / K. Arata // Advances in Catalysis. – 1990. – V. 37. – P. 165–211. 26.

4. Arata, K. Preparation of superacids by metal oxides for reactions of butanes and pentanes / K. Arata // Applied Catalysis A: General. – 1996. – V.146. – №1. – P.3-32.

УДК 665.3

ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ВАКУУМНОГО БЛОКА

А.О. Черемисин¹, Е.В. Янчуковская²

¹ магистрант гр. ОХПм-16, ИРНИТУ, e-mail: cheremisinant@yandex.ru

² к.т.н., доцент кафедры химической технологии, ИРНИТУ, e-mail: lenyan@istu.edu

На установках первичной перегонки нефти сосредоточено большое количество оборудования: колонны, печи, различные теплообменники и емкости, аппараты воздушного охлаждения, насосы. Работа установок оценивается двумя показателями: отбором фракций от потенциального содержания их в нефти (глубина извлечения) и качеством получаемых нефтепродуктов. Эти показатели зависят от технологического режима и эффективности работы оборудования. При модернизации устаревшего оборудования, не отвечающего современным требованиям, стремятся повысить эти два показателя, усовершенствовать технологию процесса с заменой оснащения отдельных ее узлов [1].

Модернизируя вакуумную колонну, сталкиваются со многими трудностями: требуется учитывать температуру, давление, соблюдать качество продуктов, минимизировать изменения в аппарате, при этом принимают во

внимание три ограничения: пропускную способность, эффективность массообмена, мощность по теплообмену.

Из-за этих ограничений могут потребоваться как небольшие изменения (добавление новых штуцеров, циркуляционных орошений, создание новых люков), так и крупные (например, перекладка трубопроводов).

Одно из направлений модернизации – внедрение вакуумного гидроциркулярного агрегата (ВГЦ), использование которого позволило с максимальной эффективностью устранить недостатки работы прежней вакуум-создающей системы и обеспечить: снижение стоимости переработки нефтяного сырья; снижение вывода газов разложения вакуумного блока на сжигание в печь и уменьшение выброса сернистых веществ в окружающую среду за счет их частичного растворения в рабочей жидкости (или использования установки дожима газов); исключение сброса на очистные сооружения конденсата водяного пара, загрязненного сероводородом и нефтепродуктами; сокращение потерь ценных продуктов с конденсатов водяного пара; создание более глубокого вакуума в верхней части вакуумной колонны (до 10 мм рт.ст.), а, следовательно, возможность вести технологический процесс более четко, плавно и с большей эффективностью; надежность работы; сокращение количества вспомогательного оборудования, в том числе необходимого для очистки воды; низкий уровень шума; низкую чувствительность к наличию в откачиваемом газе конденсата паров и твердых частиц; высокий уровень взрыво – и пожаробезопасности; простоту обслуживания и наружное расположение установки; постоянную объемную производительность агрегата при откачивании газов во всем диапазоне давлений всасывания [2].

Следующий способ интенсификации процесса прямой перегонки нефти заключается в принципе регулирования коллоидно-дисперсного состояния сырья и фазовых переходов путем соответствующего воздействия на сырье – нефть, мазут, которые представляют собой не молекулярные растворы, а дисперсные системы. К таким воздействиям относятся введение в сырье активирующих добавок (концентраты ароматических углеводородов, отходы химической и нефтехимической промышленности), ПАВ, применение ультразвука, магнитного поля [3]. В результате такого вмешательства изменяется радиус ядра и толщина адсорбционно-сольватной оболочки элементов нефтяной дисперсной системы, что позволяет увеличить выход целевых продуктов, улучшить их качество, снизить энергозатраты.

Перечисленные способы являются сложными и дорогостоящими, но наиболее доступным считается воздействие магнитного поля.

На базе исследований атмосферно-вакуумной перегонки было установлено, что смешение нефти различной вязкости позволяет повысить степень дисперсности системы и при этом обеспечить повышение выхода

светлых фракций. Смешение проводят непосредственно перед подачей нефти в вакуумный блок.

Стабилизация давления в атмосферной колонне также интенсифицирует процесс перегонки нефти, повышает качество и глубину отбираемых нефтепродуктов, уменьшает энергозатраты.

Увеличить выход дистиллятных фракций, улучшить их качество, повысить производительность колонны, сократить энергозатраты можно за счет различных схем переработки.

В мировой нефтепереработке все более широкое распространение при вакуумной перегонке мазута получают насадочные контактные устройства регулярного типа, обладающие, по сравнению с тарельчатыми, важным преимуществом – весьма низким гидравлическим сопротивлением на единицу теоретической тарелки. Это достоинство позволяет конструировать вакуумные ректификационные колонны, способные обеспечить либо более глубокий отбор газойлевых фракций с температурой конца кипения вплоть до 600°C, либо при заданной глубине отбора существенно повысить четкость фракционирования масляных дистиллятов.

В насадочных контактных устройствах, в отличие от тарельчатых, процесс тепло – массообмена осуществляется не за счет организации интенсивного перемешивания взаимодействующих фаз, а за счет увеличения поверхности границы раздела. Для этого используются пористые, сетчатые материалы или просечно-вытяжные листы из нержавеющей стали. Главное, создать большую удельную поверхность.

Для реализации процессов четкого разделения без наращивания высоты колонны необходима более эффективная насадка с малой высотой эквивалентной теоретической тарелке. Этим требованиям удовлетворяет насадка «Кедр», которая представляет собой пакет вертикальных листов с двунаправленным гофрированием, обеспечивающим обоим фазам возможность перехода в смежные каналы, образованные гофрами. Для улучшения смачивания насадки и создания более равномерной пленки жидкости на поверхности листов перед гофрированием наносят мелкое рифление.

Перекрестно–точные насадки заменяют только часть поперечного сечения колонны, изготавливаются из плетеной металлической сетки, просечно–вытяжных листов, пластин. Насадка проницаема для паров в горизонтальном направлении, а для жидкости – в вертикальном, то есть жидкость и пар проходят различные независимые сечения. Такой контакт позволяет регулировать в оптимальных пределах плотности жидкости и пара изменением толщины и площади поперечного сечения насадочного слоя, тем самым повышая почти на порядок скорость паров. Данные насадки устраняют захлебывание, образование байпасных потоков, брызгоунос; с их применением в одной вакуумной колонне возможна перегонка мазута с получением узких масляных дистиллятов [4].

Выбор схемы перегонки, подбор сопутствующего оборудования, оптимизация режима работы колонны и ее рациональная обвязка — все это является первоочередной задачей инженера-технолога. Нельзя добиться заметных успехов в совершенствовании установок перегонки нефти лишь заменой старого оборудования на новое, не уделяя внимания улучшению технологических параметров процесса. Более того, без учета накопленных знаний, без учета достижений современной инженерной мысли невозможно вывести установку на современный уровень, требующий большей глубины переработки нефти при лучшем качестве нефтепродуктов.

Библиографический список

1. Гречухина А.А., Елпидинский А.А., Пантелеева А.Е. Совершенствование работы установок перегонки нефти. Учебное пособие. — Казань: Изд-во КГТУ, 2008. — 120с.
2. Глаголева О.Ф. Технология переработки нефти. Ч.1: Первичная переработка нефти. — М.: Химия, Колос, 2006. — 400 с.
3. Белинский, Б.И. Влияние магнитного поля на результаты перегонки нефтяных остатков // Нефтехимия и нефтепереработка. — 2003. — № 12. — С. 23 – 25.
4. Ахметов, С.А. Технология глубокой переработки нефти и газа. — Уфа: Гилем, 2002. — 672 с.

УДК 665.63

ИССЛЕДОВАНИЕ РЕЖИМОВ РАБОТЫ АБСОРБЕРА ДИХЛОРЕТАНА

Н.К.Бухальцева¹, Я.В. Соболева², Н.Д. Губанов³

¹магистрант гр. ОХПм-16-1, ИРНИТУ, e-mail: blanc_ourc@mail.ru

²инженер ПАО «Саянскхимпласт», e-mail: soboleva.yan@mail.ru

³к.т.н., доцент кафедры химической технологии, ИРНИТУ, e-mail: gubanov_nd@istu.edu

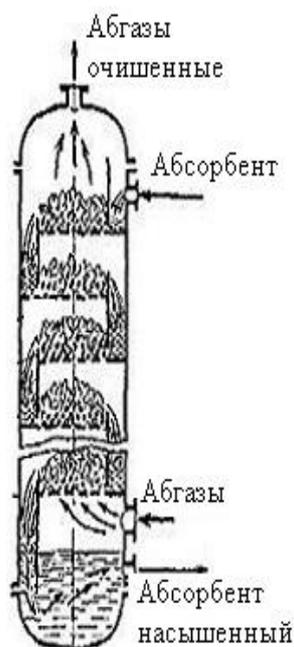
Дихлорэтан один из наиболее распространённых в производстве, в технике и быту хлорированных углеводородов. 1,2-дихлорэтан (ДХЭ) широко применяется для производства винилхлорида, растворителей и других продуктов. Получение дихлорэтана осуществляется окислительным хлорированием этилена и протекает по реакции $C_2H_4 + 2 HCl + 0,5O_2 \rightarrow C_2H_4Cl_2 + H_2O$. Процесс осуществляется в реакторе непрерывного действия с псевдоожиженным слоем катализатора, в качестве которого используется хлорная медь, нанесённая на оксид алюминия [1,2].

Кислород, необходимый для оксихлорирования и создания псевдоожиженного слоя катализатора, подаётся под распределительную тарелку

реактора в соотношении воздух: HCl 1:1,2-1,6. Реакционные газы после реактора подвергаются отмывке от пыли катализатора и паров HCl. После дополнительного охлаждения и конденсации реакционных газов образуются так называемые абгазы оксихлорирования, средний состав которых приведён в таблице 1.

Таблица 1 – Средний состав абгазов оксихлорирования

Состав	Компонент					
	ДХЭ	C ₂ H ₄	CO ₂	CO	O ₂	N ₂
мольные %	0,905	1,00	1,30	1,05	5,50	90,245
массовые %	3,0794	0,9646	1,9642	1,0113	6,0517	86,9288



Регламентная норма дихлорэтана в абгазах перед выбросом в атмосферу составляет 1000 мг/м³. Для очистки абгазов от паров дихлорэтана используется процесс абсорбции. Принципиальная схема моделируемого тарельчатого абсорбера приведена на рисунке 1.

Абсорбер имеет 20 клапанных тарелок. В качестве абсорбента используется тяжелая фракция топлива ТС-1 со средней температурой кипения 170 °С, плотностью 810 кг/м³ (при 20 °С) и средней молекулярной массой 130 кг/кмоль. Исходные абгазы, охлаждённые до необходимой температуры, подаются под нижнюю тарелку абсорбера, а регенерированный абсорбент – на верхнюю. Очищенные абгазы отводятся из верхней части абсорбера. Насыщенный абсорбент направляется на регенерацию.

Рисунок 1 - Схема абсорбера

Цель исследования режимов работы абсорбера дихлорэтана заключалась в определении влияния температуры поступающих абгазов и регенерированного абсорбента на конечную концентрацию ДХЭ в абгазах, выбрасываемых в атмосферу. Для моделирования режимов работы абсорбера использовалась программа ChemCad.

Для исследования режимов работы абсорбера расход абгазов принят равным 20000 м³/час и давление в абсорбере 3,5 ата.

Для исследования влияния начальной температуры абгазов на конечную концентрацию расход абсорбента принят равным 13 м³/ч, а его температура 10 °С. В таблице 2 приведен состав абгазов, выбрасываемых в атмосферу, в зависимости от их начальной температуры.

Таблица 2 – Состав абгазов в зависимости от их начальной температуры

Температура, °С	Состав, % массовые						
	ДХЭ	C ₂ H ₄	CO ₂	CO	O ₂	N ₂	Абсорбент
0,5	0,0092	0,9861	2,0141	1,0416	6,2299	89,5437	0,1754
1,0	0,0093	0,9862	2,0142	1,0416	6,2297	89,5408	0,1781
3,0	0,0098	0,9864	2,0145	1,0415	6,2290	89,5286	0,1902
5,0	0,0102	0,9865	2,0147	1,0414	6,2284	89,5199	0,1988
8,0	0,0103	0,9867	2,0150	1,0412	6,2276	89,5070	0,2117

Из результатов таблицы 2 видно, что с ростом температуры поступающих абгазов концентрация ДХЭ увеличивается, в то время как содержание остальных компонентов изменяется незначительно. Следует отметить, что в рассматриваемом интервале температур в абгазах, выходящих из абсорбера, присутствуют следы паров абсорбента.

Влияние температуры абсорбента на конечную концентрацию компонентов в абгазе, выбрасываемых в атмосферу, показано в таблице 3.

Данные таблицы 3 получены при расходе абсорбента 13 м³/ч и начальной температуре абгазов 1°С.

Таблица 3 – Состав абгазов в зависимости от начальной температуры абсорбента

Температура, °С	Состав, % массовые						
	ДХЭ	C ₂ H ₄	CO ₂	CO	O ₂	N ₂	Абсорбент
8,0	0,0087	0,9863	2,0146	1,0418	6,2308	89,5565	0,1613
10,0	0,0093	0,9862	2,0142	1,0416	6,2297	89,5408	0,1782
12,0	0,0099	0,9860	2,0138	1,0414	6,2285	89,5236	0,1968
14,0	0,0106	0,9858	2,0134	1,0412	6,2272	89,5050	0,2168
16,0	0,0113	0,9856	2,0130	1,0409	6,2258	89,4847	0,2387

Из данных таблицы 3 видно, что с ростом температуры абсорбента содержание ДХЭ и паров абсорбента в абгазе увеличиваются. Однако она не превышает 1000 мг/м³ ($c_y = x \cdot \rho_{cm} = 0,000113 \cdot 4,0402 = 456 \text{ мг/м}^3$).

В таблице 4 приведён состав абгазов в зависимости от расхода абсорбента. Для исследования влияния расхода абсорбента на состав абгазов, выходящих из абсорбера, принята температура абгазов на входе в абсорбер 1°С , а начальная температура абсорбента равнялась 10°С .

Таблица 4 – Зависимость состава абгазов от расхода абсорбента

Расход абсорбента, м ³ /ч	Состав, % массовые						
	ДХЭ	C ₂ H ₄	CO ₂	CO	O ₂	N ₂	Абсорбент
9,0	0,0093	0,9882	2,0177	1,0416	6,2394	89,5341	0,1790
11,0	0,0093	0,9872	2,0158	1,0416	6,2301	89,5373	0,1787
12,0	0,0093	0,9867	2,0150	1,0416	6,2299	89,5390	0,1785
13,0	0,0093	0,9862	2,0142	1,0416	6,2297	89,5408	0,1781
14,0	0,0093	0,9857	2,0135	1,0416	6,2295	89,5424	0,1780

Данные, приведённые в таблице 4, показывают, что в интервале изменения расхода абсорбента 9-14 м³/ч конечные концентрации компонентов в абгазе изменяются незначительно.

Таким образом, по результатам моделирования для очистки абгазов от ДХЭ можно рекомендовать: начальную температуру абгазов не выше 8 °С, температуру абсорбента в интервале 8-14 °С и расход абсорбента 9-14 м³/ч.

Библиографический список

1. Лебедев Н.Н. Химия и технология основного органического и нефтехимического синтеза. М.: Альянс, 2013. 592 с.
2. Муганлинский Ф.Ф. Химия и технология галогенорганических соединений/ Ф.Ф. Муганлинский, Ю.А. Трегер, М.М. Люшин. М.: Химия, 1991. 272с.

УДК 66.662.7

«КЛАССИЧЕСКИЕ» GTL ТЕХНОЛОГИИ

А.Д. Цыбульский¹, С.А. Степаненко², Т.А. Подгорбунская³,
А.Н. Никитина⁴

¹ – магистрант гр. ХТМ-16-1, ИРНТУ, e-mail: gertsogcaindekart@gmail.com

² – магистрант гр. ОХПМ-16-1, ИРНТУ, e-mail: serguey.stepanenko@yandex.ru

³ – к.х.н., доцент кафедры химической технологии, ИРНИТУ, e-mail: tpodgor@mail.ru

⁴ – студент гр. ХТбп-16-1, ИРНИТУ, e-mail: alenanikitina04@mail.ru

В начале прошлого века берут свое начало «классические» GTL технологии. «Классический» вариант технологии GTL предполагает получение синтетической нефти или синтетических жидких топлив (СЖТ) из природного или попутного нефтяного газов через стадию получения синтез-газа и синтез Фишера-Тропша.

В настоящее время наблюдается рост объемов практической реализации процесса GTL. Полупромышленные и опытные установки по получению синтетических углеводородов имеются в ЮАР, США, Норвегии, Италии, Англии. Практически все ведущие нефтяные компании мира (Shell, BP, Amoco, ExxonMobil, Conoco и др.) в той или иной степени принимают участие в разработке собственных проектов GTL. Интерес нефтяных компаний к этому процессу обусловлен необходимостью расширения сырьевой базы, а также возможностью развития компаний путем осуществления инвестиций в новые проекты получения средних дистиллятов из дешевого природного газа отдаленных месторождений ряда стран (Малайзии, Катара, Нигерии и др.) [1,2]. Крупные GTL-заводы потребляют значительное количество природного газа, что делает их соперниками проектам по сжиженному природному газу (СПГ).

Главными рисками «классических» GTL-проектов являются:

- капиталоемкость, внушительные денежные вложения на исследования и создание реакторов и инфраструктуры;
- масштабирование проектов, данные технологии не подвергается линейному укрупнению, в отличие от других промышленных химических процессов, в связи с этим при подготовке промышленной реализации процесса необходимо несколько этапов перехода с применением установок разной производительности;
- экономический, строительство GTL-предприятий может окупиться только при наличии больших объемов природного метана, в связи с этим в крупнотоннажных GTL-проектах могут быть использованы лишь менее 5 % неразрабатываемых в настоящее время газовых месторождений мира (около 200 крупных месторождений с запасами более 50 млрд. м³);
- прибыль от GTL-предприятий возникает лишь при значительных ценах на сырую нефть (в диапазоне от 150 до 300 долларах за тонну);
- транспортировка по магистральному трубопроводу, она ухудшает высокие характеристики продуктов GTL, а, значит, на рынке их стоимость будет меньше, чем если бы они транспортировались отдельно и сохраняли своё высокое качество. Чтобы решить задачи по сохранению качества GTL-продуктов, необходимо дополнительное финансирование в создание-развитие альтернативной способов транспортировки [3].

Именно эти причины не позволяют рассматривать “традиционные” GTL-проекты, как способ утилизации природного нефтяного газа.

Продукты “классического” варианта GTL-процесса состоят в основном из неразветвленных парафиновых углеводородов. В небольших количествах присутствуют изопарафины, олефины, алифатические спирты, альдегиды и кислоты. Выход этих продуктов сильно зависит от катализатора и условий проведения процесса. Непредельными продуктами синтеза являются α -олефины. Наличие ароматических углеводородов в продуктах минимально, но есть возможность варьировать фракционный состав в достаточно широких пределах. Основным воздействующим параметром на состав продуктов синтеза считается температура синтеза. В низкотемпературном процессе твердых парафинов в катализате может находиться до 50 % и больше, в высокотемпературном процессе на железных катализаторах преимущественно находятся углеводороды бензиновой фракции, стоит отметить, что олефинов в них может находиться до 70 %. Количество ароматических углеводородов в бензиновой фракции находится в пределах норм, диктуемых современными требованиями к автомобильному бензину.

Выбор технологического пути процесса, определяется экономическими параметрами, которые зависят от состава газа, расстояния от промысла до транспортной инфраструктуры (нефтяной и газовой трубопровод, железная дорога, линии электропередач) [4].

Получение углеводородов из синтез-газа является полимеризационным процессом, в результате присутствуют алифатические углеводороды от метана и до высокомолекулярных соединений (C_{100} и выше). Для описания молекулярно-массового распределения этих продуктов применяется уравнение Шульца-Флори. Оно налагает определенные ограничения на селективность образования наиболее ценных продуктов синтеза – жидких углеводородов: выход бензиновой (C_5 - C_{11}) и дизельной фракций (C_{12} - C_{18}) не может превышать 48 и 30 мас. %, соответственно. При этом твердые углеводороды, образуются без ограничений. Эта особенность распределения продуктов синтеза Фишера-Тропша накладывает определенный отпечаток на технологическое оформление процесса. Стремясь получить большее количество жидких углеводородов, синтез осуществляют в две стадии: сначала получают из CO и H_2 углеводородные смеси, содержащие как можно больше тяжелых продуктов, которые затем подвергают гидрокрекингу с получением средних дистиллятов (товарных продуктов – дизельного топлива и реактивного керосина) [5].

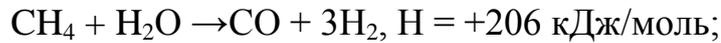
Основными стадиями для получения синтетических жидких углеводородов являются [6]:

- подготовка воздуха и природного газа;
- выработка синтез-газа из подготовленного газа;
- синтез Фишера-Тропша с получением смеси твердых и жидких углеводородов;

- облагораживание продуктов синтеза (дизельного топлива, нефти, парафина, керосина, авиакеросина, смазочных масел).

Стадия создания синтез-газа наиболее дорогая, но задача её улучшения самая трудная. На сегодняшний день известны несколько способов получения синтез-газа из природного газа [2]:

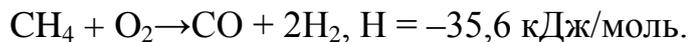
- паровая конверсия:



- углекислотная конверсия:



- парциальное окисление:



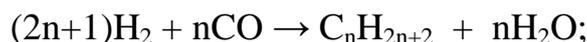
В промышленности применяют способ паровой конверсии, а также совместное использование паровой и углекислотной конверсии. Реакция проходит на Ni-катализаторе с температурами от 800 до 900 °С. Комбинирование эндотермических процессов конверсии метана с экзотермическим парциальным окислением позволяет получать синтез-газ почти без нагрева (автотермический риформинг) [6].

Используемый в промышленности способ парциального окисления есть не что иное, как горение обогащенных смесей метана в свободном объеме без катализаторов. Процесс проходит при повышенных температурах от 1400 до 1600 °С и давлениях от 60 атм. и выше. Повышенные температуры нужны для того, чтобы повысить конверсию метана и уменьшить образование сажи. При этом отношении H_2 к CO в получаемом синтез-газе находится в диапазоне 1,8-2,0.

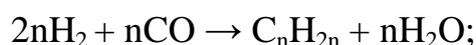
К преимуществам метода парциального окисления относят энергетическую независимость, аппаратное оформление, отсутствие катализаторов и меньшие затраты на сжатие синтез-газа (в реакторе уже создано высокое давление). Минусы данного способа – необходимость в кислороде, низкое отношение H_2 к CO и образование сажи [2].

Следующая стадия – синтез Фишера-Тропша. На данный момент эксплуатируются несколько технологических разновидностей синтеза Фишера-Тропша, которые описываются следующими уравнениями [3]:

- получение парафинов:



- получение олефинов:



- получение спиртов:



В качестве катализаторов используют в основном кобальт и железо. Оптимальная температура синтеза для кобальтовых катализаторов составляет 170-270 °С (“низкотемпературный” синтез Фишера-Тропша) для железных – 250-325 °С (“высокотемпературный” синтез Фишера-Тропша). Кобальтовые катализаторы работают при давлении 1-30 атм., железные – при 20-30 атм.

Наиболее перспективными в настоящее время катализаторами синтеза считаются кобальтовые системы, позволяющие получать жидкие и твердые углеводороды с селективностью до 90%. Известно, что на активность и селективность кобальтовых катализаторов синтеза Фишера-Тропша большое влияние оказывают различные факторы: природа носителя и промотора, способ приготовления, условия восстановления [7]. А также предъявляют повышенные требования к качеству используемых материалов. [6].

Последняя стадия процесса – облагораживание. Она может включать в себя множество различных установок, улучшающих характеристики полученной основы. Так, для дизельного топлива, полученного по технологии GTL, обычно используются установки гидрокрекинга и изомеризации, понижающие его температуру застывания. В итоге получают синтетическое дизельное топливо со следующими показателями: цетановое число – 70; общее содержание ароматических углеводородов – < 0,1 %; содержание серы – < 10 ppm; плотность – 780 кг/м³ [2].

Кроме основного направления получения синтетического жидкого топлива и синтетической нефти существует ряд других направлений GTL-технологий, целью которых, является получение отдельных компонентов, важных для различных областей народного хозяйства. Некоторые из этих направлений, мы рассмотрим в следующей публикации, они имеют ряд преимуществ, позволяющих использовать их в решении острой проблемы – утилизации природного нефтяного газа.

Библиографический список

1. Миргаязов И. И., Абдулина А. И. Индустрия GTL: состояние и перспективы // Вестник Казанского технологического университета. – 2014. – Т. 17. – № 9. – С. 253–257.

2. Исследование состояния и перспектив направлений переработки нефти и газа, нефте- и газохимии в РФ. Фейгин / В. И., Брагинский О. Б., Заболотский С. А. и др. – М.: ЭКОН-ИНФОРМ. – 2011. – 806 с.

3. Бахтизина Н. В. Вовлечение в разработку неостребованных ресурсов российского газа с применением технологии GTL // Национальные интересы: приоритеты и безопасность. – 2013. – № 8. – С. 24–28.

4. Заболотский С. А. GTL-технологии – наступает эра синтетического топлива // Инновации. – 2011. – № 10. – С. 95–97.

5. Восмеригов. А. В., Кудряшов С. В. Перспективные технологии химической переработки попутного нефтяного газа в ценные жидкие продукты // Газохимия. – 2010. – № 2. – С. 62–68.

6. Михайловский А. А., Терентьева Н. А. Получение синтетических углеводородов из природного газа по технологии GTL // Вестник технологического университета. – 2015. – Т.18. – № 23. – С. 31–36.

7. Крылова А. Ю., Козюков Е. А. Получение жидких углеводородов из природного газа // Газохимия. – 2008. – № 1. – С. 66–70.

УДК 66.074.5.081.3

МОДЕРНИЗАЦИЯ БЛОКА РЕГЕНЕРАЦИИ ГЛИКОЛЯ УСТАНОВКИ ОСУШКИ ГАЗА

С.Ю.Цветков¹

¹ магистрант гр. ХТм -16-1, ИРНИТУ, e-mail: vip.sergey1994@bk.ru

Для регенерации насыщенных гликолей применяют атмосферную перегонку и вакуумную ректификацию с остаточным давлением до 0,011-0,013 МПа, азеотропную ректификацию и десорбцию нагретым до температуры 200 °С сухим (отдувочным газом). Качественная регенерация ТЭГ позволяет достичь его чистоты 99,95-99,98 % мас [1].

Возможна двухступенчатая регенерация поглотителя, где вторую ступень можно осуществлять азеотропной ректификацией с помощью сольвента, который с водой образует азеотропную смесь. В этом случае концентрация гликоля может достичь 99,9 % мас[2].

Выбор оптимального азеотропного растворителя играет ключевую роль в работе установки регенерации гликолей. Для определения оптимальной схемы осушки газа с применением азеотропных растворителей нами изучены некоторые свойства трехкомпонентных растворов «углеводород – вода – ТЭГ».

При добавлении углеводородов к раствору «ТЭГ – вода» образуются гетероазеотропные смеси «углеводород – вода», которые выкипают при постоянной температуре. Даже простой перегонкой количество воды, удаляемой из гликоля больше, чем без добавления углеводородов.

В ходе экспериментов по отгонке воды из триэтиленгликоля применяли экстракционно-дистилляционный аппарат, аналогичный аппарату для определения воды в сырой нефти и нефтепродуктах по методу Дина-Старка. Такой метод позволяет симитировать процесс, протекающий в колонне - десорбере на установке регенерации гликоля.

Содержание воды определялось с применением газохроматографического метода и стандартного метода титрования Карла Фишера.

Опыты проводились в химико-аналитической лаборатории на Верхнечонском нефтегазоконденсатном месторождении.

Таблица 1 – Результаты перегонки смеси ТЭГ-вода с различными азеотропными растворителями

Растворитель	Содержание воды, % мас.
петролейный эфир (70-100 °С)	0,10
изооктан	0,10
н-гептан	0,13
циклогексан	0,47
толуол	0,50
петролейный эфир (40-70 °С)	0,73
н-декан	1,10
бензиновая фракция (40-160 °С)	0,45
бензиновая фракция (35-235 °С)	0,92
без углеводородов	3,08

Все углеводороды образуют азеотропные смеси с водой и при нагревании позволяют удалить больше влаги из ТЭГ, чем без добавления растворителей (см.табл.1). Максимальный результат показали изооктан и петролейный эфир фракции 70 – 100 °С. Так как петролейный эфир является наиболее дешевым продуктом, его применение в процессе регенерации ТЭГ будет наиболее целесообразным экономически.

Технология процесса Дризо предусматривает подачу изооктана в количестве 0,14 кг на 1 кг ТЭГ при содержании воды в ТЭГ 9%. Нами исследовано влияние концентрации петролейного эфира фракции 70 – 100 °С на остаточное содержание воды в ТЭГ в диапазоне от 0,05 до 0,25 кг эфира на 1 кг ТЭГ. Изменение общего количества петролейного эфира существенно не отразилось на остаточной концентрации воды в ТЭГ, которая варьировалась в пределах от 0,1 до 0,2% мас. Опыты с изооктаном на аппарате Дина-Старка дали приблизительно такой же результат (0,1% мас. остаточной воды в ТЭГ). Следовательно, оптимальным количеством азеотропного растворителя необходимого для наибольшего эффекта можно считать то количество, которое потребуется для максимальной загрузки ректификационной колонны десорбера по парам. В случае с петролейным эфиром фракции 70 – 100 °С достаточной добавкой является 0,05 – 0,25 кг эфира на 1 кг насыщенного ТЭГ. Применять концентрации менее этой величины не целесообразно, так как в расчетах необходимо учитывать потери углеводорода.

Реальные результаты на установке регенерации должны дать еще лучший результат, чем в лаборатории. Если дистилляция смеси «ТЭГ-вода-изооктан» на аппарате Дина-Старка дает результаты не более 0,1% мас. ос-

таточной воды в ТЭГ, то результаты, полученные на производстве доходят до 20 ppm [3, 4]. Это можно объяснить тем, что полностью повторить условия установки регенерации в лаборатории проблематично.

Предлагаемая технология глубокой осушки газа с применением азеотропного растворителя. Процесс предусматривает регенерацию любым из гликолей: моно-, ди-, три- или тетраэтиленгликолем. Предпочтительным является триэтиленгликоль (ТЭГ).

Отличие предлагаемого процесса от технологии Дризо заключается в следующем:

- использование более дешевого азеотропного растворителя - петролейного эфира фракции 70 – 100 °С вместо изооктана;
- отсутствие дополнительного блока осушки азеотропного растворителя;
- подача холодного растворителя на орошение десорбера.

По сравнению с типовыми процессами осушки с применением вакуума или отдувочного газа на установке регенерации гликоля [5], предлагаемая технология имеет ряд преимуществ. Один из важнейших плюсов заключается в устранении проблемы насыщения триэтиленгликоля углеводородами и ароматикой, так как азеотропный растворитель экстрагирует их и позволяет выводить как ценный продукт. Это позволяет не устанавливать угольный фильтр на установке регенерации, который служит для поглощения углеводородов в обычной схеме. Поглощение ароматических углеводородов снижает общее количество выбросов с блока регенерации. Типовые схемы регенерации гликоля предусматривают подачу газа выходящего из десорбера на свечу. Бензол, толуол, этилбензол и ксилолы растворяются в ТЭГ в большом количестве и неизбежно повышают общее количество вредных выбросов с блока регенерации. В последнее время США, Канада и страны Европы значительно ужесточили штрафы за выбросы ароматических углеводородов с установок подготовки газа [6]. Поэтому многим компаниям приходится модифицировать существующие заводы для соблюдения требований по охране окружающей среды. Этого можно добиться выводом газов с установки регенерации на факел или применением азеотропных растворителей.

Авторы Фоулер и Проц привели расчеты, доказывающие экономию энергии процессов, основанных на азеотропных растворителях, по сравнению со схемой, применяющей отдувочный газ [7]. Вакуумные установки имеют более высокие капитальные затраты по сравнению с оборудованием, эксплуатируемым при атмосферном давлении. По сравнению с процессом Дризо, предлагаемая технология использует более дешевый азеотропный растворитель. Осушка азеотропного растворителя не является необходимой, так как на орошение в десорбер подается петролейный эфир, а не вода.

Добавление петролейного эфира фракции 70 – 100 °С в систему регенерации гликоля позволяет повысить концентрацию ТЭГ и понизить содержание влаги в гликоле. Такой вариант технологии глубокой осушки экономически и технически привлекателен, по сравнению с существующими способами осушки газа. Благодаря минимальному количеству дополнительного оборудования, требуемого непосредственно для предлагаемой технологии, процесс легко может быть воплощен на уже существующих установках, при минимальных затратах и без остановки производства.

Библиографический список

1. Агабеков В.Е., Косяков В.К. Нефть и газ: технологии и продукты переработки – Ростов н/Д: Феникс, 2014. – 458 с.
2. Огородников С. К., Лестева С.К., Коган В.Б.; ред. Коган В.Б. Азеотропные смеси: справочник, - Л.: Химия, 1971. - 848 с.
3. <http://www.prosernat.com/en/processes/gas-dehydration/drizo/>
4. Benoit L., Amande J.-C., Method for dehydrating a wet gas using a liquid dessicant, with advanced regeneration of said dessicant. U.S. patent 6,461,413, Oct. 2002.
5. Карнаухов М. Л., Кобычев В. Ф. Справочник мастера по подготовке газа.-М: Инфра-Инженерия, 2009. - 256 с.
6. Ebeling H. O., Lyddon L. G., Covington K. K. Reduce emissions and operating costs with appropriate glycol selection. <http://www.bre.com/support/technical-articles/dehydration.aspx>.
7. Fowler A. E., Protz J. E. Gas dehydration with liquid dessicants and re-generation thereof. U.S. patent 4,005,997, Feb. 1975.

УДК 547.245

РЕАКЦИЯ 1-ХЛОРСИЛАТРАНА С КАРБОНОВЫМИ КИСЛОТАМИ

О.Н.Каргопольцева¹, Д.А.Усынина², В.П. Барышок³

¹ студент гр. ОХПм -16-1, ИРНИТУ, e-mail: olga.kar1995@mail.ru

² студент гр. ОХПм -16-1, ИРНИТУ, e-mail: dasha_sun95@mail.ru

³ д.х.н., профессор кафедры химической технологии, ИРНИТУ, e-mail: baryvik@yandex.ru

Специфическая структура и необычные свойства трициклических органических соединений пентакоординированного кремния вот уже пять десятилетий приковывают внимание ученых и специалистов многих стран. Уникальные биологическая активность, физические свойства и реакционная способность силатранов нашли применение в медицине, сельском хозяйстве, косметологии, генной инженерии [1,2]. На их основе создаются

технически ценные полимеры [3] и материалы для нелинейной оптики [4].

В 1-галогенсилатранах $\text{HalSi}(\text{OCH}_2\text{CH}_2)_3\text{N}$ связь Si-Hal существенно поляризована [5]. Степень поляризации возрастает с увеличением атомного номера галогена.

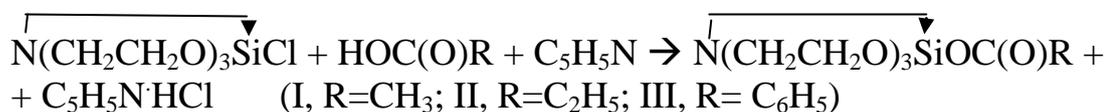
Реакция 1-фторсилатрана с алкилатами и фенолятом лития осуществляется в довольно жестких условиях (220°C) [6]. В то же время взаимодействие 1-фтор- или 1-бромсилатрана с фенилацетиленидом лития приводит к 1-фенилэтинилсилатрану уже при комнатной температуре [6].

Реакция 1-бромсилатрана с карбоновыми кислотами в присутствии пиридина в качестве акцептора HBr в среде кипящего хлорбензола в течение 10-12 ч приводит к соответствующим 1-ацилоксисилатранам [7].

1-Иодсилатран легко вступает в реакции замещения со спиртами, тиолами, алкоголями, тиолями и монозамещенными ацетиленами, а также расщепляет связь C-O-C в ангидридах карбоновых кислот, простых и сложных эфирах, C=O - в альдегидах, Si-O-Si - в гексаметилдисилоксане [5].

Реакционная способность 1-хлорсилатрана $\text{ClSi}(\text{OCH}_2\text{CH}_2)_3\text{N}$ по сравнению с другими 1-галогенсилатранами до настоящего времени исследована недостаточно. Известно лишь, что 1-хлорсилатран обменивается атомом хлора с фторидом калия в среде гексаметапола, образуя 1-фторсилатран [5].

Нами осуществлена реакция 1-хлорсилатрана с некоторыми карбоновыми кислотами в среде *p*-ксилола в присутствии пиридина:



Выходы 1-ацилоксисилатранов I-III, температуры плавления и данные элементного анализа приведены в таблице.

В аналогичных условиях 1-хлорсилатран не вступает в реакцию с триметилсилиловыми эфирами $\text{Me}_3\text{SiOC}(\text{O})\text{R}$ этих же кислот.

Предположено, что механизм реакций формально нуклеофильного замещения в 1-фторсилатране включает отщепление атома фтора и последующий обратимый разрыв одной из связей Si-O атранового цикла [6]. Действительно, реакция нуклеофильного замещения по механизму $\text{S}_{\text{N}}2$ у пентакоординированного атома кремния в силатранах $\text{XSi}(\text{OCH}_2\text{CH}_2)_3\text{N}$ ($\text{X}=\text{Hal}$, OR) в отличие от силанов XSiR_3 ($\text{X}=\text{Hal}$, OR) невозможна. Однако и необходимость разрыва связи Si-O атранового кольца можно исключить, если предположить на начальном этапе стадию электрофильной атаки агента на аксиальный атом галогена или кислорода у атома Si с образованием силатранил-катиона, к которому затем присоединяется анион агента.

Таблица - Выходы 1-ацилоксисилатранов I-III, температуры плавления и данные элементного анализа

№ соед.	Выход, %	Т.пл., °С	Брутто-формула	Найдено/вычислено, % / %			
				С	Н	N	Si
I	63,1	173-174 ^a	C ₈ H ₁₅ NO ₅ Si	41.21/ 41.19	6.42/ 6.48	6.10/ 6.00	12.12/ 12.04
II	59,0	191-192 ^b	C ₉ H ₁₇ NO ₅ Si	43.65/ 43.71	6.87/ 6.93	5.74/ 5.66	11.08/ 11.36
III	67,6	^b 220-222	C ₁₃ H ₁₇ NO ₅ Si	52.18/ 52.86	5.98/ 5.80	4.90/ 4.74	9.61/ 9.51

^a173-174; ^b190-192; ^b221-222,5 [8]

Экспериментальная часть

1-Хлорсилатран. Смесь 1,257 г (5 ммоль) 1-фенилсилатрана и 0,267 г (5 ммоль) хлорида аммония нагревали при 200°С в течение 4 ч. Твердую реакционную массу выдерживали 1 ч в 10 мл кипящего толуола. Горячий толуол декантировали, белый твердый остаток перекристаллизовали из хлористого метилена. Химические сдвиги ЯМР ¹H в CD₂Cl₂ (δ, м.д.): 2,97 (NCH₂), 3,91 (OCH₂). Выход 1-хлорсилатрана 0,48 г (46,0%) с T_{разл.} > 230°С. Лит.данные [5]: T_{разл.} > 200°С.

1-Ацилоксисилатраны I-III. Смесь 2 ммольей 1-хлорсилатрана, 2 ммольей карбоновой кислоты, 2,5 ммольей пиридина в 100 мл сухого ксилола перемешивали и нагревали до 130°С в течение 15 часов. Реакционную смесь декантировали горячей от выпавшего гидрохлорида пиридина. Выпавший после охлаждения до 10°С бесцветный мелкокристаллический осадок соответствующего 1-ацилоксисилатрана отфильтровывали, промывали сухим эфиром и сушили в вакууме 15-20 мм рт.ст. в течение 4 часов.

Библиографический список

1. Shlyakhtenko L.S., Gall A.A., Filonov A., Cerovac Z., Lushnikov A., Lyubchenko Y.L. // Ultramicroscopy - 2003. - V. 97. - No 1-4. - P. 279-287.
2. Воронков М.Г., Барышок В.П. Атраны – новое поколение биологически активных веществ // Вестник РАН. - 2010. - Т.80, №11.- С. 985-992.
3. Charoenpinijkan W., Suwankruhasn M., Kesapabutr B., Wongkasemjit S., Jamieson A.M. // European Polymer Journal - 2001. - V. 37. - No 7. - P. 1441-1448.
4. Pedersen B. Silatranes als neue Materialien für die nichtlineare Optik - Transparenz als Optimierungsziel // Techn. Univ. München, München. - 2001. - 159 S.
5. Voronkov M.G. Baryshok V.P., Petukhov L.P. Rakhlin V.I., Mirskov R.G., Pestunovich V.A. 1-Halosilatranes // J. Organometal. Chem. - 1988. - V. 358. P. 39-55.
6. Lermontov S.A., Malkova A.N., Lermontova E.K. and Churakov A.V. // J. Organomet. Chem. – 2009. - V. 694. P. 2476.

7. Wang Jitao, Xie Qinglan, Liao Renan, Li Jing. Studies on organosilicon compounds with biological activity (VIII) – Synthesis of 1-alkylsilatranes and study of antitumour // Chem. J. Chinese Univ. – 1988. – Vol. 9. – № 5. – P. 466-469.

8. Зелчан Г.И. Силатраны. Канд. дис. – Рига,: ИОС АН Латв.ССР, 1967. – 199 с.

УДК 661.1

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ КАЧЕСТВА НЕФТЕПРОДУКТА ЛОВУШЕЧНОГО ДО И ПОСЛЕ ОБЕЗВОЖИВАНИЯ ЕГО МЕТОДОМ ЦЕНТРИФУГИРОВАНИЯ

Ю.О.Ким¹, В.В.Баяндин²

¹ магистрант гр. ОХПм-16-1, ИРНТУ, e-mail: pavluckaya1994@mail.ru

² к.х.н., доцент кафедры химической технологии, ИРНТУ, e-mail: bayandinvv@yandex.ru

Нефтесодержащие отходы – один из неизбежных побочных продуктов нефтехимии. Они содержат значительное количество воды, механических примесей и углеводороды, многие из которых обладают высокой токсичностью и способностью накапливаться в биосредах. Во избежание загрязнения окружающей среды все производства, вовлеченные в нефтепереработку, обязаны перерабатывать или утилизировать опасные отходы своей деятельности [1, 2].

В АО «АНХК» ловушечный нефтепродукт собирается с различных установок и парков нефтепродуктов, и, объединяясь в схеме движения ловушечного нефтепродукта, поступает на установку Г-64, где методом ректификации из него выделяются компоненты бензина, дизельного топлива и мазута [3].

В настоящее время в связи с возникшими проблемами в ходе эксплуатации установки Г-64 (сильный износ оборудования, дестабилизация процесса ректификации, дополнительные затраты на переработку обводненного нефтепродукта) весьма актуальны вопросы по разработке и оптимизации схемы переработки ловушечного нефтепродукта.

Нами были рассмотрены различные способы разрушения водонефтяных эмульсий:

- механический способ разрушения эмульсий основан на применении отстаивания, центрифугирования и фильтрования;
- термический способ разрушения эмульсий основан на применении тепла;

- химический способ разрушения эмульсий заключается в использовании реагентов: деэмульгаторов и флокулянтов;
- термохимический способ заключается во введении в подогретую эмульсию реагентов: деэмульгаторов и флокулянтов;
- электрический способ заключается в действии на эмульсию электрического поля, созданного высоким напряжением переменного тока [4].

Из всех вышеперечисленных способов разрушения водонефтяных эмульсий был выбран наиболее эффективный метод – центрифугирование. Центрифугирование – это процесс разделения неоднородных систем на фракции по плотности при помощи центробежных сил. Данный метод основан на повышении эффективности разделения эмульсий на фазы, удалении вместе с водой присутствующих в ней механических примесей, кроме того позволяет сократить количество аппаратов, т.е. снизить металлоемкость [5].

В связи с этим были проведены исследования по разделению нефтепродукта ловушечного, собираемого с различных установок и парков НПЗ, ХЗ, ЗМ и ТСП АО «АНХК», методом лабораторного центрифугирования.

Исследования проводили в лабораторных условиях с ловушечным нефтепродуктом, содержащим от 47 до 96 % воды и механических примесей 7,7 %. Исходные пробы стойкой нефтеловушечной эмульсии подвергали разделению на лабораторной центрифуге «SCHAFER BOX» производства Германии. Условия центрифугирования: частота оборотов – 4000 об/мин., продолжительность – 15 мин., температура – 60...70 °С.

Без дополнительного физико-химического воздействия на нефтеловушечную эмульсию её разделение в центрифуге происходит недостаточно эффективно. Поэтому в нефтепродукт ловушечный добавляется раствор флокулянта. В качестве реагентов – флокулянтов использовали полимерный флокулянт катионного типа – FLOPAM™ FO 4698 SSH. В разрушаемую эмульсию реагент вводили в виде 0,1-0,4 % - ных водных растворов. Смесь тщательно перемешивали и подвергали центрифугированию в течение 15 мин. При температуре 60...70 °С. В ходе проведения лабораторных исследований варьировались концентрация, расход раствора флокулянта и условия подготовки сырья [6].

При использовании метода центрифугирования эмульсия разделилась на три фазы;

1. Твердая фаза – 4 % об.
2. Водная фаза – 51 % об.
3. Нефтепродукт – 45 % об. (смесь углеводородов: легкие 30 % об. И тяжелые (очень вязкие маслообразные) 15 % об.).

Эффективность разделения ловушечного нефтепродукта оценивалась по остаточному суммарному содержанию воды в нефтепродукте и

твердой фазе. Визуально оценивалось также качественное разделение слоёв.

Лабораторные исследования подтвердили, что используемый флокулянт даёт хорошее как количественное, так и качественное разделение сырья. Нефтепродукт ловушечный после центрифугирования содержит незначительное количество механических примесей до 0,07 % и остаточное содержание воды до 0,03 %. Кроме этого возрастает выход очищенного нефтепродукта, и снижается – выход твердого остатка (шлама). Водная фаза – прозрачная, визуальное отсутствие механических примесей.

В таблице 1 представлены средние значения результатов испытаний по качеству нефтепродукта ловушечного после центрифугирования.

Таблица 1 – Показатели качества нефтепродукта ловушечного (до и после обезвоживания)

Наименование продукта	Наименование показателей	Значение показателя	Стандарт метода испытания
Нефтепродукт ловушечный (парк 186 Р-234 до центрифугирования)	1 Массовая доля воды, %	59,09	ГОСТ 2477
	2 Массовая доля механических примесей, %	2,5	ГОСТ 6370
Нефтепродукт ловушечный (парк 186 Р-234 после центрифугирования)	1 Массовая доля воды, %	отс.	ГОСТ 2477
	2 Массовая доля механических примесей, %	0,07	ГОСТ 6370
	3 Плотность при 20°C, г/см ³	0,7936	ГОСТ 3900
	4 Фракционный состав, °С		ГОСТ 2177
	нк	62	
	10%	84	
	50%	143	
	90%	403	
	кк	свыше 400	
	выход до 360, %	84	
	5 Температура вспышки в закрытом тигле, °С	45	ГОСТ 20287
	6 Массовая доля общей серы, %	0,788	ASTM D 4294
7 Массовая концентрация металлов, ppm		IP 501/05	
Al	3571,6		

Si	1508,8
Na	148,7
V	3,7
Fe	2249,3

Как видно из представленных данных, нефтепродукт ловушечный имеет широкий фракционный состав. Разница между началом и концом кипения составляет более 400 °С. Оценивая температуру перегонки 50 % объема, видно, что около половины ловушечного нефтепродукта представлено бензиновыми фракциями.

Таким образом, можно предложить следующие варианты использования ловушечного нефтепродукта после центрифугирования. Так, например, в АО «АНХК» установка замедленного коксования (УЗК) предназначена не только для получения кокса, но и светлых фракций (бензин, дизельное топливо, легкий газойль). Поэтому нефтепродукт ловушечный после центрифугирования можно направить на установку замедленного коксования в качестве компонента сырья, тем самым повысив выход светлых фракций на установке. А также в качестве резервной схемы можно предложить компаундирование нефтепродукта с топочным мазутом 100.

Библиографический список

1. Дьячкова С.Г., Боженков Г.В., Рудякова Е.В., Губанов Н.Д., Кузора И.Е., Сморгчов С.Е. Схема и состав потоков формирования нефтепродукта ловушечного установки Г-64 ОАО «АНХК» // Мир нефтепродуктов – 2015. – № 3, с. 35-41.
2. Дьячкова С.Г., Боженков Г.В., Губанов Н.Д., Кузора И.Е., Сморгчов С.Е., Марущенко И.Ю. Утилизация отходов нефтепереработки, проблемы и методы их решения // Мир нефтепродуктов – 2015. – № 6, с. 51-56.
3. Технологический регламент ТР 02-73-2014 Перегонка сернистых нефтей и выработка из них нефтепродуктов.
4. Суханов В.П. Переработка нефти: учебник для проф.-техн. учеб. заведений. М.: Высшая школа, 1974. 335 с.
5. Оборудование нефтегазоперерабатывающих и нефтегазохимических производств: учебное пособие / Р.Г. Шарафиев, С.С. Хайрудинова [и др.]. Уфа: УГНТУ, 2002. 268 с.
6. Технический паспорт на флокулянт FLOPAM™ FO 4698 SSH.
7. ГОСТ 2477-2014. Нефть и нефтепродукты. Метод определения содержания воды. М.: ФГУП «СТАНДАРТИНФОРМ», 2015. 11 с.
8. ГОСТ 6370-83. Нефть, нефтепродукты и присадки. Метод определения механических примесей воды. М.: ФГУП «СТАНДАРТИНФОРМ», 2008. 7 с.

9. ГОСТ 2177-99. Нефтепродукты. Методы определения фракционного состава. М.: ОАО «ВНИИ НП», 2006. 25 с.

Кафедра автоматизации производственных процессов

УДК 665.6/.7

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРИЧИН ПОЛУЧЕНИЯ НЕСТАНДАРТНОГО МАСЛА МОТОРНОГО ДЛЯ АВТОТРАКТОРНЫХ ДИЗЕЛЕЙ М- 10ДМ

В.С. Кудисов¹, В.П. Барышок²

¹аспирант кафедры химической технологии, ИРНТУ, e-mail: vovakudisov@mail.ru

²д.х.н., профессор кафедры химической технологии, ИРНТУ, e-mail: baryvik@yandex.ru

Моторное масло М-10ДМ состоит из смеси дистиллятного и остаточного компонентов, вырабатываемых из сернистых нефтей, и композиции присадок, улучшающей антикоррозионные и противоизносные свойства марки ДМ. Масло М-10ДМ предназначено для летней и в некоторых ситуациях зимней эксплуатации высокофорсированных дизелей с турбонаддувом, работающих в тяжелых условиях. Масло М-10ДМ может использоваться в дизелях без наддува со значительно увеличенным пробегом между заменами масла. Обеспечивает надежное смазывание отечественной и импортной техники (карьерные большегрузные самосвалы, промышленные тракторы большой мощности с двигателями водяного или воздушного охлаждения, экскаваторы, бульдозеры, автопогрузчики, трубоукладчики). Для автомобилей КАМАЗ специально разработана продуктовая группа Г2К - масло М10Г₂К и масло М8Г₂К [1].

В АО «АНХК» масло моторное М-10ДМ вырабатывается с 1997 г. с использованием как отечественных, так и импортных присадок.

На сегодняшний день в соответствии с технологией производства в АО «АНХК» допущены 11 вариантов рецептур масла М-10ДМ.

Начиная с 2005 г. в составе масла используется присадка Комплексал-250 производства ООО «НЗМП». С данного времени по сегодняшний день при производстве и паспортизации отдельных партий масла моторного М-10ДМ периодически наблюдаются случаи несоответствия качества масла по показателю «Стабильность по индукционному периоду осадкообразования в течении 60 часов».

Таблица 1 – Результаты испытаний лабораторных образцов масла моторного для автотракторных дизелей М-10ДМ по ГОСТ 8581-78 [2]

Компоненты	Норма, % масс.	Образцы							
		1	2	3	4	5	6	7	8
1. Пакет присадок Комплексал-250 или	3,5 ± 0,1	3,4	3,4	3,4	3,4	-	-	-	3,4
2. Пакет присадок Комплексал-150	5,9 ± 0,1	-	-	-	-	5,9	5,9	5,9	-
3. Присадка ди- тиофосфатная: - А-23 или - А-22 или - ДФ-11	1,0 - 1,2 1,0 - 1,4 2,2 - 2,4	1,0 - -	- 1,2 -	- - 2,2	1,0 - -	1,0 - -	- 1,2 -	- - 2,2	- 1,2 -
4. Присадка де- прессорная Мак- сойл-Д	До 0,1	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05
5. Присадка анти- пенная ПМС- 200А	0,003- 0,005	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003	0,003
6. Базовое масло: - Вязкий компо- нент гидроочи- щенный + - Остаточный компонент гидро- очищенный или - Вязкий компо- нент депарафини- рованный + - Остаточный компонент депа- рафинированный	До 100	54,4 41,14 7 -	54,0 41,34 7 -	53,0 41,34 7 -	- - 52,5 43,04 7	53,04 7 40,0 -	52,84 7 40,0 -	50,0 41,8 47 -	- - 52,3 47 43,0
Наименование показателя	Норма	Образцы							
		1	2	3	4	5	6	7	8
1. Вязкость кине- матическая по ГОСТ 33 при 100 °С, мм ² /с, не ме- нее	11,4	11,97	12,1	12,0	12,4	12,1	12,2	12,4	12,2
Компоненты	Норма, % масс.	Образцы							
		1	2	3	4	5	6	7	8

2. Щелочное число по ГОСТ 11362, мг КОН/1г масла, не менее	8,2	9,97	9,7	9,7	9,7	9,0	9,1	8,9	9,9
3. Стабильность по ИПО в течение 60 ч. по ГОСТ 11063 (осадок, % масс.)	Выдерж. (н/б 0,5)	Не выдерж. (0,92)	Не выдерж. (0,76)	Не выдерж. (0,72)	Выдерж-т (0,46)	Не выдерж. (0,70)	Выдерж-т (0,48)	Выдерж-т (0,11)	Выдерж-т (0,16)
4. Массовая доля активных элементов по ГОСТ 13538, %, не менее: - кальция - цинка	0,30 0,09	0,33 0,10	0,34 0,11	0,33 0,10	0,35 0,11	0,36 0,12	0,36 0,12	0,35 0,11	0,36 0,11

Мониторинг качества компонентов базовых масел (маловязкого, вязкого и остаточного) за 2014-2016 годы показал, что по нормируемым физико-химическим показателям компоненты базовых масел маловязкий, вязкий и остаточный отвечают требованиям СТО компании.

Мониторинг проведения испытаний базовым основам масел в ПАО «СвНИИ НП» не показали существенных отличий по показателю индукционного периода осадкообразования. Замена присадок (комплексал-250, ДФ-11) позволили получить стандартное масло на базе АО «АНХК» по показателю индукционного периода осадкообразования. Также было определено что увеличение содержания присадок комплексал-250 и снижение ДФ-11к ниже утверждённых норм позволяет получить стандартный образец по индукционному периоду осадкообразования, но приводит к другим отклонениям по качеству.

Основной причиной отклонений качества моторного масла М-10ДМ по показателю стабильности индукционного периода осадкообразования является недоработка рецептур данного масла в области определения оптимальных концентраций присадок ДФ-11К и Комплексал-250 при обеспечении нормируемых значений показателей свойств товарного масла.

Библиографический список

1. Топлива, смазочные материалы, технические жидкости // Под редакцией В. М. Школьников, 1989 г. – 156 с.
2. ГОСТ 8581-78 Масла моторные для автотракторных дизелей. Технические условия – 95 с.

ОЦЕНКА НАДЕЖНОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ЛИНИИ АВТОКЛАВНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТО- ИЗВЛЕКАТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ

О.В. Лазарева¹, Т.Р. Мамин²

¹к.т.н., доцент кафедры автоматизации производственных процессов, ИРНТУ, e-mail: lov_2126@mail.ru

² магистрант гр. ПСУМ-16, ИРНТУ, e-mail: timurmamin@yandex.ru

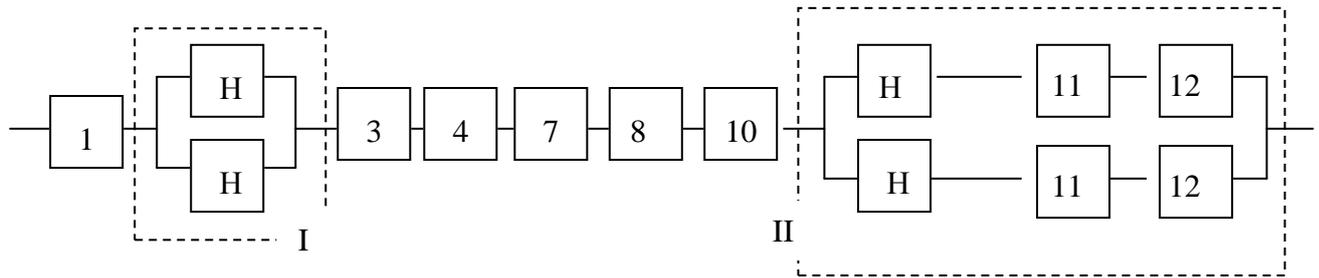
Современные обогатительные производства – это имеющие длительный жизненный цикл, нормально стареющие, обладающие большой мощностью и интенсивными режимами эксплуатации технологические системы, которым присущи сложные технологические процессы с высокой производительностью оборудования и длинными технологическими цепочками аппаратов.

Для оборудования золото-извлекательных фабрик (ЗИФ) характерны как внезапные, так и постепенные отказы. Внезапные отказы оборудования возникают в первую очередь в результате ошибок при его проектировании, изготовлении и эксплуатации. Постепенные – в результате длительной эксплуатации, эрозии, коррозии, износа и старения материалов, нарушения их прочности под влиянием знакопеременных нагрузок и вибрации. Очевидно, что усталость и коррозионные повреждения материалов становятся значительными в конце ресурса работы аппаратов или трубопроводов [1].

При анализе надежности технической (в частности, технологической) системы, как правило, выполняются следующие *операции* [2, 3]:

1. Анализируются устройство и выполняемые системой и ее составными частями функции, а также взаимосвязь составных частей.
2. Формулируется содержание понятий «безотказная работа» и «отказ».
3. Определяются все возможные отказы системы и ее составных частей, их причины и возможные последствия.
4. Оценивается влияние отказов составных частей на работоспособность системы.
5. Система разделяется на элементы, показатели надежности которых известны.
6. Составляется графическая модель безотказной работы системы – ее структурная схема надежности.
7. По структурной схеме составляются расчетные зависимости для определения вероятности безотказной работы и других показателей надежности системы с использованием данных по надежности ее элементов.

Структурно – логическая схема цепи аппаратов передела автоклавного выщелачивания представлена на рис.1.



1- расходный чан; Н – насосы; 3 – автоклав; 4- сепаратор; 7 – чан с мешалкой; 8 – сгуститель; 10 – чан с мешалкой; 11 – пресс – фильтр; 12 – ленточный конвейер.

Рисунок 1 – Структурная схема надежности отделения автоклавного выщелачивания ЗИФ

Преимущественно все объекты технологической линии не имеют резерва, поэтому имеет место основное (последовательное) соединение элементов структурно-логической модели надежности. В резерве состоят насосы («холодный» резерв), и линии фильтрации и транспортировки («холодный» функциональный резерв).

Для систем с **последовательным соединением элементов** вероятность безотказной работы (ВБР) равна:

$$P(t) = \prod_{i=1}^n p_i \quad (1)$$

при экспоненциальном законе распределения ВБР элементов:

$$P(t) = e^{-\lambda \cdot t} \quad (2)$$

средняя наработка до отказа системы:

$$T = \frac{1}{\Lambda} = \left(\sum_{i=1}^n \lambda_i \right)^{-1} = \left(\sum_{i=1}^n \frac{1}{t_i} \right)^{-1}; \quad (3)$$

Для систем с резервом (параллельное соединение элементов):

$$P(t) = 1 - \prod_{i=1}^n (1 - p_i) \quad (4)$$

Для ненагруженного резерва в случае экспоненциального распределения при $\lambda_1 \neq \lambda_2$ ВБР:

$$P(t) = e^{-\lambda_1 t} + \frac{\lambda_1}{\lambda_2 - \lambda_1} (e^{-\lambda_1 t} - e^{-\lambda_2 t}); \quad (5)$$

$$T = \frac{\lambda_1 + \lambda_2}{\lambda_1 \lambda_2}; \quad (6)$$

Для выполнения расчета, используются данные нормативно-технической документации на оборудование, приведенные в таблице 1.

Таблица 1 – Показатели надежности оборудования передела автоклавного выщелачивания

Обозначение	Наименование оборудования	Показатели надежности
1	Расходный чан	Средняя наработка на отказ – 3500 ч.; Коэффициент технического использования - 0,92
3	Автоклав	Средняя наработка на отказ не менее – 400 ч.; Коэффициент готовности - 0,98
12	Ленточный конвейер	Интенсивность отказов – $0,127 \cdot 10^{-3}$ мин ⁻¹
4	Сепаратор	Средний ресурс до первого капитального ремонта – 20000 ч.; Средняя наработка на отказ – 8000 ч.; Средний срок службы не менее 3лет Коэффициент технического использования - 0,8
Н	Насос пульповый	Средняя наработка на отказ – 1500 ч.;
7, 10	Чан с мешалкой	Средняя наработка на отказ – 3500 ч.; Коэффициент технического использования - 0,92
11	Пресс-фильтр	Средняя наработка на отказ – 17000 ч.; Коэффициент технического использования - 0,9
8	Сгуститель	Средний ресурс до первого капитального ремонта – 50000 ч.; Средняя наработка на отказ – 17000 ч.; Средний срок службы -18 лет

Расчет надежности и управляемости технологической схемы автоклавного выщелачивания, с учетом данных таблицы 1 и расчетных формул 1-8, сведен в таблицу 2.

Таблица 2 – Результаты расчета показателей надежности стадии автоклавного выщелачивания

№	1	Н	3	4	7	8	10	11	12
P_i	0,97	0,62	0,59	0,96	0,97	0,98	0,97	0,958	0,913
ВБР системы с	+		+	+	+	+	+		

последовательным соединением элементов	P=0,506; T= 1162 ч.								
ВБР системы с параллельным соединением элементов		+						+	+
	P _I = 0,91; T _I = 3030 ч.; P _{II} =0,87; T _{II} = 2364ч.;								
ВБР системы	0,4								
Средняя наработка на отказ системы, ч.	6556								
Интенсивность отказов системы, ч ⁻¹	0,0024								

Средняя наработка системы на отказ много больше расчетного значения (720 ч.), ВБР системы составляет 0,4.

Для определения риска возникновения N аварийных ситуаций за рассматриваемый интервал времени, воспользуемся гистограммами распределения Пуассона [3], по которым максимальная вероятность приходится на N=3 аварии. Таким образом, за месяц функционирования передела автоклавного выщелачивания может произойти три аварийных ситуаций.

Расчет ВБР был произведен **по внезапным отказам** объектов, без учета восстановительных мероприятий, технического обслуживания и влияния оптимального управления АСУ ТП, поэтому были получены невысокие показатели надежности. Впрочем, существенное значение наработки на отказ передела свидетельствуют о живучести технологической линии.

Одним из важнейших направлений повышения эффективности крупнотоннажных агрегатов и производств является сохранение основных технических характеристик элементов и систем в течение необходимого длительного промежутка времени в определенных условиях эксплуатации на основе использования методов повышения надежности:

1) увеличения всех видов надежности, в том числе физической или конструкционной надежности оборудования, т. е. за счет применения более надежных, выпускаемых серийно стандартизированных и унифицированных деталей и узлов, контроля их качества, выбора оптимальных режимов, регулировки, подтяжки, увеличения запаса прочности узлов и деталей и т. д.;

2) применения оптимального резервирования оборудования технологических линий;

3) разработки оптимальных графиков организации технического обслуживания и ремонтов оборудования.

Библиографический список:

1. Сугак Е.В., Василенко Н.В., Назаров Г.Г., Панышин А.Б., Каркарин А.П. Надежность технических систем. Красноярск: МГП «РАСКО», 2001.

2. Гнеденко Б.В., Беляев Ю.К., Соловьев А.Д. Математические методы в теории надежности. М.: Наука, 1965.

3. Надежность технических систем: Справ. /Ю.К. Беляев, В.А. Богатырев, В.В.Болотин и др.; Под ред. И.А.Ушакова. М.: Радио и связь, 1985.

4. Хачатрян С.А., Задков Д.А. Исследование надежности сепаратора СКВП-20 центральной обогатительной фабрики «Печорская» ОАО «Воркутауголь» // Современные проблемы науки и образования. – 2015. – № 2-1.

УДК 504.064.47

ПРИМЕНЕНИЕ НАНОТЕХНОЛОГИЙ ДЛЯ ОЧИСТКИ ВОДЫ НА БАЙКАЛЬСКОЙ ПРИРОДНОЙ ТЕРРИТОРИИ

М.К. Гузин¹, С.И. Половнева²

¹ студент гр. АТбп-16-1, ИРНИТУ, e-mail: maks-guzin@mail.ru

² к.т.н., доцент кафедры автоматизации производственных процессов, ИРНИТУ, e-mail: polovneva_si@mail.ru

Байка́л — озеро тектонического происхождения в южной части Восточной Сибири, самое глубокое озеро на планете, крупнейший природный резервуар пресной воды.

- Средняя глубина 744 м
- Площадь 31 722 км²
- Длина 636 км

Основная проблема озера Байкал – это отходы. Река Селенга пополняет уровень в озере Байкал на 70 % в год. Металлургические предприятия города Петровск-Забайкальский и несколько фабрик в Красночикойском ежегодно сбрасывают в реки Чику и Хилок, которые являются притоками Селенги более 20 млн. кубометров сточных вод. Главные источники загрязнения реки Селенги располагаются в Бурятии. Там располагаются города Улан-Удэ и Селенгинск. Улан-Удэ даёт 35% от общего количества отходов, сбрасываемых в Селенгу (рис. 1) [1, с. 138].



Рисунок 1 - Процентное соотношение по загрязнению реки Селенги

Существующие методы очистки воды от отходов на Российской Федерации малоэффективны. Использование нанотехнологий- это одно из решений данной проблемы. При использовании магнитных наночастиц происходит удаление биопрепаратов, молекул и ионов из жидкости. Такая система по очистке воды от отходов даст результат до 99,9% и соответствует нормам ПДК. Такой способ очистки помогает избавиться от углеродородных отходах, ртути, цинка и соединения меди.

Принцип работы заключается в следующем (рис.2.). Отходы попадают в смесительный бак, и сверху добавляются наночастицы. На дне бака располагается мешалка, которая производит движение наночастиц по всей площади бака. Наночастицы создают химическую реакцию, фильтруя воду от отходов и поглощая вредные вещества в себя. Когда химическая реакция заканчивается, магнит притягивает наночастицы к себе. Далее очищенная жидкость поступает в бак «чистая вода» [2, с. 313]. Конечно, очистить полностью воду от всех загрязняй, с первого раза не получится, поэтому такой цикл можно использовать множества раз, пока вода не будет, пригодна для питья.

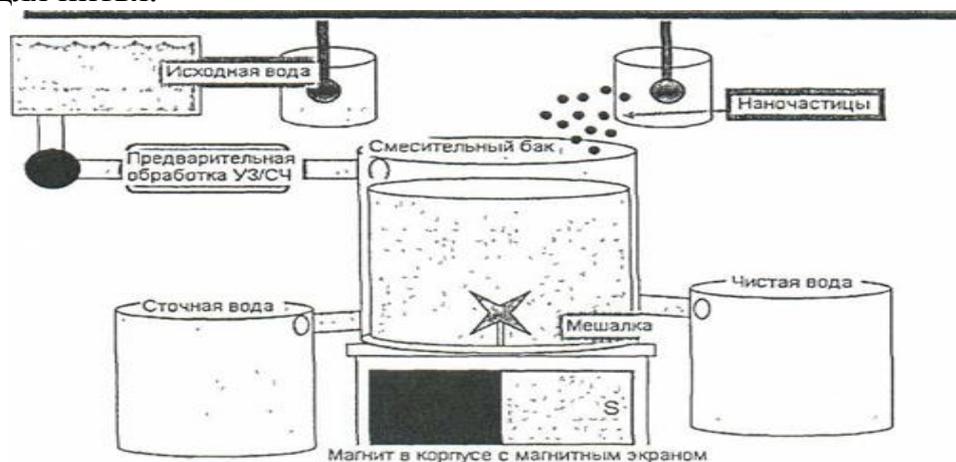


Рисунок 2 - Внутренний цикл очистки воды

Такую систему можно внедрять в металлургические предприятия, ТЭЦ, ТЭС, и она не нарушает режим охраны Байкальской природной территории. Так же такую систему можно внедрять в другие предприятия, где используют воду в технологическом процессе.

Таким образом, применение нанотехнологий на сооружениях по очистке вод реки Селенга поспособствует улучшению окружающей среды и снижению отходов и биогенных реагентов, сливаемых в озеро Байкал.

Библиографический список

1. Плюснин В.М., Сороковой А.А. Геоинформационный анализ ландшафтной структуры Байкальской природной территории. Новосибирск: Академическое издательство «Гео», 2013. -с.138-145
2. Гогина Е.С., Гуринович А.Д., Урецкий Е.А. Ресурсосберегающие технологии промышленного водоснабжения и водоотведения. Брест: Асв, 2012.- 313 с.

УДК 621.317.7

МЕТОДИКИ РАСЧЕТА УДЕЛЬНОЙ ПОВЕРХНОСТИ СОРБЕНТОВ

Л.А. Башкирова¹, А.А. Носенко², С.И. Половнева³

¹ студент гр. АТбп-16-1, ИРНИТУ, e-mail: lyuda_bashkirova00@mail.ru

² аспирант кафедры АПП, e-mail: alexnosenco@rambler.ru

³ к.т.н., доцент кафедры АПП ИРНИТУ, e-mail: polovneva_si@mail.ru

В настоящее время разработано большое количество методов определения удельной поверхности сорбентов. Наиболее информативным является адсорбционный метод: низкотемпературный метод тепловой десорбции (БЭТ) и высокотемпературный.

Математическая модель расчета этого метода является уравнением связи величины адсорбции a и относительного давления адсорбата p/p_0 при известном значении объема монослоя адсорбата на поверхности адсорбента. Обязательное условие- постоянство температуры. Модель расчета выглядит следующим образом:

$$\frac{p/p_0}{a(1 - p/p_0)} = \frac{1}{a_m c} + \frac{c - 1}{a_m c} \cdot \frac{p}{p_0},$$

Где p/p_0 -отношение давления в системе к давлению конденсации, a - величина адсорбции, a_m -объем монослоя на поверхности адсорбента, c -отношение констант адсорбционного равновесия в первом слое и константы конденсации[1].

В научно исследовательской лаборатории «Системы измерений и АСУТП» кафедры АПП имеется измерительная установка СОРБИ-М, в основе принципа действия которой- адсорбционный метод.

В таблице 1 представлены технические характеристики прибора.

Таблица 1- Характеристики СОРБИ-М

Диапазон измерений удельной поверхности	0,01-2000 м ² /Г
Предел допускаемой относительной погрешности измерений удельной поверхности	±6%
Время установления рабочего режима	40 мин.
Время измерений	2,5 ч
Температура окружающей среды	5-40°С
Рабочий объём ампулы	1 см ³
Газ-адсорбат	N ₂ или Ar
Газ-носитель	He
Относительная влажность воздуха, не более	75%
Размеры прибора	310×285×375
Вес нетто	10 кг

Общий вид станции подготовки образцов приведён на рисунке 1.



Рисунок 1 – Общий вид СОРБИ-М

В состав установки СОРБИ-М станция подготовки образцов(1), блок адсорбера(2). Станция подготовки состоит из корпуса (1) и установленных в нём трёх однотипных портов, в конструкцию которых входит:

-термостат, для нагрева ампулы калиброванной исследуемого образца;

-основание держателя ампулы (2), на котором крепится держатель ампулы;

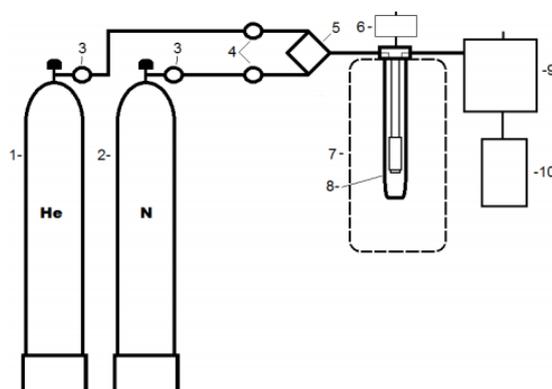
-держатель ампулы (3).

Каждое основание держателя ампулы снабжено прижимом (4) для закрепления на нём держателя ампулы. Ампула калиброванная, с поме-

щённым в неё образцом пробы исследуемого-го материала, герметично закреплена в держателе ампулы. На правой боковой стенке корпуса станции расположен сетевой выключатель (5).

Приборы, основанные по низкотемпературному методу адсорбции газов и модели расчета удельной поверхности БЭТ, работают с применением газов, таких как гелий, азот и при охлаждении пробы используется жидкий азот. Физические процессы в данных приборах при определении удельной поверхности протекают медленно, тем самым делая измерение длительным по времени.

Принцип действия прибора основан на явлении физической адсорбции молекул адсорбата на измеряемой поверхности пробы адсорбента в условиях постоянной температуры и заданного давления[2].



1 – баллон с гелием; 2 – баллон с азотом; 3 – редукторы; 4 – регулятор расхода газа (РРГ); 5 – смеситель газов; 6 – клапан; 7 – адсорбер (сосуд Дьюара); 8 – ампула с держателем; 9 – буфер; 10 – датчик

Рисунок 2 – Принципиальная схема прибора основанного, на методе низкотемпературной адсорбции газов

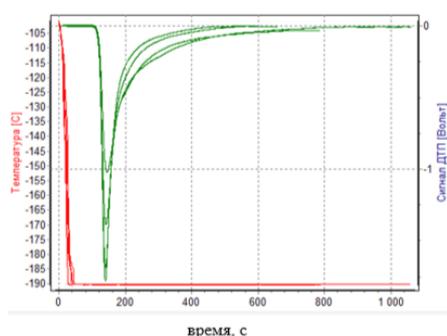


Рисунок 4 – Графики процесса адсорбции молекул азота на активированном угле при различных относительных давлениях адсорбата (P/Ps=6%, 9%, 15%, 20%; проба свежего угля)

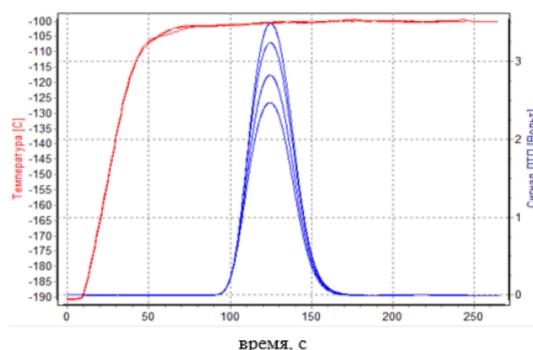


Рисунок 5 – Графики процесса десорбции молекул азота с поверхности активированного угля при различных относительных давлениях адсорбата (P/Ps=6%, 9%, 15%, 20%; проба свежего угля)

Установка может быть использована для измерений удельной поверхности оксида алюминия, руд утяжелителей буровых растворов, технического углерода, утяжелителей для буровых растворов нефтегазодобычи, в порошковой металлургии, а также в сорбционной технологии извлечения золота с использованием активированных углей, которые требуют контроля удельной поверхности.

Библиографический список

1. Носенко А.А., Половнева С.И. Методы и устройства для измерения удельной поверхности дисперсных материалов // Известия вузов. прикладная химия и биотехнология . - 2017. - № 7, номер: 2 (21) . - с. 113-121.
2. Половнева С.И., Носенко А.А., Мамин Т.Р. Освоение методики определения удельной поверхности. Материалы научно-практической конференции с международным участием. Иркутск, ИРНИТУ, 2015.- 183 с.
3. Пат. N 2376582, Российская Федерация Способ определения удельной поверхности дисперсных и пористых материалов и устройство для его осуществления. Опубл. 20.12.2009

УДК 621.376.52

ПРИМЕНЕНИЕ ПАКЕТА MATHCAD В РЕШЕНИИ ЗАДАЧ АВТОМАТИЗАЦИИ

О.А. Бардаханова¹, Е.Д. Пахомова², С.И. Половнева³

¹ студент гр. АТПб-15-1, ИАМиТ, ФГБОУ ВО «ИРНИТУ», г. Иркутск,
e-mail: olgabardakhanova@yandex.ru

² студент гр. АТПб-15-1, ИАМиТ, ФГБОУ ВО «ИРНИТУ», г. Иркутск,
e-mail: lenu.pahomova@gmail.com

³ к. т. н., доцент кафедры автоматизации производственных процессов ФГБОУ ВО «ИРНИТУ», г. Иркутск, e-mail: polovneva_si@mail.ru

Пакет программ MathCad является многофункциональной математической системой, направленной на проведение математических и инженерно-технических расчетов. Предложенные в интерфейсе математические обозначения, средства анализа единиц измерения и мощные функции выполнения технических расчетов позволяют специалистам документировать и передавать инженерные математические **расчеты**.

MathCad предоставляет возможность:

проводить вычисления разнообразного уровня сложности, как в символьном виде, так и в числовой форме;

представлять материал в графическом виде, что обеспечивает облегчение визуализации при анализе данных

описывать алгоритмы поставленных задач с применением встроенного языка программирования;

записывать результаты решения в стандартном математическом виде, с помощью интегрированных текстовому и графическому редакторам;

использовать транслокацию данных с другими Windows - приложениями;

автоматически изменять результаты расчетов и графики при обновлении исходных данных;

использовать привычный способ математической записи условий задачи и задания исходных данных, принятых в литературе.

Для разработки систем автоматизации технических процессов необходимо иметь адекватную математическую модель процесса (абсорбция, гидромеханические процессы и др.). Построение данной модели в системе MathCad осуществляется с помощью инструмента моделирования Simulink.

Мы хотим привести пример программы по вычислению корней характеристического уравнения.

При решении систем нелинейных уравнений используется специальный вычислительный блок, открываемый служебным словом директивой **Given** — и имеющий следующую структуру:

Given

Уравнения

Ограничительные условия

Выражения с функциями **Find** [**Find**(v1, v2, ..., vn) — возвращает значение одной или ряда переменных для точного решения (рисунок 1).

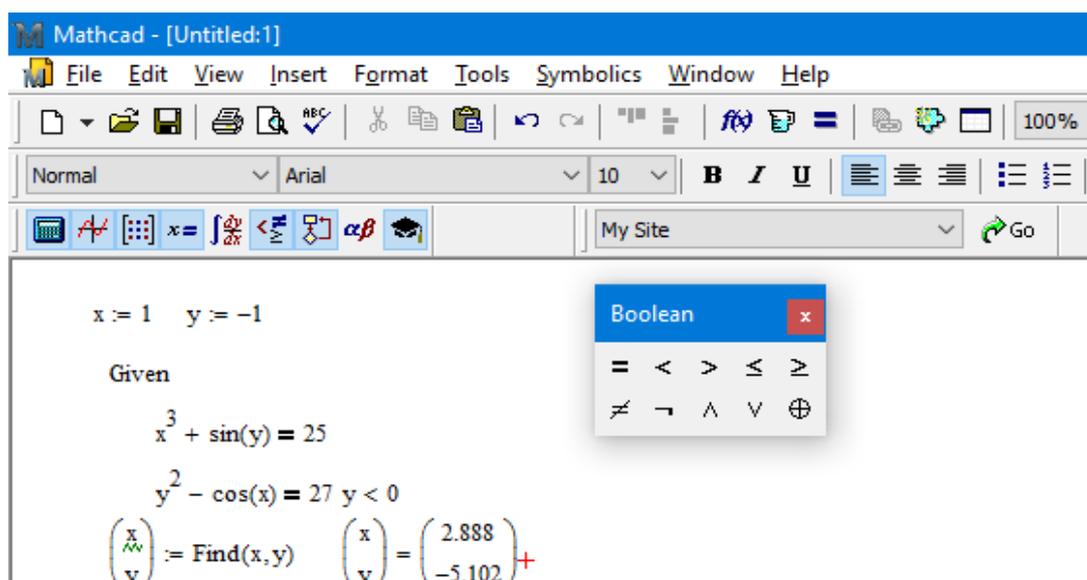


Рисунок 1 – Вычисление корней уравнения

При моделировании технологических объектов и систем управления с помощью пакета Simulink можно анализировать сложные системы путем симуляции блочных диаграмм. Возможно, запустить симуляцию модели простым нажатием одной кнопки. Переключая симуляцию вперед и назад, мы можем понять поведение системы и обнаружить ошибки на ранней стадии. Мы можем настроить нашу модель для использования самого подходящего уровня детализации для нашей задачи. Так же возможно оценивать производительность нашего объекта по мере того как он развивается, чтобы удовлетворять нашим спецификациям. Расширение Simulink предоставляет дополнительные возможности модельно-ориентированного проектирования, для моделирования физических систем, учета сетевых эффектов и представления сложной логики. Мы можем достичь большей эффективности с использованием инструментов для разработки систем управления, систем обработки сигналов и систем связи. Из модели мы можем генерировать код для прототипирования, тестирования в реальном времени и развертывания на встраиваемых системах. В течение всего курса разработки мы осуществляем непрерывную верификацию и валидацию нашей системы. Модель активного проектирования в Simulink меняет представление о том, как работают инженеры.

На основании этого, можно сказать, что одним из эффективных способов является модель в системе MathCad, когда можно за минимальное время получить динамические характеристики объектов регулирования, проверить его адекватность и в дальнейшем приступить к моделированию всей системы управления с целью получения оптимального переходного процесса регулирования.

Здесь, на данном примере мы получили математическую модель процесса регулирования температуры жидкости с помощью MathCad (рисунки 2).

T_z - температура жидкости;

K_p - коэффициент пропорциональности регулятора;

τ - интегральная составляющая;

v – объём аппарата;

c_p – удельная теплоёмкость;

F – расход жидкости.

Результат вы можете увидеть на экране.

Спасибо за внимание!

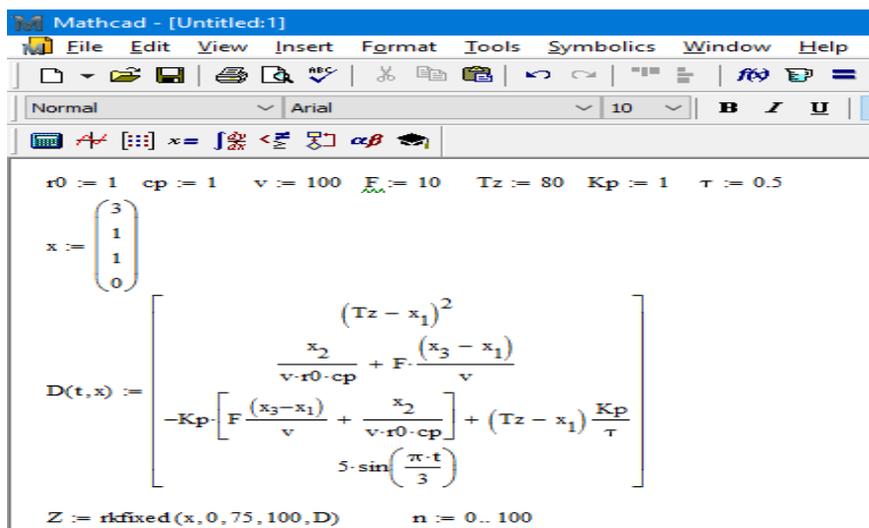


Рисунок 2 – Получение математической модели процесса

Библиографический список:

1. Черных И.В. Моделирование электротехнических устройств в MATLAB, SimPowerSystems и Simulink. 1-е издание, 2007. – 288 с.
2. В.А. Холоднов, В.П. Решетиловский, М.Ю. Лебедева, Е.С. Боровинская Системный анализ и принятие решений. Компьютерное моделирование и оптимизация объекто химической технологии в MathCad и Excel. Санкт-Петербург 2007. – 434 с.

УДК 338.432(075.8)

**РАЗРАБОТКА МЕТОДИЧЕСКОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ ЛАБОРАТОР-
НЫЙ СТЕНД НА БАЗЕ ХРОМАТОГРАФИЧЕСКОГО АНАЛИЗАТО-
РА «ЯУЗА-100»**

К.О.Лагода¹, С.И.Половнева²

¹ студент гр. АТПб-15-1, ИРНИТУ, e-mail: mr.lagoda2016@mail.ru

² к.т.н., доцент кафедры автоматизации производственных процессов, ИР-НИТУ, e-mail: polovneva_si@mail.ru



Рисунок 1 – М.С. Цвет

Хроматография как метод разделения и анализа сложных смесей веществ, а также изучения физико-химических свойств веществ. Метод хроматографии был открыт **российским** учёным-ботаником Михаилом Семеновичем Цветом в 1903 году. Он использовал колонку, заполненную карбонатом кальция, для разделения пигментов растительного происхождения. Хроматографический метод анализа находит широ-

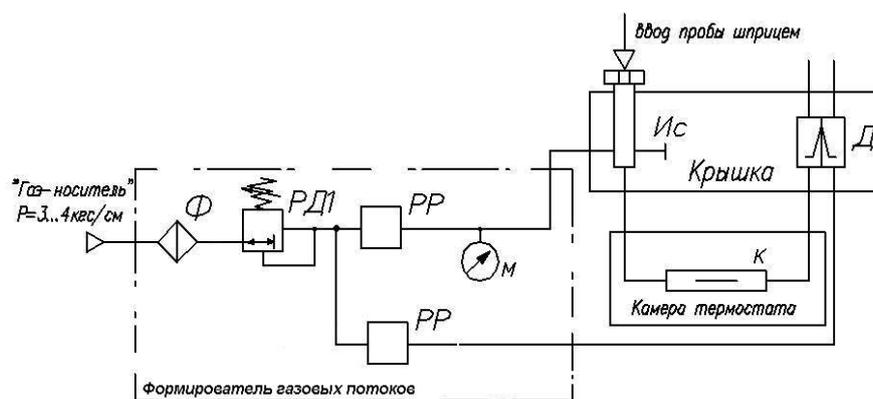
кое применение. Он прочно вошел в заводской контроль нефтеперерабатывающей, нефтехимической, химической и газовой промышленности, при автоматизации технологических процессов.

На кафедре АПП создан стенд на базе хроматографического анализатора Яуза- 100 для выполнения лабораторных работ по дисциплине «Анализаторы состава и качества».

Газовый хроматограф Яуза 100 в аппаратурном оформлении представляет собой совокупность нескольких самостоятельных, параллельно функционирующих систем: источник газа-носителя и формирователь газовых потоков, испаритель, камера термостата хроматографической колонки, детектор по теплопроводности, система регистрации и обработки данных. Функциональная схема анализатора изображена на рисунке 2.

Принцип действия хроматографа основан на применении методов газ-адсорбционной хроматографии в изотермическом режиме. Проба вводится в испаритель, в котором она нагревается (испаряется) и в потоке газа-носителя поступает в хроматографическую колонку. За счет разной сорбции компонентов смеси на поверхности адсорбента (неподвижной фазы), наполняющего колонку, компоненты перемещаются по колонке с различной скоростью и разделяются. Вследствие этого компоненты пробы выходят из

колонки один за другим в потоке газа-носителя, что фиксируется детектором в виде пиков хроматограммы. Определение количественных характеристик разделенных компонентов осуществляется при помощи детектора, измерительная схема которого является неуравновешенным мостом.



Ф – фильтр; РД1 – редуктор давления; РР – регулятор расхода газа РРГ-12; Ис – испаритель; Д – детектор; М – манометр; К – хроматографическая колонка

Рисунок 2 –Функциональная система газового хроматографа

Сигнал разбаланса мостовой схемы поступает в электронный блок (рисунок 3), где усиливается, преобразуется в цифровой, обрабатывается при помощи микропроцессорного контроллера и программой обработки «Z-Lab», которая также выполняет функции стабилизации температурного режима термостата колонки. Измерение и регулирование расхода газа выполняется микропроцессорным регулятором РРГ-12 (: ООО "Элточпри-

бор", г. Зеленоград) с электромагнитным исполнительным механизмом. Верхний предел регулирования и преобразования расхода газа $Q_{\text{вп}}=3,6\text{дм}^3/\text{ч}$; систематическая составляющая приведенной основной погрешности преобразования расхода газа $Q_{\text{вп}}=\pm 0.9\%$. Быстродействие (время установления показаний составляет 2 с.

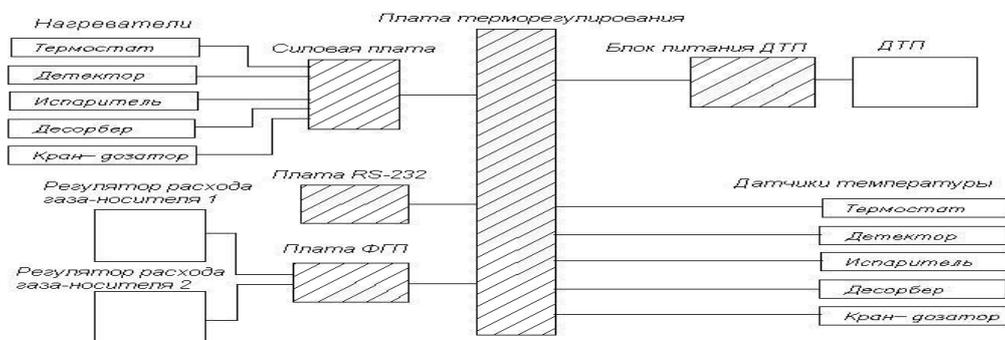


Рисунок 3 – Блок схема электронного блока

Операции хроматографического анализа необходимо провести следующим порядке :

- включить ПК;
- открыть вентиль баллона со сжатым газом;
- установить редуктором по манометру давление 0,3 МПа;
- включить питание детектора;
- установить необходимую температуру в термостате колонок;
- включить самопишущий прибор, интегратор или ПЭВМ, после выхода прибора на устойчивый режим (через 30–60 мин.) микрошприцем отобрать и ввести в дозатор-испаритель анализируемую пробу.

Все лабораторные работы, проводимые на данном стенде, носят исследовательский характер. Одной из ЛР является ЛР «Исследование системы термостатирования». Процессы адсорбции должны протекать при постоянной температуре. Поэтому в хроматографе имеется автоматическая система терморегулирования температуры колонки и детектора. Для проверки работы САР температуры, зададим значения терморегулирования:

По предварительном планировании эксперимента получены оптимальные значения температур термостата (40 °С), детектора (105 °С).

При нажатии кнопки **Старт** программа «Z-Lab» обеспечивает достижения этих параметров (рисунок 4).

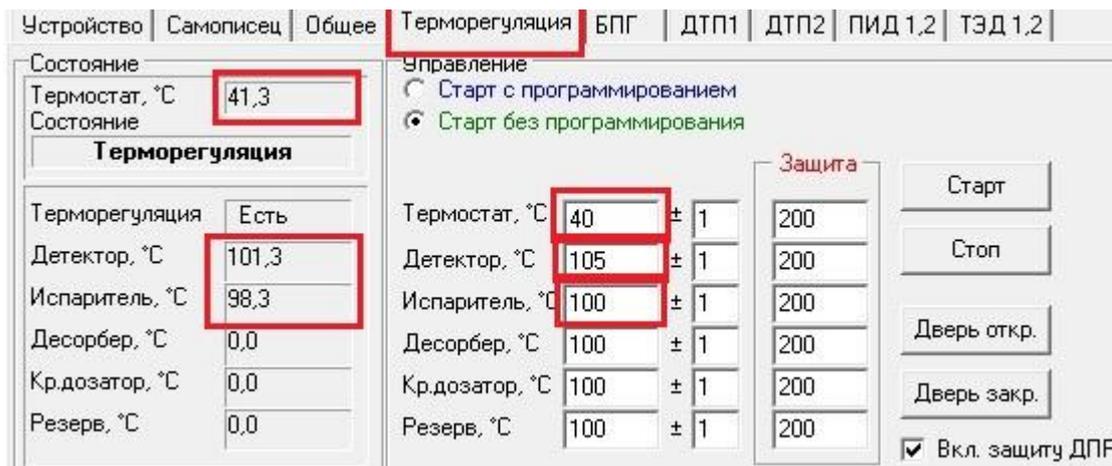


Рис. 4 – Экранная форма результатов мП- регулирования температуры
 Автоматическая терморегуляция удовлетворяет требованию.

Библиографический список

1. Воронков М.Г., Кузнецов И.Г. Кремний в живой природе. – Новосибирск : Наука, 1984. – 158 с.
2. Дружков К.Е., Иванов И.И. Совершенствование оборудования пирометаллургических процессов // Вестник Иркутского государственного технического университета. – 2011. – №5 (112). – С. 144–152.
3. Петрова О.А. Пути улучшения качества продукции // Переработка природного и техногенного сырья: сб. научн. тр. – Иркутск: Изд-во ИР-НИТУ, 2015. – С. 57–60.
4. Гудкова С.Н. Особенности производства поливинилхлорида // Проблемы качества материалов: матер. междунар. конф. (г. Новосибирск, 19 апр. 2012 г.). – Новосибирск, 2012. – С. 10–14.
5. Половнева С.И. Ёлшин В.В., Захаров А.М. Анализаторы состава и качества: учебн. Пособие.-Иркутск: Изд-во ИрГТУ, 2014.-124 с.

Научное издание

ПЕРЕРАБОТКА ПРИРОДНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

**Сборник научных трудов студентов, магистрантов, аспирантов
и молодых ученых
Института высоких технологий**

Материалы публикуются с файлов, предоставленных авторами