СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
SIBERIAN FEDERAL UNIVERSITY

ГОД ОБРАЗОВАНИЯ В СОДРУЖЕСТВЕ НЕЗАВИСИМЫХ ГОСУДАРСТВ

ПРОСПЕКТ СВОБОДНЫЙ-2016

МЕЖДУНАРОДНАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ СТУДЕНТОВ,
АСПИРАНТОВ И МОЛОДЫХ УЧЁНЫХ

ЭЛЕКТРОННЫЙ СБОРНИК МАТЕРИАЛОВ МЕЖДУНАРОДНОЙ КОНФЕРЕНЦИИ СТУДЕНТОВ, АСПИРАНТОВ И МОЛОДЫХ УЧЁНЫХ **«ПРОСПЕКТ СВОБОДНЫЙ-2016»**, ПОСВЯЩЁННОЙ ГОДУ ОБРАЗОВАНИЯ В СОДРУЖЕСТВЕ НЕЗАВИСИМЫХ ГОСУДАРСТВ

КРАСНОЯРСК, СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
15-25 АПРЕЛЯ 2016 Г.

Министерство образования и науки Российской федерации
ФГАОУ ВПО «Сибирский федеральный университет»

Сборник материалов Международной конференции студентов, аспирантов и молодых учёных «Проспект Свободный-2016», посвящённой Году образования в Содружестве Независимых Государств

Красноярск, Сибирский федеральный университет, 15-25 апреля 2016 г.

Красноярск, 2016

«Переработка минерального сырья, содержащего цветные металлы»

УДК 669.71:620.9.1

НЕКОТОРЫЕ ПРИКЛАДНЫЕ АСПЕКТЫ ПОВЫШЕНИЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ АЛЮМИНИЕВЫХ ЭЛЕКТРОЛИЗЕРОВ

Белянин А.В., Карлина А.И.
научные руководители:канд. техн. наук, доц. Шахрай С.Г.[1];
канд. техн. наук, доц. Кондратьев В.В.[2]
[1]*Сибирский федеральный университет*
[2]*Иркутский национальный исследовательский технический университет*

Введение

Алюминиевая промышленность является отраслью, потребляющей значительную часть производимых в стране энергетических ресурсов. Российскими алюминиевыми заводами, производящими около 4 млн. т/год металла, расходуется более 60 млрд. кВт·ч электроэнергии, что практически равно суммарной годовой выработке Красноярской, Братской и Саяно-Шушенской ГЭС, или суммарной мощности тепловых электростанций, сжигающих 24 млн. т/год угля. На производство каждой тонны металла в электролизерах с самообжигающимся анодом расходуется от 15 до 16 тыс. кВт·ч/тAl электроэнергии, в электролизерах с обожженным анодом от 13,2 до 14,4 тыс. кВт·ч/тAl, более половины которой рассеивается в окружающую среду в виде тепла. Повысить энергетическую эффективность производства алюминия предлагается за счет реализации трех групп мероприятий: интенсивного энергосбережения, энергетической модернизации и утилизационных.

Мероприятия интенсивного энергосбережения

Интенсивное энергосбережение обеспечивается снижением потерь напряжения на газосодержащем слое электролита путем отвода части образующихся анодных газов через газоотводящие трубы, размещенные в теле анода. Толщина пузырьков и пленок на самообжигающихся анодах достигает 5 мм, на обожженных 3 – 4 мм [1]. Объем прианодного газоэлектролитного слоя зависит от габаритов анода, междуполюсного расстояния (МПР), уровня электролита и может быть определен по зависимости:

$$V = ABl + 2(A + B)(h - l)l \quad (1)$$

где: A *и* B – длина и ширина анода, м; l – междуполюсное расстояние (МПР), м; h - уровень электролита, м.

Увеличение напряжения, связанное с преодолением сопротивления газовых пузырей, и степень заполнения поверхности анода газовыми пленками F_B определяется по зависимостям [2]:

$$U_{bubl} = \frac{i_a}{\chi}\left(\frac{D_B}{1-F_B} - D_B\right) \quad (2)$$

где: χ - удельная электропроводимость электролита, См/м; $D_B = \frac{0{,}5517+i_a}{1+2{,}167i_a}$;

$$F_B = 0{,}509 + 0{,}1823i_a - 0{,}1723i_a^2 + 0{,}05504i_a^3 + \frac{0{,}4322-0{,}18905CR}{1+0{,}8185CR} + \frac{0{,}431-0{,}1437(\%Al_2O_3-CaeOr)}{1+7{,}353(\%Al_2O_3-CaeOr)} \quad (3)$$

где: CR - криолитовое отношение; $CaeOr$ - концентрация глинозема, при которой F_B=1

Из зависимости (3) следует, что напряжение, необходимое для преодоления сопротивления газосодержащего слоя, зависит от плотности тока, проводимости электролита и коэффициента F_B . На современных электролизерах F_B > 0,6, что сопровождается ростом напряжения и удельным расходом электроэнергии на электролизере с самообжигающимся анодом до 400 мВ и 1400 кВт·ч/тAl, на электролизере с обожженным анодом на 250 – 400 мВ и 800 – 1200 кВт·ч/тAl соответственно, сократить которые возможно за счет снижения толщины газовых пленок.

Уменьшить газосодержащий слой электролита электролизера с самообжигающимся анодом предлагается путем использования давления анодных газов, достигающих в теле анода и под его подошвой 1500-3000 Па, а также способности газов диффундировать через поры, образующиеся в процессе спекания анода [3]. Для этого в тело анода 1 запекаются газоотводящие трубы 8, подключенные к системе организованного газоотсоса, предпочтительно к горелочному устройству электролизера (рис. 1). Газоотводящая труба в средней части, проходящей зону полукокса, выполнена перфорированной, в нижней части, проходящей зону кокса, оборудована газопроводящей пробкой 10, изготовленной спеканием анодной массы с высоким содержанием связующего, напр., подштыревой, с содержанием пека 35-40 % масс., или из материала, обладающего достаточной пористостью и стойкостью к расплаву. Такая анодная масса при попадании в зону высоких температур мгновенно коксуется, а образующийся при этом вторичный анод (пробка) имеет высокую пористость и не уменьшает площадь контакта анода с расплавом. При этом пробка дополнительно является теплоизолятором, предохраняющим расплав от замерзания и забивания им трубы. Сплошные стенки в верхней части трубы, проходящей через слой жидкой анодной массы 1, исключают затекание жидкого пека и забивание им газоотводящего канала. Отверстия в средней части трубы обеспечивают удаление газов коксования анода из зоны их образования непосредственно в систему газоотсоса, минуя «традиционный» путь – через тело анода под газосборный колокол 6. Таким образом, через газоотводящие трубы возможно в 1,5 - 2 раза уменьшить F_B, что снизит потери напряжения до 200 – 300 мВ, а удельный расход электроэнергии на 400-700 кВт·ч/тAl.

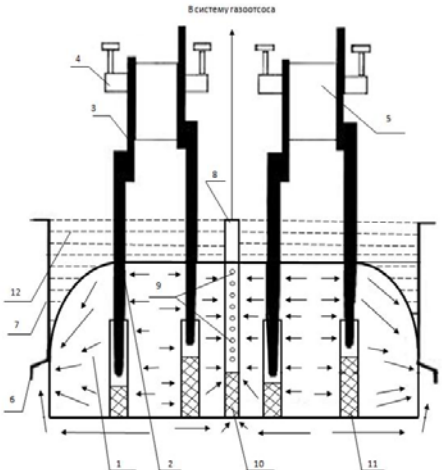


Рис.1 - Электролизер с самообжигающимся анодом, оборудованным газоотводящей трубой: 1 - анод; 2 - токоподводящий штырь; 3 – алюминиевая штанга; 4 - анодный зажим; 5 – анодная ошиновка; 6 – газосборный колокол; 7 - анодный кожух; 8 – газоотводящая труба; 9 – отверстия в газоотводящей трубе; 10 – газопроводящая пробка; 11 - вторичный анод; 12 - жидкая анодная масса

Уменьшить толщину газосодержащего слоя электролита электролизера с обожженным анодом предлагается путем отвода части образующихся анодных газов через корундовые трубки, размещенные в теле анода (рис. 2).

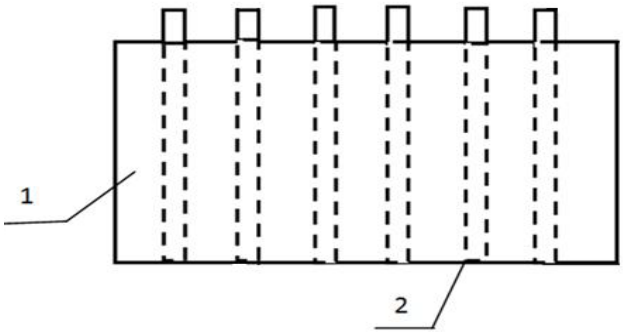


Рис.2 - Обожженный анод с отверстиями отвода газов: 1 – анодный блок; 2 – корундовые трубки

Корундовые трубки на 95-97 % состоят из глинозема, максимальная температура их эксплуатации 1650-1700^{0}С, что значительно выше температуры в ванне. При контакте с расплавом трубка растворяется, а глинозем разлагается при электролизе. Оборудование анодного блока отверстиями снизит падение напряжения в газосодержащем слое электролита до 200 – 250 мВ, удельный расход электроэнергии на 300-400 кВт·ч/тAl.

Утилизационные мероприятия

На нагрев до температуры расплава 1920 кг глинозема, необходимого для производства 1 тонны алюминия, электролизер расходует около 1,5·10^6 кДж тепла, на восполнение которого затрачивается 400 – 420 кВт·ч электроэнергии (~2,5 % ее общего потребления). Загрузка в электролизер холодного глинозема сопровождается образованием агломератов, покрытых корочкой электролита. Теплообмен глинозема с электролитом происходит по закону Ньютона:

$$C_Г \cdot M_Г \cdot \frac{dT_Т}{dt} = \alpha_э (T_э - T_Г) S_Г \qquad (4)$$

где: $T_Г$ - температура глинозема, ^{0}С; $C_Г$ - теплоемкость глинозема, Дж/кг·град; $M_Г$ – масса загружаемой порции, кг; $S_Г$ - площадь теплообмена, м^2; $\alpha_э$ - коэффициент теплообмена, Вт/м^2·град.

Из уравнения (4) следует, что загрузка в расплав предварительно нагретого глинозема снижает потребление тепла, производимого электролизером.

Нагрев глинозема целесообразно проводить, используя теплоту анодных газов. Высокоэнтальпийные анодные газы уносят в систему газоотсоса 3,6·10^6-4,0·10^6 кДж/тAl тепла, что в 3 – 4 раза превышает его затраты на нагрев глинозема. Для реализации этой идеи в качестве бункера системы автоматической подачи глинозема (АПГ) целесообразно использовать кожухотрубный теплообменник, в котором горячие газы движутся в трубах, а нагреваемый глинозем – в межтрубном пространстве (рис. 3). Утилизация 10-15% тепла, уносимого анодного газами, обеспечит нагрев глинозема до 200-250^{0}С, что снизит удельный расход электроэнергии на 100 – 120 кВт·ч/тAl [4].

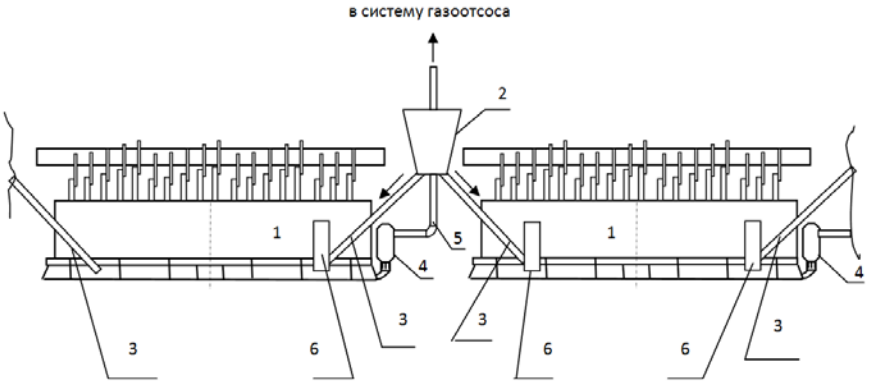


Рис.3 - Схема утилизации тепла анодных газов на нагрев глинозема: 1 – электролизер; 2 – бункер-теплообменник системы АПГ; 3 – трубы подачи нагретого глинозема в электролизер; 4 – горелочное устройство электролизера; 5 – газоход отвода газов от электролизера; 6 – пробойник системы АПГ

Для соблюдения условий противоточного движения теплоносителя и нагреваемого материала, бункер-теплообменник системы АПГ следует установить не на анодном кожухе, как это практикуется в настоящее время, а вне электролизера таким образом, чтобы были обеспечены условия свободного течения глинозема в межтрубном пространстве и возможность его подачи на два смежных электролизера (рис. 3). Высота установки бункера-теплообменника должна быть такой, чтобы угол наклона трубы подачи превышал угол естественного откоса глинозема, равный 23-40^0, а объем достигал 1,5 м^3, что равно емкости двух существующих бункеров. Такая емкость обеспечит возможность загрузки в бункер 3 т глинозема, достаточных для питания смежных электролизеров в течение 2-3 суток.

К другим преимуществам предлагаемого решения следует отнести снижение интенсивности образования агломератов и риска возникновения осадков и коржей на подине электролизера, а также уменьшение количества устанавливаемых бункеров практически в 2 раза. Например, в масштабах корпуса электролизера, эксплуатирующего 88 электролизеров, с 352 до 192 единиц. Удаление бункеров с анодного кожуха сократит нагрузку на домкраты анодной рамы на 6-8 тонн, что, в свою очередь, снизит потребление электроэнергии их приводами на 15-20 % или на 2,0-2,5 кВт·ч/тAl.

Энергетическая модернизация электролизера

Суть энергетической модернизации заключается в снижении потерь тепла электролизером, в частности, газосборным колоколом (ГСК), через поверхность которого теряется 35 кВт тепла (4,5% всех потерь). На компенсацию этих потерь электролизер дополнительно расходует 500 кВт·ч/тAl и более электроэнергии [5]. Оценить эти потери, удельные и общие, возможно по уравнению Фурье (5), согласно которому количество теплоты d^2Q_τ, проходящее через поверхность dF за промежуток времени $d\tau$ пропорционально температурному градиенту $\frac{dt}{dn}$:

$$d^2Q_\tau = -\lambda \frac{dt}{dn} dF d\tau \quad (5)$$

где: λ – коэффициент теплопроводности

Из зависимости (5) следует, что сократить потери теплоты через поверхность ГСК возможно уменьшением температурного градиента и коэффициента теплопроводности, например, за счет использования теплоизоляции (рис. 4) [6]. В этом случае уравнение теплопроводности теплового потока через многослойную стенку приобретает вид:

$$q = \frac{Q}{F} = \frac{t_г - t_х}{\frac{\delta_1}{\lambda_1} + \frac{\delta_2}{\lambda_2} + \cdots} \quad (6)$$

где: q - удельный тепловой поток, Вт/м2; Q - тепловой поток (расход теплоты), Вт; $t_г и\, t_х$ - температура горячей и холодной поверхностей стенок, ^{0}С; δ - толщина стенки, м.

Тепловая изоляция может устанавли-ваться между наружной и внутренней стенками или на поверхности наружной стенки ГСК. Во втором случае потре-буется защита изолирующего слоя от попадания на него расплавленного металла и электролита, а также воздей-ствия технологического инструмента. В качестве изоляционного материала предпочтителен вспученный вермикулит, теплопроводность которого сопоставима с теплопроводностью традиционных тепло-изоляционных материалов – стекловаты и листового асбеста, и составляет порядка 0,05 Вт/м·К.

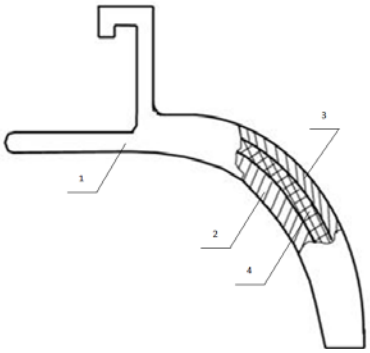


Рис.4 - Газосборный колокол, оборудованный тепловой изоляцией: 1 – секция газосборного колокола; 2,3 – внутренняя и наружная стенки секции соответственно; - 4 слой тепловой изоляции

Эффективность технического предложения проверена на действующем электролизере типа С-8БМ. В качестве теплоизоляционного материала использовались теплоизолирующие ткань и картон. Измерения температуры выполнены бесконтактным термометром «Termo Point».Испытания показали, что применение теплоизолирующей ткани и теплоизоляционного картона снижает температуру поверхности газосборного колокола в среднем на 50-60^{0}С и на 100-120^{0}С соответственно. Оценка потерь тепла от изолированных секций и секций сравнения выполнена расчетным путем. Результаты расчетов показали, что использование теплоизоляционного материала и теплоизоляционного картона снижает тепловые потери в 1,5-2 раза и в 2-3 раза соответственно. Таким образом, потери тепла электролизером снижаются на 230-250 кВт, затраты электроэнергии на их компенсацию на 250-400 кВт·ч/тAl.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Внедрение представленных технических решений и предложений, представленных в настоящей статье, способно сократить удельный расход электроэнергии на 700-1200 кВт·ч/тAl.

Статья подготовлена с использованием результатов работ, выполненных в ходе проекта «Разработка сверхмощной, энергоэффективной технологии получения алюминия РА-550» в рамках Программы реализации комплексных проектов по созданию высокотехнологичного производства, утвержденных постановлением Правительства РФ № 218 (кооперация вузов и предприятий).

Список литературы

1. Ветюков М.М. Электрометаллургия алюминия и магния. Учебник для вузов / М.М. Ветюков, А.М. Цыплаков, С.Н. Школьников. – М.: Металлургия, 1987. – 320 с.

2. Haupin W. Interpreting the Components of Cell Voltage / W. Haupin // Light Metalls. 1998 – P. 531-538.

3. Шахрай С.Г., Поляков П.В., Белянин А.В и [др.]. Способ отвода газов из-под подошвы анода и тела самообжигающегося анода в систему организованного газоотсоса. - Заявка на изобретение №2013151258 РФ от 18.11.2013, решение о выдаче патента от 18.11.2014 г.

4. Шахрай С.Г., Поляков П.В., Белянин А.В. и [др.]. Способ и устройство утилизации тепла анодных газов. – Заявка на изобретение №2014112131 от 28.03.2014 г.

5. Шахрай С.Г., Белянин А.В., Кондратьев В.В. Повышение энергетической эффективности электролитического производства алюминия // Сб. докл. VI межд. Конгресса Цветные металлы-2014, Красноярск, 15-18 сент. 2014, С. 361-372.

6. Шахрай С.Г., Белянин А.В., Кондратьев В.В. и [др.]. Газосборное устройство алюминиевого электролизера. – Заявка на изобретение №2014127402 от 04.07.2014 г.

УДК 669.71 : 614.84

РАЗРАБОТКА МЕРОПРИЯТИЙ ОХЛАЖДЕНИЯ ГАЗОХОДНЫХ СЕТЕЙ КОРПУСОВ ЭЛЕКТРОЛИЗА

Белянин А.В., Мазуренко В.В., Щеглов Е.Л., Карлина А.И.
научные руководители канд. техн. наук, доц. Шахрай С.Г.,
канд. техн. наук, доц. Кондратьев В.В.
Сибирский федеральный университет
Иркутский национальный исследовательский технический университет

Введение

Одним из условий эффективной работы ГОУ, эксплуатирующей «сухую» технологию очистки газов глиноземом, является температура очищаемых газов, не выше 140 – 160^{0}С, что исключает риск плавления рукавных фильтров. В целях снижения температуры продуктов горения, поступающих в газоходную сеть, горелочные устройства эксплуатируются с регламентным значением избытка воздуха α = 6 [1]. Однако, при таком значении α температура в зоне горения может снижаться до 300^{0}С, [2], что уменьшает эффективность дожига смолистых, и их концентрация в газах на выходе из горелки достигает 230 мг/м^3 [3, 4]. По мере продвижения в газоходной сети смолистые охлаждаются, конденсируются и оседают на стенки газохода. При этом на них налипает пыль, представленная глиноземом, фтористыми солями и частицами углерода. При запыленности транспортируемого газа до 2 г/м^3 [5] и регламентном объеме удаляемых от электролизера газов, равном 650 м^3/ч (из которых около 50 м^3/ч – собственно анодные газы, остальное – воздух, подсасываемый в горелку), от каждого электролизера в газоходную сеть уносится до 1300 г/ч пыли, что в масштабах корпуса электролиза, оборудованного 88 – 96 ваннами, составит 115 – 120 кг/ч, соответственно.

Образующиеся отложения существенно уменьшают полезную площадь поперечного сечения газохода, увеличивают аэродинамическое сопротивление газоходной сети и энергозатраты на транспортировку по ней продуктов горения анодных газов, а также несут риск разрушения газоходов под тяжестью отложений. Поэтому поиск технических решений, направленных на повышение эффективности дожига смолистых веществ в горелочных устройствах электролизера и снижение риска образования отложений в газоходных сетях корпусов электролиза приобретают особую актуальность.

Повысить эффективность дожига смолистых в горелочных устройствах электролизера возможно путем снижения избытка подсасываемого воздуха до α = 1,05 ÷ 1,2. При этом в зоне горения будет обеспечена температура 1270 – 1330^{0}С, достаточная для полного сгорания смолистых и входящих в их состав бенз(а)пирена [2]. Однако, при этом возникают другие проблемы – возможность возгорания в газоходах смолистых, несгоревших в горелочных устройствах, риск необратимой деформации от значительного перегрева газоходов вследствие высокой температуры отходящих газов на выходе из горелки (1000^{0}С и более), и изготовленных, как правило, из конструкционной стали марки ст. 3, допустимая температура эксплуатации которой составляет всего 360 – 400^{0}С [6], а также риск плавления рукавных фильтров ГОУ.

Охлаждение анодных газов в кожухотрубном [7], ребристом [8] или пластинчатом теплообменниках [9], впрыском воды в газовый поток [10], используемые на алюминиевых заводах, расположенных в регионе Персидского залива с жарким климатом, в климатических условиях России мало приемлемы. Кроме этого, использование перечисленных способов требует дополнительного аппаратурного оформления и обслуживания газоходных сетей.

В настоящей работе предложены технические решения, направленные на обеспечение пожарной безопасности газоходных сетей и ГОУ электролизных корпусов при повышении эффективности дожига смолистых в горелочных устройствах электролизеров.

Технические решения по охлаждению анодных газов в газоходной сети

Для охлаждения транспортируемых по газоходной сети анодных газов предлагается использование двух групп мероприятий – подсоса воздуха в газоходы и расположение на их наружных поверхностях теплоотводящих ребер, изготовленных из стали или алюминия.

Подсос воздуха, при сохранении общего объема газоотсоса от корпуса электролиза порядка 60 тыс. м^3/ч, целесообразно осуществлять в двух точках газоходной сети – через воздухозаборные щели горелки и через патрубок, установленный на спуске горелки (спуск – участок газоходной сети, соединяющий горелку со сборным газоходом, рис. 1).

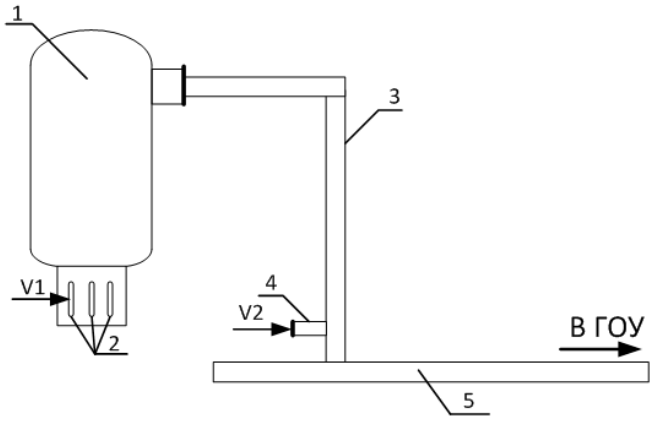


Рис.1 - Схема организации подсоса воздуха в газоходную сеть в условиях повышения эффективности работы горелок: 1 – горелка; 2 – воздухозаборные щели горелки; 3 – спуск от горелки; 4 – патрубок подсоса воздуха в спуск; 5 – сборный газоход корпуса электролиза; V_1 и V_2 - объем воздуха, подсасываемого через воздухозаборные щели и через патрубок в спуске, соответственно

Возможность реализации данного технического решения обосновывается тем, что подсос регламентного объема воздуха (α = 6) снижает температуру в горелке до 300^{0}С, когда горение поддерживается лишь за счет сгорания нафталина – основного компонента смолистых веществ, образующихся при коксовании анода [3]. При снижении объема подсасываемого воздуха до α = 1,05 ÷ 1,2 (объем V_1 = 95 – 120 м^3/ч) температура в зоне горения возрастет, в среднем, до 1300^{0}С, а температура газов на выходе из горелочного устройства - до 1000^{0}С и выше. Подсос через патрубок в спуске остального воздуха в объеме V_2 = 480 – 500 м^3/ч снизит температуру газов в газоходе до 200 – 220^{0}С, что следует из зависимости (1):

$$(G_г + G_в)c_{см}t_{см} = G_г c_г t_г^{/} + G_в c_в t_в^{/} \quad , \qquad (1)$$

где: $G_г$ и $G_в$ - массовый расход охлаждаемых газов и вводимого воздуха, кг/с; $c_{см}$, $c_г$ и $c_в$ - удельная массовая теплоемкость смеси газов и воздуха, Дж/кг К; $t_{см}$ – конечная температура охлаждения, соответствующая температуре смеси газов и воздуха, ^{0}С; $t_г^{/}$ и $t_в^{/}$ - начальная температура газов и воздуха, ^{0}С.

Дальнейшее охлаждение газов до 140 – 160^{0}С, необходимое для безопасной эксплуатации рукавных фильтров ГОУ, происходит за счет теплового потока через стенку газохода теплопередачей, вычисляемого по формуле:

$$q_l^{heat} = kF(t_l - t_{wal}) \qquad (2)$$

где q_l^{heat} - искомый тепловой поток; t_l - температура потока в ветви; t_{wal} – температура окружающей среды; k, F - коэффициент теплопередачи и площадь поверхности стенки ветви.

В то же время, согласно [11], наибольшая эффективность «сухой» очистки в ГОУ достигается при температуре очищаемых газов 120 – 140^{0}С. Дополнительное охлаждение газов предлагается осуществлять за счет оснащения газоходной сети теплоотводящими ребрами высотой от 50 до 100 мм, размещенными по спирали на наружных поверхностях газоходов с шагом, превышающим диаметр последних в 2 – 5 раз (рис. 2).

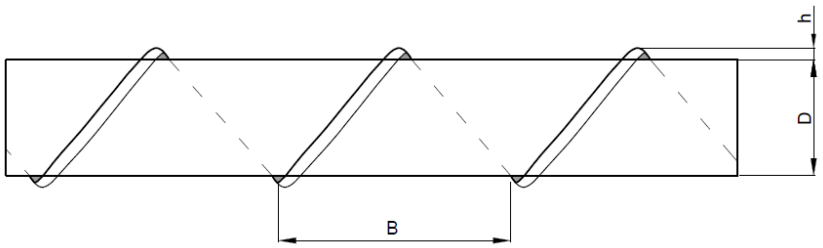


Рис.2 - Газоход, оснащенный теплоотводящими ребрами

Такое расстояние, в соответствии с зависимостью (6), снизит угловой коэффициент взаимного облучения излучающей поверхности соседними поверхностями и увеличит интенсивность отвода тепла от газоходной сети излучением. Теплоотводящие ребра увеличивают площадь теплоотдающей поверхности газоходной сети на 10 – 25 %, их размещение по спирали обеспечивает частичное закручивание омывающих газоход воздушных потоков и увеличивает отвод тепла в окружающую среду за счет теплообмена.

Высота теплоотводящих ребер, от 50 до 100 мм, выбирается в зависимости от диаметра газохода, с соблюдением эргономических требований и требований безопасности. Газоходная сеть корпуса электролиза содержит газоходы широкого спектра диаметров – от 150 до 2000 мм и более. Соответственно, на газоходы большего диаметра целесообразно ставить теплоотводящие ребра высотой около 100 мм, что приведет к увеличению площади теплоотдачи на ~25 % и не создаст помех обслуживающему газоходную сеть технологическому персоналу. На газоходы меньшего диаметра, в которых наблюдается максимальная температура транспортируемых анодных газов, целесообразно ставить теплоотводящие ребра высотой от 50 мм, что увеличит площадь теплоотдающей поверхности газохода на 10 – 15 %, при соблюдении требований эргономики и безопасности при эксплуатации газоходной сети корпуса электролиза.

Оборудование газоходной сети теплоотводящими ребрами позволит дополнительно охладить транспортируемые анодные газы на 20 – 25^{0}С за счет интенсификации теплообмена на границе «поток омывающего газоход воздуха – стенка газохода», а также увеличения отвода тепла от газохода за счет теплопроводности, конвекции и излучения и увеличения площади теплоотдающей поверхности и градиента температур горячей и холодной поверхностей, что следует из зависимостей (3 – 6) [12, 13]:

$$Nu = \frac{\alpha l}{\lambda} \quad , \tag{3}$$

$$Q_{m.n.} = \frac{F\lambda}{\delta}(t_1 - t_2) \, , \tag{4}$$

$$Q_к = \alpha S(t_{ст} - t_в) \, , \tag{5}$$

$$Q_л = \varepsilon C_0 S\left[\left(\frac{T_{ст}}{100}\right)^4 - \left(\frac{T_в}{100}\right)^4\right]\varphi \tag{6}$$

где Nu - критерий теплоотдачи Нуссельта, характеризующий интенсивность теплообмена на границе поток – стенка; l - определяющий размер – диаметр трубы $(l = d)$; $Q_{т.п.}$, $Q_к$, $Q_л$ – соответственно, тепловые потоки за счет теплопроводности, конвекции, лучеиспускания, Вт; q - удельный тепловой поток, Вт/м^2; F - площадь изотермической теплоотдающей поверхности, м^2; λ - коэффициент теплопроводности, Вт/м·К; $\frac{dt}{dn} = gradt$ - градиент изменения температуры в направлении по нормали к изотермной поверхности; t_1 и t_2 - температура внутренней (горячей) и наружной (холодной) поверхностей стенок ГСК, ^{0}С; δ - толщина стенки, м; ε - степень черноты тела, доли ед.; C_o = 5,67 Вт/(м^2·К^4) – коэффициент лучеиспускания абсолютно черного тела; S - излучающая поверхность, м^2; $T_{ст}$ - абсолютная температура излучающей стенки, ^{0}К; $T_в$ – абсолютная температура среды, в которую происходит излучение, ^{0}К; φ - угловой коэффициент взаимного облучения данной излучающей поверхности соседними поверхностями, доли ед.; α - коэффициент теплоотдачи, Вт/м^2·К; $t_{ст}$ и $t_в$ - температура стенки и среды вне зоны процесса, ^{0}С

Таким образом, реализация предлагаемых технических решений обеспечит охлаждение транспортируемых по газоходной сети анодных газов до 120 -140^{0}С и в 6 – 7 раз сократит их начальный физический объем согласно зависимости:

$$Q_{Р.У.} = Q_{Н.У.} \times \frac{760}{273} \times \frac{(273 + T_Г)}{(B_{АТМ} \pm P_{СТ})} \quad (7)$$

где: $Q_{р.у.}$ –– объем газа при рабочих условиях (физический объем), м^3; $Q_{н.у.}$ - объем газа при нормальных условиях – давлении 101 325 Па и температуре 0^{0}С, нм^3, 101 325 - нормальное атмосферное давление, Па; $T_г$ - °С, текущая температура электролизных газов в газоходе; $B_{атм}$ - текущее атмосферное давление в точке замер, Па; $P_{ст}$ - статическое давление (разрежение) в газоходе, Па.

Кроме этого, снизятся энергозатраты на транспортировку охлажденных газов, а также, в условиях снижения их физических объемов, сократятся габариты газоходных сетей, что ведет к уменьшению материалоемкости конструкции электролизера в целом.

Заключение

Увеличение полноты дожига в горелочных устройствах смолистых за счет оптимизации объема воздуха, подсасываемого в зону горения в пределах α= 1,05÷1,2, несет риск тепловой деформации газоходов продуктами горения, температура которых на входе в газоходную сеть будет достигать 1000^{0}С и выше. Снизить температуру транспортируемых по газоходной сети анодных газов предлагается за счет реализации двух групп мероприятий – подсоса воздуха в газоходы и расположение на их наружных поверхностях теплоотводящих ребер, изготовленных из стали или алюминия.

Реализация предлагаемых технических решений обеспечит температуру анодных газов на входе в ГОУ на уровне 120 – 140^{0}С, снизит их физические объемы и энергозатраты на транспортировку охлажденных анодных газов, снизит материалоемкость газоходной сети корпуса электролиза.

Статья подготовлена с использованием результатов работ, выполненных в ходе проекта «Разработка сверхмощной, энергоэффективной технологии получения алюминия РА-550» в рамках Программы реализации комплексных проектов по созданию высокотехнологичного производства, утвержденных постановлением Правительства РФ № 218 (кооперация вузов и предприятий).

Список литературы

1. Буркат, В.С. Сокращение выбросов в атмосферу при производстве алюминия /В.С. Буркат, В.А. Друкарев. С-Пб.: ООО «Любавич», 2005 - 275 с.

2. Шахрай С.Г., Скуратов А.П., Белянин А.В. и [др.]. Расчет параметров дожига анодных газов алюминиевого электролизера //Сб. докл. VII межд. Конгресса «Цветные металлы и минералы 2015», Красноярск, 14-18 сент. 2015, С. 146-147.

3 .Куликов, Б. П. Переработка отходов алюминиевого производства / Б.П. Куликов, С.П. Истомин. – Красноярск : ООО «Классик Центр», 2004. – 480 с.

4 .Шахрай С.Г., Скуратов А.П., Кондратьев В.В., Ершов В.А. Утилизация теплоты анодных газов алюминиевого электролизера / Цветные металлы. - №2- 2016, с. 52-56.

5.Куликов, Б.П. Пылегазовые выбросы алюминиевых электролизеров с самообжигающимися анодами: монография / Б.П. Куликов, Ю.И. Сторожев. – Красноярск, изд-во СФУ, 2012. – 268 с.

6. Лащинский, А.А. Основы конструирования и расчета химической аппаратуры: справ. / А.А. Лащинский, А.Р. Толчинский. – М.–Л.: Машгиз, 1963. – 468 с.

7. El Hani Bouhabila, Bernard Cloutier, Thierry Malard, Philippe Martineau, Hugues Vendette. Electrolytic cell gas cooling upstream of treatment center / Light Metals, 2012, p. 545-550.

8 .El Hani Bouhabila, Erling Næss, Victoria Kielland Einejord and Kolbeinn Kristjansson. An innovative compact heat exchanger solution for aluminum off-gas cooling and heat recovery / Light Metals, 2013. p.793-797.

9. Peter Verbraak, Travis Turco, Peter Klut, Erik Dupon, Edo Engel. Pot gas cooling technologies / Light Metals, 2014, p.635-639.

10. M. Bonnier, S. Massambi, J-M. Jolas, G. Girault, V. Demetriou, D. Wheaton. Development of a System Basedon Water Atomization to Decrease, Prior to Treatment, the Temperature of the Gas Emitted from Aluminum Cells. «Light Metals 2007», The Minerals, Metals & Materials Society, pp. 193-197.

11 Hussain Ali Al Qassab, Sayed Salah Aqeel Ali Mohd, Geir Wedde, Anders Sørhuus. Hex ex retrofit enables smelter capacity expansion. «Light Metals 2012», p. 815-820.

12. Павлов, К.Ф. Примеры и задачи по курсу процессов и аппаратов химической технологии. Учебное пособие для вузов. 10-е изд., перераб. и доп. / К.Ф. Павлов, П.Г. Романков, А.А. Носков, Л.: Химия, 1987. – 576 с.

13. Борисоглебский, Ю.В. Металлургия алюминия / Ю.В. Борисоглебский, Г.В. Галевский, Н.М. Кулагин и [др.]. – Новосибирск.: Наука. Сибирская изд. фирма РАН, 1999. – 438 с.

УДК 669.782

ПОВЫШЕНИЕ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОИЗВОДСТВА АЛЮМИНИЯ ПУТЕМ ДИЗАЙНЕРСКИХ ИЗМЕНЕНИЙ ГОРЕЛОЧНОГО УСТРОЙСТВА ЭЛЕКТРОЛИЗЕРА

Белянин А.В., Русанов Н.В., Безруких С.С.
научный руководитель канд. техн. наук, доц. Шахрай С.Г.
Сибирский федеральный университет

Введение

В России одним из основных потребителей энергоресурсов является алюминиевая промышленность, расходующая на производство ~ 4 млн. т/год металла более 60 млрд. кВт·ч электроэнергии, что практически равно суммарной годовой выработке Красноярской, Братской и Саяно-Шушенской ГЭС, или суммарной мощности тепловых электростанций, сжигающих 24 млн. т/год угля. В целом мировая алюминиевая промышленность, выпускающая около 40 млн. т/год металла, расходует около 3,5 % производимых в мире энергоресурсов. Прогнозируемый рост выпуска алюминия к 2020 г до 70 млн. т/год. приведет к увеличению потребления или, возможно, дефициту энергоресурсов, поэтому политика ведущих стран мира, включая Россию, в области энерго- ресурсосбережения направлена на разработку и внедрение энергоэффективных технологий.

За рубежом проблема снижения энергопотребления алюминиевыми заводами решается не только разработкой более совершенных, с энергетической и экологической точек зрения, электролизеров, но и за счет совершенствования систем газоотсоса корпусов электролиза: внедрения модулей децентрализованной очистки газов от 5 – 12 электролизеров, обеспечивающих сокращение потребления электроэнергии на 20 % за счет использования меньших и более эффективных вентиляторов, сокращение протяженности газоходных сетей и снижение в них давления [1], уменьшения габаритов ГОУ за счет увеличения площади фильтрующей поверхности рукавных фильтров на 80-90 % путем изменения их конфигурации с цилиндрической на восьмиконечную звезду, что позволяет увеличить пористость фильтрующего слоя глинозема и снизить его сопротивление и скорость фильтрации газов, частоту импульсной очистки рукавов и расход сжатого воздуха на эти цели на 50 % [2], сокращения протяженности газоходных сетей и линий транспортировки глинозема, внедрения систем низкого давления регенерации рукавных фильтров [3], объединения ГОУ электролизного и анодного производств – очистка газов прокалки анодов в ГОУ корпусов электролиза [4] и пр.

В настоящей статье представлено техническое решение, обеспечивающее сокращение энергопотребления системой газоотсоса за счет внесения изменений в конфигурацию горелочного устройства алюминиевого электролизера.

Совершенствование горелочного устройства дожига анодных газов алюминиевого электролизера

Горелочное устройство алюминиевого электролизера по сути является первой ступенью очистки анодных газов от оксида углерода и смолистых веществ - полициклических углеводородов (ПАУ), содержащих чрезвычайно опасный бенз(а)пирен. Если ПАУ улавливаются дополнительно газоочистными установками, то оксид углерода обезвреживается только в горелочных устройствах. В целом эффективность работы горелочных устройств является одним из факторов, определяющих качество воздуха в рабочей зоне корпуса электролиза и величину выбросов загрязняющих веществ в атмосферу [5].

Конструкция горелочного устройства представляет собой цилиндрическую камеру сгорания с патрубком для подвода анодных газов и отверстиями для подвода воздуха в нижней части (рис. 1). Вследствие того, что диаметр камеры сгорания ~ в 1,5 раза выше диаметра патрубка, на входе в зону горения происходит внезапное расширение потока, в результате чего образуется струя, отделенная от остальной среды поверхностью раздела, которая распадается и свертывается в мощные вихри (рис. 2) [6; 7]

Рис.1 - Щелевое горелочное устройство алюминиевого электролизера

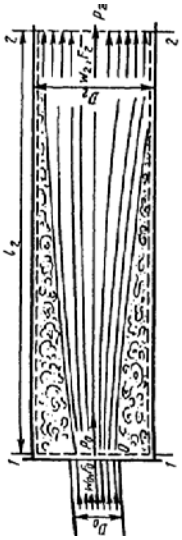


Рис.2 - Схема движения потока при внезапном расширении трубы

При внезапном расширении поперечного сечения трубы (канала) возникают так называемые потери на удар. Коэффициент местного сопротивления удара зависит от соотношения площадей узкого и широкого сечений (степени расширения $n_n = \frac{F_0}{F_2}$) и вычисляется по формуле Борда-Карно:

$$\xi_{\text{м}} = \frac{\Delta p}{0{,}5\rho w_0^2} \quad (1)$$

Суммарный коэффициент сопротивления участка с внезапным расширением - по формуле:

$$\xi = \xi_{\text{м}} + \xi_{\text{тр}} = \xi_{\text{м}} + \frac{\xi'_{\text{тр}}}{n_n^2} \quad (2)$$

где: $\xi_{\text{м}}$ – коэффициент местного сопротивления; ρ – плотность газовой среды, кг/м^3; Δp - потеря полного давления, Па; w_0 и w_2 – скорость потока в патрубке подвода анодных газов и воздуха и в камере сгорания соответственно, м/с; λ – коэффициент сопротивления трения единицы относительной длины участка ($\frac{l}{D_{\text{г}}} = 1$); $\xi'_{\text{тр}}$ – коэффициент сопротивления трения участка длиной l, определяется по формуле:

$$\xi'_{\text{тр}} = \frac{\Delta p_{\text{тр}}}{0{,}5\rho w_2^2} = \frac{\lambda l_2}{D_{2\text{г}}} \quad (3)$$

Расчет по формулам 1; 3 показывает, что суммарный коэффициент сопротивления участка горелки с внезапным расширением потока равен 1,36, при этом коэффициент местного сопротивления равен 1,21, коэффициент сопротивления трения – 0,15. Таким образом, при регламентном объеме газоотсоса от электролизера 652 нм3/ч (через горелку – 326 нм3/ч) и средней температуре в зоне горения 900^{0}С [8], каждая горелка создает аэродинамическое сопротивление величиной 8,3 Па, из которых

8 Па приходится на местное сопротивление, обусловленное наличием участка внезапного сопротивления потока, и 0,3 Па – на сопротивление трения потока о стенки камеры сгорания. В общей сложности в масштабах корпуса электролиза, эксплуатирующего 90 электролизеров и, соответственно 180 горелочных устройств, создаваемое ими суммарное аэродинамическое сопротивление составляет около 1500 Па, на преодоление которого, в соответствии с формулой (4) [9] затрачивается порядка 25 кВт (10 – 12 %) расходуемой дымососом мощности:

$$N = \frac{Q\Delta p}{1000\eta} \quad (4)$$

где: N - мощность, расходуемая дымососом, кВт; Q – производительность дымососа. м^3/с; η - к.п.д. дымососа.

Снизить эти затраты возможно за счет конструктивных изменений горелочного устройства и обеспечения в нем безотрывного течения потока. Достигается это тем, что посадочный патрубок горелочного устройства соединен с цилиндрической частью горелки коническим диффузором (рис. 3) [10]. Вследствие того, что в диффузоре с ростом площади поперечного сечения средняя скорость потока при увеличении угла α падает, общий коэффициент сопротивления диффузора, приведенный к скорости в посадочном патрубке, становится до определенных пределов α меньшим, чем для такой же длины участка трубы постоянного сечения с площадью, равной начальной площади сечения диффузора (посадочного патрубка). Для горелочного устройства оптимальным является угол расширения диффузора α = 10 ÷ 15^0. При таком угле расширения поток в зону горения движется без отрыва от стенок и общий коэффициент сопротивления диффузора ξ_∂ делится условно на коэффициент сопротивления трения ξ_{mp} и коэффициент расширения $\xi_{\text{расш}}$:

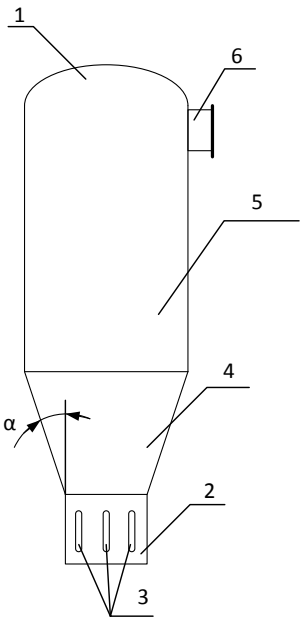


Рис.3 - Горелка с безотрывным течением потока: 1 - горелочное устройство, 2 - посадочный патрубок, 3 - воздухозаборные щели, 4 - диффузор, 5 - цилиндрическая часть (зона горения), 6 – патрубок отвода продуктов горения в систему организованного газоотсоса

$$\xi_\text{д} = \xi_\text{тр} + \xi_\text{расш} \quad (5)$$

Коэффициент сопротивления расширения выражается через коэффициент полноты удара:

$$\xi_\text{расш} = \varphi_\text{расш}\left(1 - \frac{1}{n_n}\right)^2 = 32 k_\text{д} tg^{1,25}\frac{\alpha}{2}\left(1 - \frac{1}{n_n}\right)^2 \quad (6)$$

где: $k_\text{д}$ ~ 1 - коэффициент конических диффузоров, $\varphi_\text{расш}$ - коэффициент полноты удара, который для диффузоров с углами расширения в пределах 0<α<40^0 может быть вычислен по формуле:

$$\varphi_\text{расш} = 32 k_\text{д} tg^{1,25}\left(\frac{\alpha}{2}\right) \quad (7)$$

Расчет по формуле (6) показывает, что коэффициент сопротивления расширения составляет 0,82, а суммарное сопротивление горелки, оборудованной диффузором-0,97, что на ~ 40 % ниже, чем у горелки, в которой посадочный патрубок и зона горения «соединены» участком внезапного расширения потока. Таким образом, при регламентном объеме газоотсоса от электролизера, каждая оборудованная диффузором горелка создает аэродинамическое сопротивление величиной ~ 5 Па, а суммарное аэродинамическое сопротивление горелок корпуса электролиза составляет около 900 Па, на преодоление которого затрачивается порядка 15 кВт (6 – 8 %) расходуемой дымососом электроэнергии.

Результаты и выводы

Оборудование горелочного устройства диффузором обеспечивает существенное снижение аэродинамического сопротивления системы газоотсоса электролизера и снижение удельного расхода электроэнергии на ~ 3,5 кВт·ч/тAl. Применительно к Братскому или Красноярскому алюминиевым заводам, выпускающим около 1 млн. т/год металла, годовая экономия электроэнергии составит от 3,5 до 4 млн. кВт·ч.

Список литературы

1. Sivert Ose, Anders Kenneth Sørhuus, Geir Wedde. Abart CDS - A New Compact Multi-Pollutant Pot Gas and Alumina Handling System // Light Metals, 2014. P.617-622.
2. Michael Neate, Brad Currell. Latest filter developments increasing existing aluminium smelter gas treatment centre capacity and reducing emissions // Light Metals, 2013. P.799-804.
3. Anita Folkers, Jan de Weerdt, Peter Klut, Erik Dupon, Edo Engel. 15 Years of GTC Operation at aldel: long-term assessment of GTC performance // Light Metals, 2014. P.629-633.
4. B. Hureiki, C. Lim, A. Periers, E. Bouhabila, G. Girault, M. Leduc, S. Delenclos. F&GTC: Combined treatment of pot gases and anode baking furnace fumes // Light Metals, 2013. P.781-785.
5. Шахрай С.Г., Сугак Е.В. Проблемы дожига анодных газов электролитического производства алюминия. Сб. докл. V межд. конгресса по управлению отходами и природоохранным технологиям «ВэйстТЭК – 2007». – Москва, 2007, с. 323 (тезисы).
6. Идельчик И.Е. Справочник по гидравлическим сопротивлениям. – М.: Госэнергоиздат. - 1975. – 560 с.
7. Юрьев А.С. Справочник по расчетам гидравлических и вентиляционных систем. - Санкт – Петербург.: Мир и семья-. - 2001. – 1153 с.
8. Шахрай С. Г., Коростовенко В. В., Ребрик И. И. Совершенствование систем колокольного газоотсоса на мощных электролизерах Содерберга: монография. Красноярск: ИПК СФУ, 2010. – 146 с.
9. Павлов К.Ф., Романков П.Г., Носков А.А. Примеры и задачи по курсу процессов и аппаратов химической технологии. Изд. «Химия», Ленинградское отделение. - 1969, - 625 с.
10. Шахрай С.Г., Скуратов А.П., Белянин А.В. и [др.]. Устройство для дожигания анодных газов алюминиевого электролизера**.** Заявка на полезную модель №2015151631 от 01.12. 2015.

УДК 669.713.723.4

ПРИМЕНЕНИЕ НЕФОРМОВАННЫХ ОГНЕУПОРНЫХ МАТЕРИАЛОВ ДЛЯ ФУТЕРОВКИ АЛЮМИНИЕВЫХ ЭЛЕКТРОЛИЗЁРОВ

Гузенков А. М., Абрамович Р. Т.
научный руководитель д-р. хим. наук Белоусова Н. В.
Сибирский федеральный университет

В настоящее время промышленный алюминий получается электролизом криолито-глиноземного расплава в алюминиевых электролизерах (ваннах), угольная подина которых является катодом, а угольные аноды погружены в расплав солей. Под катодными блоками расположены слои огнеупорных (шамот) и теплоизоляционных (вермикулит, пенодиатомит) материалов. Слой барьерных огнеупорных материалов предотвращает проникновение фтористых солей (NaF, Na_3AlF_6) и паров натрия, выделяющихся при работе электролизёра, в теплоизоляционные слои. Просачивание жидких компонентов электролита из подины электролизёра в огнеупорные материалы цоколя и их взаимодействие продолжаются в течение всего срока службы ванны. При этом изменяются теплофизические и механические свойства огнеупоров, что дестабилизирует температурный баланс электролизера и становится причиной снижения срока службы ванн. Кроме того, отработанные материалы цоколя отключенной ванны могут содержать до пяти тонн фтора, большая часть которого находится в виде водорастворимых соединений, что значительно усложняет утилизацию отходов и создает нагрузку на окружающую среду.

Оптимальным вариантом решения задачи предотвращения пропитки представляется применение защитного слоя из неформованных футеровочных материалов между угольной подиной и шамотным кирпичом. Такой слой должен обладать правильно подобранными химическими и физико-механическими свойствами и максимальной плотностью. Подбор свойств осуществляется в ходе лабораторных исследований, а максимальная плотность достигается с помощью специального метода уплотнения.

В начальный период процесса пропитки основным компонентом в подкатодной области является NaF, что объясняется протеканием следующей реакции в теле катодного блока при инфильтрации криолита:

$$4Na_3AlF_{6(ж)} + 12Na_{(вС)} + 3C_{(т)} = 24NaF_{(ж)} + Al_4C_{3_{(т)}} \qquad (1)$$

Взаимодействие между чисто глиноземными огнеупорами и фтористым натрием протекает по реакции образования β-глинозема:

$$12NaF + 34Al_2O_3 = 3(Na_2O \cdot 11Al_2O_{3(\beta)}) + 2Na_3ALF_6 \qquad (2)$$

При этом из-за значительно более низкой плотности продукта реакции β-глинозема происходят объемные изменения в футеровке, вызывающие вертикальные напряжения в подине и возможное ее разрушение. При появлении в огнеупоре относительно небольшого количества SiO_2 (~25%) в дополнение к реакции (2) будет происходить реакция образования нефелина (3):

$$6NaF + 2Al_2O_3 + 3SiO_2 = 3NaAlSiO_4 + Na_3AlF_6 \qquad (3)$$

При избытке огнеупорного материала и небольшом количестве NaF, нефелин реагирует с диоксидом кремния с образованием альбита $NaAlSi_3O_8$, который будет находиться в вязком стеклообразном расплавленном состоянии, предотвращающем дальнейшее движение фронта взаимодействия в нижнюю часть катодного устройства электролизера (4):

$$NaAlSiO_4 + 2SiO_2 = NaAlSi_3O_8 \qquad (4)$$

Повышение вязкости расплава из-за наличия альбита в зоне реакции между алюмосиликатной огнеупорной футеровкой и расплавленным криолитом уменьшает вероятность проникновения фтористых солей в нижние теплоизоляционные слои цоколя. При очень высоком содержании SiO_2 (более 72%) из-за недостатка Al_2O_3 будет затруднено образование нефелина.

В этой связи среди значительного количества огнеупоров, используемых в цоколях электролизеров, наибольшее распространение получили материалы алюмосиликатного состава с содержанием Al_2O_3 от 28 до 34%. В рамках данной работы исследовались алюмосиликатные сухие барьерные смеси (СБС).

Промышленные СБС представляют собой смесь зерен шамота, тонкомолотого кварца и монтмориллонитовой глины. Введение последних обеспечивают условия низкотемпературного спекания и формирования вязких структур после взаимодействия с фторсолями. Характерная особенность этих неформованных материалов – неодинаковый химико-минералогический состав крупных и мелких фракций. Обогащение кремнеземом мелкодисперсной фракции и достаточно высокое её количество обеспечивают защитные свойства барьерных слоев.

Лабораторные испытания криолитоустойчивости барьерных смесей различного химического состава осуществлялись по методике A. Tabereaux [1] на установке, описанной в статье [2].

На этапе лабораторных исследований оценивалась степень пропитки материала компонентами электролита. Аппаратурно-техническое оформление эксперимента включало опытную ячейку с образцами материала и электролита промышленного состава, помещавшихся в шахтную печь (рисунок 1).

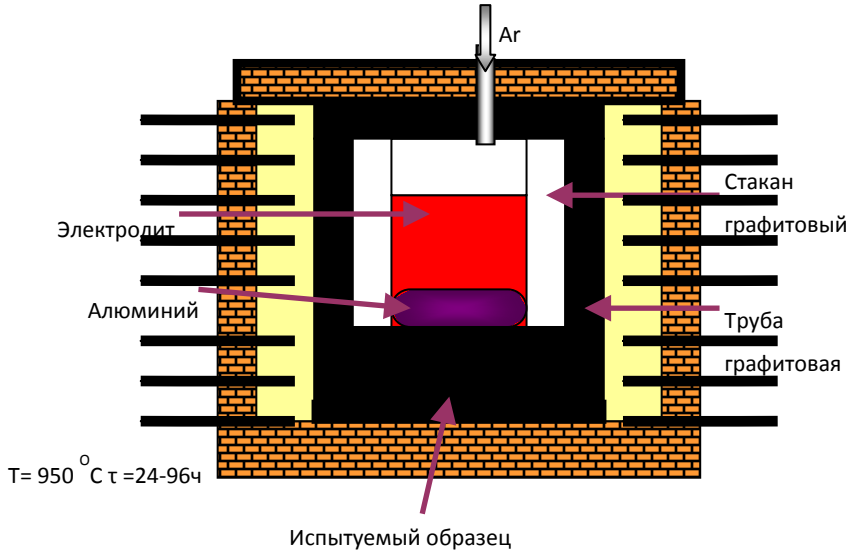


Рис.1 – Лабораторная ячейка для оценки степени пропитки

Результаты серии проведённых экспериментов представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты лабораторных испытаний криолитоустойчивости СБС

Параметры	СБС-1-1	СБС-1-2	СБС-2-1	СБС-2-2	Эталон
Плотность, кг/м^3	1810	1910	1990	2100	2150
Химический состав SiO_2 Al_2O_3 Fe_2O_3 CaO TiO_2	 52,7 38,5 1,0 0,5 2,0	 52,7 41,8 1,0 0,23 0,8	 54,7 33,6 3,2 0,42 1,07	 54,7 33,6 3,2 0,42 1,07	 66,0 28,0 1,5 0,5 1,0
Скорость реагирования, г/(м$^{2.}$ час)	54	44	40	31,6	20

Из двух сравниваемых с эталоном смесей (1-1 и 2-1) при одинаковых условиях уплотнения наибольшую плотность показала смесь СБС-2-1, характеризующаяся также наиболее близким к эталону отношением SiO_2/Al_2O_3. Вместе с тем была обнаружена прямая корреляция между скоростью реагирования компонентов смеси и плотностью слоя.

В этой связи был проведён ряд экспериментов с использованием более плотных образцов тех же СБС (1-2 и 2-2). На этом этапе определено, что с увеличением степени уплотнения на 100 кг/м^3 (5%) скорость реагирования СБС и электролита снижается на 20% (таблица 1). Сделан вывод о том, что влияние плотности барьерного слоя на скорость его пропитки электролитом выше, чем содержания кремнезёма в диапазоне рядовых промышленных смесей, что подтверждается и данными о том, что криолитоустойчивость обратно пропорциональна открытой пористости вещества [3, 4].

Увеличение плотности на 100 кг/м^3 даёт снижение скорости пропитки на 20%, следовательно, для увеличения срока службы ванн требуется плотность слоя СБС не менее 2100 кг/м^3. Обычные методы уплотнения не позволяют получить указанную плотность. Значительно увеличивает плотность получаемого слоя комбинация статического (предварительного) и динамического (окончательного) уплотнений, реализуемая с помощью представленной на рисунке 2 установки. Плотность слоя СБС будет зависеть от правильного подбора параметров уплотнения (скорости движения, амплитуды и частоты колебаний виброуплотнителей).

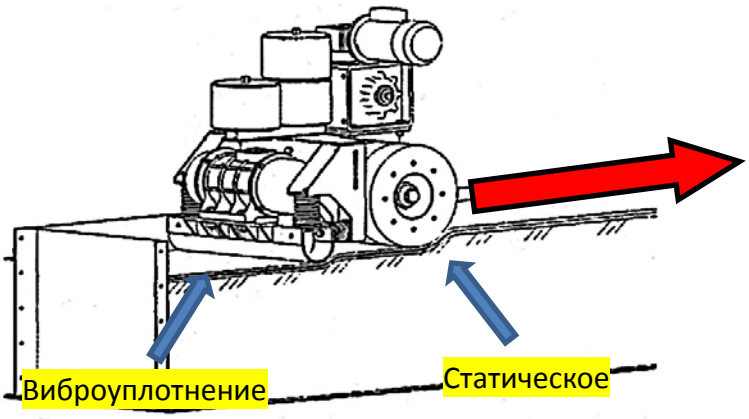


Рис. 2 – Установка для комбинированного уплотнения

Для проведения опытно-промышленных испытаний использовалась установка виброуплотнения дисперсных материалов (ВУДМ), разработанная специалистами Инженерно-технологического центра Компании «РУСАЛ» совместно с сотрудниками института горного дела СО РАН, сочетающая статический и динамический способы уплотнения [5].

Для проведения промышленных испытаний были подобраны две группы алюминиевых электролизеров типов С-175, С-190 и С-255, опытные и соответствующие им свидетели с близкой датой пуска. С периодичностью раз в квартал измерялись температуры кожухов в 17 точках на поверхности днища кожухов. Замеры показали, что электролизёры с неформованными материалами показывают большую тенденцию к стабилизации температуры в послепусковой период и в ходе нормальной эксплуатации. В ходе экспериментов был установлен оптимальный режим работы установки: скорость движения 0,3 м/мин., ударный режим работы вибровозбудителей, наличие пригрузов.

Замеры на работающих электролизёрах и результаты «сухих» выбоек показали, что предложенный метод формирования барьерного слоя позволяет получать надёжную защиту футеровочных материалов от пропитки компонентами электролита, находящихся в жидкой и газообразной формах. Как показывают результаты испытаний, в большинстве случаев показатели работы электролизёров с применением сухих барьерных смесей близки к аналогичным показателям электролизёров с кирпичной кладкой, что согласуется с результатами зарубежных исследований [6].

Исключение проникновения компонентов расплава в цоколь позволило увеличить срок службы электролизёров на 8 мес. в АО «РУСАЛ Саяногорск», что значительно снизило количество отходов отработанной футеровки. Кроме того, содержание соединений фтора в такой футеровке намного меньше, чем при пропитке солями, что не только снижает экологическую нагрузку, но даже позволяет рассматривать возможность переработки отходов огнеупоров и вовлечения их в другие технологические процессы. Работы в данном направлении ведутся.

В настоящее время монтаж всех электролизеров АО «РУСАЛ Саяногорск», направляемых на капитальный ремонт, осуществляется с использованием сухой барьерной смеси и установки виброуплотнения дисперсных материалов. Проводится тиражирование данной технологии на другие предприятия ОК «РУСАЛ».

Список литературы

1 Tabereaux A. Evaluation and performance of powder «Dry-Barrier» refractories for use in Aluminum cell cathodes / Tabereaux A., Mary A. Windfeld // Light Metals. – TMS, 1995. – P. 471-477.

2 Испытания барьерных материалов на криолитоустойчивость: методика и опыт работы / П. В. Поляков [и др.] / Алюминий Сибири: материалы междунар. конф. – 2005. – С. 331-338.

3 Свойства футеровочных материалов для электролизеров производства первичного алюминия / А. В. Прошкин [и др.] // Новые огнеупоры. – 2008. – №3. – С. 96-102.

4 Стрелов Н. К. Структура и свойства огнеупоров / Н.К. Стрелов – М.: Металлургия, 1982. - 208 с.

5 Новые технологии применения неформованных огнеупоров в конструкциях современных электролизёров / А. В. Прошкин [и др.] / Сб. докл. Междунар конгр. “Цветные металлы – 2011” – Красноярск: Версо, 2011. – С. 120.

6 Experiences with dry barrier powder materials in aluminium electrolysis cells // Siljan O. [et al] // Light Metals (TMS), 1998. – PP. 573-581.

УДК 669.2.018.674

К ВОПРОСУ ПЕРЕРАБОТКИ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ ФАЙНШТЕЙНОВ

Донцов А.В., Никитин И.А.
научный руководитель д-р техн. наук, проф. Чекушин В.С.
Сибирский федеральный университет

При переработке медно-никелевых сульфидных руд, в качестве одного из важнейших финишных продуктов металлургического обогащения выступает медно-никелевый файнштейн, содержащий от 75 до 90 % суммы цветных металлов. Характерной особенностью указанных материалов является сравнительно высокая концентрация извлекаемых металлов (от 30 до 65 % никеля и от 25 до 50 % меди) при сравнительно низком содержании железа – от 0,5 до 3,5 %. Концентрация серы изменяется от 7 до 25 %. Фазовый состав файнштейнов характеризуется присутствием хизлевудита Ni_3S_2, халькозина Cu_2S, халькопирита $CuFeS_2$, а также металлических сплавов с составе которых присутствуют железо, никель и медь [1]. Содержание металлической фазы в файнштейне достигает 13-15 %, базовой составляющей которой является никель – до 75 %. До 30 % никеля, присутствующего в файнштейне участвует в формировании металлических твердых растворов, содержащих до 2 % меди и до 50 % кобальта от общего их количества в материале. Кобальт в составе файнштейна не представлен самостоятельной фазой. Он изоморфно замещает железо и никель в кристаллических решетках соответствующих сульфидов [2]. В металлургической практике файнштейны подвергают разделению с получением никелевого и медного продуктов с использованием набора способов, базирующихся на различии физико-химических свойств сульфидов указанных металлов. Долгое время основным способом разделения компонентов файнштейна была плавка с участием неорганических веществ, выполняющих функции экстрагентов сульфидов меди. В качестве растворителя применяли сульфид натрия (температура плавления 1180 ºС [3]), эффективно растворяющий Cu2S. Способ разработан Томпсоном, но получил название процесса Орфорда [4].

Предложено [5] в качестве растворителя сульфидов меди использовать расплав хлористого натрия. Растворение сульфидов меди в расплаве NaCl (температура плавления 800,8 ºС [3]) проводят при температуре 900–950 ºС с последующей кристаллизацией при температуре 750 ºС. Сведения о составах разделяемых продуктов не приводятся. Исследовался процесс с применением хлоридов натрия, калия и меди в качестве растворителей сульфидов, присутствующих в файнштейне. Установлено, что наиболее эффективным растворителем сульфида меди является хлорид натрия, обеспечивающий извлечение из файнштейна до 98 % присутствующего сульфида меди.

Известно явление разделительной кристаллизации меди и никеля, а также металлических сплавов в условиях медленного охлаждения (40-80 ºС в час). Формирующиеся фазы характеризуются ростом размеров кристаллов [6]. Дендритные сростки сульфидов меди достигают размеров 1200–1300 мкм. При этом, зерна металлического сплава представлены частицами 10–20 мкм. Сульфиды никеля выступают в качестве цементирующего компонента в сростках сульфидов меди. Охлажденный файнштейн измельчают до крупности 98 % класса минус 0,053 мм и направляют на флотационное разделение.

В процессах автоклавного выщелачивания файнштейнов основной задачей является избирательное гидрометаллургическое разложение сульфидов никеля с переводом металла в раствор и накапливанием сульфидов меди в нерастворимом остатке [8]. При этом используют сернокислые, солянокислые и аммиачные среды.

Термодинамическая сущность разделения никеля и меди обусловлена существенным различием в величинах произведений растворимости сульфидов металлов (L_{CuS} = 10-36; L_{Cu2S} = 10-48; L_{NiS} = 10-21 [9]). Сера в процессах выщелачивания накапливается в виде элементной и сульфатной. Элементная сера может быть выделена в самостоятельный продукт флотацией из медного кека, осадки сульфидов меди перерабатывают по традиционной технологии (плавка – конвертирование – огневое рафинирование – электролитическое рафинирование). В операциях выщелачивания используют атмосферный и автоклавный варианты и имеют целью обеспечение глубокого извлечения никеля и серы. В качестве окислителя применяют кислород воздуха, технический кислород, а также растворы, содержащие в своем составе соединения меди. Никель из растворов выделяют с применением водородного восстановления в автоклавах, электроэкстракцией, кристаллизацией сульфата никеля.

В течение последних 70 лет, как за рубежом, так и в нашей стране проводились исследования по электрохимической переработке сульфидных никелевых и медных сплавов в сульфатных и сульфатно-хлоридных электролитах, основанные на избирательном разложении сульфида никеля с переводом его в раствор и накапливанием серы в анодном шламе в виде элементной [2, 11–13]. Указанный процесс может быть реализован в две стадии с получением катодного никеля на первой и катодного медного порошка – на второй.

Весьма эффективным способом отделения свежевосстановленного никеля от меди и кобальта является карбонилирование, осуществляемое при действии на металлический никель окиси углерода (40-80 ºС под давлением) [14]. Сформировавшееся соединение $Ni(CO)_4$ обладает существенной упругостью пара и отделяется от осадка сульфида меди отгонкой с последующей деструкцией соединения и образованием металлического никеля.

В противоположность обсуждавшимся выше приемам и методам переработки файнштейнов, имеющим целью разделение сульфидных соединений металлов, а также избирательное окислительное разложение их, нами предлагается непосредственное коллективное восстановление меди, никеля и кобальта с последующим разделением металлов методом магнитной сепарации. Предложение базируется на ранее выполненных исследованиях прямого восстановления меди и никеля из соответствующих концентратов флотационного разделения файнштейна [15]. При этом показана возможность эффективной металлизации меди при температурах 500–550 ºС, а также никеля при температурах – 650-700 ºС. В данной работе рассмотрены вопросы восстановления металлов непосредственно из файнштейнов в системе: сульфидный материал – расплав щелочи – кислород. Система отличается от ранее исследованной тем, что в соответствии с результатами термодинамических исследований, она представляется более предпочтительной по сравнению с ранее изученной системой: сульфидный материал – щелочь с точки зрения температурных условий осуществления. Последнее обусловлено тем, что наряду с восстановлением металлов собственной сульфидной серой, осуществляется конверсия накапливающейся элементной серы в сульфатную (реакции 1-8). Этот процесс реализуется с участием кислорода воздуха, окислительные свойства которого катализируются вводимым в систему техническим кислородом.

$$0{,}5\ Cu_2S + NaOH + 0{,}75\ O_2 = Cu + 0{,}5\ Na_2SO_4 + 0{,}5\ H_2O \quad (1)$$

$$CuS + 2\ NaOH + 1{,}5\ O_2 = Cu + Na_2SO_4 + H_2O \quad (2)$$

$$CuFeS_2 + 4\ NaOH + 3{,}5\ O_2 = Cu + FeO + 2\ Na_2SO_4 + 2\ H_2O \quad (3)$$

$$NiS + 2\ NaOH + 1{,}5\ O_2 = Ni + Na_2SO_4 + H_2O \quad (4)$$

$$NiS_2 + 4\ NaOH + 3\ O_2 = Ni + 2\ Na_2SO_4 + 2\ H_2O \quad (5)$$

$$0{,}3\ Ni_3S_2 + 1{,}34\ NaOH + O_2 = Ni + 0{,}6\ Na_2SO_4 + 0{,}6\ H_2O \quad (6)$$

$CoS + 2\ NaOH + 1{,}5\ O_2 = Co + Na_2SO_4 + H_2O$ (7)

$CoS_2 + 4\ NaOH + 3\ O_2 = Co + 2\ Na_2SO_4 + 2\ H_2O$ (8)

Предлагаемый подход к осуществлению восстановительного процесса получения металлических фаз свидетельствует о высокой доле вероятности его реализации при умеренных температурах. Это важно для процесса восстановления меди, который сопровождается спеканием вновь образуемой металлической фазы

Проведены исследования влияния температуры на металлизацию в присутствии технического кислорода, расход которого составляет 10 % (масс) от теоретически необходимого для окисления присутствующей серы. Для исследований был взят образец файнштейна следующего состава, %: 42,4 Ni; 29,3 Cu; 1,1 Co; 2,8 Fe, 22,3 S. Никель в файнштейне представлен хизлевудитом (92 %) и металлической фазой, медь присутствует в виде халькозина (72 %), халькопирита (8 %), сульфидных соединений нестехиометрического состава, близких к халькозину (14 %) и металлической фазы (6 %), кобальт присутствует в виде CoS. Температурный интервал исследований 350-500 °С. По данным рентгенофазового анализа, через 20 мин перемешивания фаз при температуре 400 °С более 97 % меди, никеля и кобальта, присутствующих в твердом продукте восстановления, представлено металлическими фазами. Важной особенностью восстановительного процесса является то что образующаяся свежевосстановленная медь присутствует в кеке в виде рыхлых укрупненных частиц, что существенно отличает их от продуктов восстановления, получаемых при температуре 550 °С. Повышение температуры восстановительной системы до 500 °С способствует существенному возрастанию содержания в продукте восстановления спекшегося металла. Полученный материал практически не содержит сульфидов металлов (менее 0,5 %). Наряду с металлической фазой присутствуют сплавы железа с никелем (до 7 %), а также оксиды никеля (0,3-0,7 %), кобальта (0,5 %) и меди (0,2-0,3 %). Щелочной плав характеризуется существенным снижением содержания щелочи по сравнению с вводимой в операцию, что объясняется, прежде всего, химическими причинами, в том числе, образованием сульфата натрия. Содержание последнего в плаве составляет около 30 %. Практически вся сульфидная сера превращается в сульфатную.

В результате восстановления металлов из файнштейна получается дисперсный порошок металлических никеля, меди и кобальта, оксидных соединений железа, никеля и меди. Щелочной плав представлен каустической содой, содержащей в своем составе сульфат натрия. Выход твердой фазы составляет 73–74 % от массы исходного материала. Состав ее при выходе 73,5 % следующий, %: Ni – 57,7; Cu – 39,2; Co – 1,5; NiO – 0,95; Fe_3O_4 – 4,9; CuO – 1,08. После переработки 100 вес. ед. файнштейна, в щелочном плаве содержится 245 вес. ед. NaOH, 100,8 вес. ед. Na_2SO_4 (29,1 %). Применение метода магнитной сепарации в промышленной практике получения металлического никеля решает, как правило, задачи обогащения, связанные с отделением магнитной фракции, представленной металлическим никелем и его сплавами с железом от сопутствующих немагнитных сульфидных или оксидных составляющих, в зависимости от состава промпродуктов. Предприняты исследования магнитного сепарирования продукта восстановления металлов непосредственно из щелочного плава после завершения операции металлизации [16]. При этом процесс сепарирования проводили после снижения температуры системы до 340–345 °С. Магнитное сепарирование из расплавов обеспечило выход магнитного продукта на уровне 61 % и, соответственно, немагнитного – около 39-40 %. Результаты фазового анализа продуктов разделения свидетельствуют о том, что компонентами магнитного материала, выход которого 61 %, являются никель (91 %), оксид железа (7,6 %) и кобальт (3,2 %), немагнитный материал содержит до 95 % меди, оксиды никеля (2,3 %)

и меди (2,7 %). Совместно с магнитным продуктом выводится 44-46 % щелочногоплава.

В первом приближении, получаемый магнитный продукт может быть использован для производства высококачественного никеля с использованием карбонил-процесса.

Список литературы

1. Резник И.Д. Никель: В 3 томах. / И.Д. Резник, Г.П. Ермаков, Я.М. Шнеерсон. – М.: Машиностроение, 2004.
2. Чижиков Д.М. Электрометаллургия медно-никелевых сульфидных сплавов в водных растворах / Д.М. Чижиков, З.Ф. Гуляницкая, Л.В. Плигинская, Е.А. Субботина. – М.: Наука. – 1977. – 264 с.
3. Справочник химика: в 5 т. Т. 2./ Под общ.ред. Б.П. Никольского. - Л.-М.: ГХИ, 1963. – 987 с.
4. Цейдлер А.А. Металлургия меди и никеля / А.А. Цейдлер. – М.: Металлургиздат, 1958. – 391 с.
5. Мельников Ю.Т. Совершенствование технологии переработки медно-никелевых концентратов / Ю.Т. Мельников, Д.О. Криницын Сборник докладов 5 международного конгресса «Цветные металлы и минералы» // Красноярск, 2013. – с. 223 – 227.
6. Худяков И.Ф. Металлургия меди, никеля и кобальта. В 2 т. / И.Ф. Худяков, А.И.Тихонов, В.И.Деев, С.С. Набойченко, изд. 2-е, перераб. и доп. – М.: Металлургия, 1977.
7. Мечев В. В. Использование лигатуры на основе- оксида бора для разделения высокомедистого медно-никелевого файнштейна / В.В. Мечев, Г.С. Смирнов, О.А. Власов // Цветные металлы. 2002. – № 7. – с. 30–33.
8. Набойченко С.С. Автоклавная гидрометаллургия цветных металлов. / С.С. Набойченко, Л.П. Нии, Я.М. Шнеерсон, Л.В. Чугаев – Екатеринбург: УГТУ-УПИ, 2002. – 939 с.
9. Наумов, Г.Б. Справочник термодинамических величин (для геологов) [Текст]/ Г.Б. Наумов, Б.Н. Рыженко, И.Л. Ходаковский. - М.: Атомиздат, 1971. – 237 с.
10. Борбат В. Ф. Новые процессы в металлургии никеля и кобальта / В.Ф. Борбат, И.Ю. Лещ. – М.: Металлургия. – 1976. – 360 с.
11. Михайлов В.В., Счастливый В.П., Певзнер Г.Р. Особенности применения электролиза сульфидных никелевых анодов на зарубежных заводах / В.В. Михайлов, В.П. Счастливый, Г.Р. Певзнер // Бюл. 1ДИИН. Цветная металлургия, 1971, № 20. – 33 с.
12. Селиванов Е.Н. Электрохимическое окисление никелевых сульфидно-металлических сплавов / Е.Н. Селиванов, О.В. Нечвоглод, Л.Ю Удоева, С.В. Мамяченков, В.А. Сергеев // Известия вузов. Цветная металлургия. – 2010. – № 2. – с. 20 – 25.
13. Огородников Ю.И. Электровыщелачивание халькогенидных материалов / Ю.И. Огородников, Е.И. Пономарева. – М.: Наука. – 1983. – 175 с.
14. Кипнис А.Я. Карбонильный способ получения никеля / А.Я. Кипнис, Н.Ф. Михайлова, Г.Р. Певзнер. – М.: Цветметинформация. – 1972. – 101 с.
15. Чекушин В.С. Щелочная плавка в процессах восстановления и экстракции тяжелых цветных металлов / В.С. Чекушин, Н.В. Олейникова // ISBN 978-5-903-293-12-4 – Красноярск: ООО «Поликом», 2011.– 331 с.
16. Чекушин В.С. Исследование вопросов переработки плавов восстановления никеля из сульфидов в щелочных средах / В.С. Чекушин, Н.В. Олейникова, А.В. Донцов, М.А. Шубакова // Технология металлов. – 2010. - № 3. – с. 2-5.
17. Смитлз К.Д. Металлы / К. Д. Смитлз. – М.: Металлургия. – 1980. – 447 с.

УДК 658.531

ПОВЫШЕНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ТРУДА ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРЕДПРИЯТИЯ: ИЗУЧЕНИЕ ЗАТРАТ РАБОЧЕГО ВРЕМЕНИ

Дударева А.А., Морозова К.С.
научный руководитель доц. Твердохлебова Т.В.
Сибирский федеральный университет

Эффективность производства является одной из главных характеристик хозяйственной деятельности предприятия. Существует много путей и много показателей повышения эффективности производства. Основными факторами повышения экономической эффективности производства являются техническое и организационное развитие. В обеспечении успешной деятельности предприятия важное значение имеет рациональное строение организационной и технической структуры. Основные виды затрат и основные пути повышения эффективности производства см. Рисунок 1.

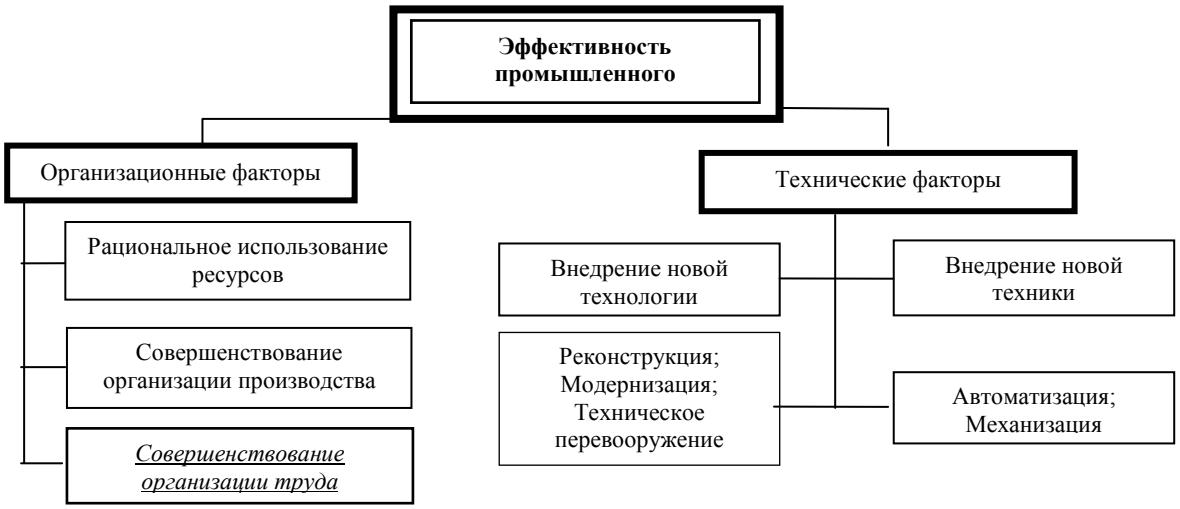


Рис.1 – Факторы, влияющие на повышение эффективности производства

На производство промышленной продукции, прежде всего, расходуются материальные ресурсы: сырье и материалы, топливо, электроэнергия. Сокращение вышеперечисленных затрат на единицу продукции – важный источник повышения эффективности производства. Еще одним из источников повышения эффективности производства являются трудовые ресурсы. Квалифицированный работник, является важнейшей производительной силой общества. Достаточная обеспеченность предприятий работниками, обладающими необходимыми знаниями и навыками, их рациональное использование, высокий уровень производительности труда имеют большое значение для увеличения объемов продукции и повышения эффективности производства. В частности, от обеспеченности предприятия трудовыми ресурсами и от их эффективной работы зависит объем и своевременность выполнения всех работ, степень использования оборудования, машин, механизмов и, как результат, объем производства продукции, ее себестоимость, прибыль и ряд других экономических показателей.

В современных условиях высокоразвитого производства, оснащенного различной техникой, совершенствование организации труда на предприятии имеет особую важность. С помощью правильной организации труда работников

определенных участков, подразделений предприятий возможно избежать потери времени по организационно-техническим причинам; потери, которые зависят от самого работника; непроизводительные затраты рабочего времени.

Отрицательные моменты организации труда и производственного процесса возможно распознать с помощью проведения наблюдений и составления фотографий рабочего дня.

Фотография рабочего дня (ФРД) позволяет измерить все без исключения затраты времени исполнителя за определенный период времени. Анализ ФРД показывает точную структуру рабочего времени; квалификацию исполнителей производственного процесса; позволяет установить нормы на работу, так же установить причины невыполнения норм; выявить потери рабочего времени; усовершенствовать процесс организации труда и эффективности работы сотрудника.

С целью изучения и выявления потерь рабочего времени было проведено исследование, объектом которого явилось золотодобывающее предприятие. Основное производство продукции осуществляет золотоизвлекательная фабрика (ЗИФ), она занимается непосредственно извлечением золота и формированием слитков. Работа золотоизвлекательной фабрики обеспечивается службами вспомогательных производственных подразделений.

На рассматриваемом предприятие была проведена исследовательская работа с целью определения и анализа фактических затрат рабочего времени, оценке потерь рабочего времени работников структурных подразделений.

В силу специфики вспомогательных подразделений оценка эффективности их функционирования более затруднительна, и требует детального анализа проведенных ФРД.

Проведение наблюдения состоит в последовательной и подробной записи в наблюдательном листе всего происходящего на рабочем месте.

В ходе анализа наблюдений затраты рабочего времени были разделены на 3 категории:

– производительное время;
– непроизводительное время;
– потери рабочего времени.

Для упорядочения информации исследовательской группой была создана система индексации затрат рабочего времени, представленная в таблице 1.

Анализ ФРД позволяет увидеть реальную картину занятости рабочего в смену, также помогает определить долю оперативной работы и долю потерь рабочего времени. Приведем пример анализа потерь рабочего времени электрослесаря по ремонту оборудования 4-5 разряда цеха сетей и подстанций.

По данной профессии было проведено 12 наблюдений, по результатам которых был сформирован фактический баланс рабочего времени см. Таблицу 1.

Таблица 1 – Фактический баланс рабочего времени электрослесаря

№ п/п	Категория затрат рабочего времени	№ ФРД:	Электрослесарь	
		Индекс	час:мин	%
1	**Производительное время**		**47:40**	**36,1**
2	**Непроизводительное время**		**44:02**	**33,4**
3	**Потери рабочего времени**	**П**	**40:18**	**30,5**
3.1	Нарушение трудовой дисциплины	П (нтд)	4:38	**3,5**

№ п/п	Категория затрат рабочего времени	№ ФРД:	Электрослесарь	
3.2	Низкая оснащенность рабочего места средствами технологической и организационной оснастки	П (осн)	1:04	**0,8**
3.3	Низкий уровень организации производственного процесса	П (орг.пр)	23:50	**18,1**
3.4	Низкий уровень организации трудового процесса	П (орг.тр)	9:24	**7,1**
3.5	Низкий профессионально-квалификационный уровень персонала	П (пр-кв)	1:22	**1,0**
ИТОГО		**Тсм**	**132:00**	**100**
ИТОГО (без учета потерь рабочего времени)			**91:42**	**69,5**

Помимо определения структуры затрат рабочего времени с помощью анализа ФРД выясняются причины простоев, которые негативно сказываются на рабочем процессе.

Фактический баланс рабочего времени электрослесаря цеха сепей и подстанций показал, что основную долю потерь занимают организационные моменты.

Потери рабочего времени по организационным причинам обусловлены территориальной отдалённостью от обслуживаемых подстанций. При выполнении работ на удаленных участках ЦСПЭ привлекается транспортное средство с других вспомогательных производственных подразделений. При этом возникает сложность планирования перемещения работников и их инструментов, механизмов и приспособлений для ремонта.

В период наблюдения были зафиксированы случаи, когда служебный автомобиль был одновременно необходим нескольким подразделениям, что приводило к длительным ожиданиям и как следствие, несвоевременному выполнению ремонтных работ на удаленный подстанциях.

Для более эффективного использования рабочего времени электрослесаря по ремонту оборудования 4-5 разряда, необходимо устранить потери времени по организационным причинам, нарушениям трудовой дисциплины, а также потери, связанные с низким уровнем организации трудового процесса.

Исследование затрат рабочего времени позволяет выявить «узкие» места в организации трудового процесса в подразделениях. Наиболее эффективно единовременное проведение ФРД на всех рабочих местах подразделения. Совершенствование организации труда произойдет при условии устранения негативных факторов, влияющих на производственный процесс, что приведет к повышению эффективности производства.

Анализ ФРД позволяет предложить оптимальную организацию труда и организацию производственного процесса, что приводит к повышению производительности труда и, как следствие, эффективной работе предприятия.

Список литературы

1. Твердохлебова Т.В., Данилова Л.В., Кузьмин М.С. Инновационные подходы в организации труда вспомогательного производства на предприятиях горно-металлургического комплекса // Периодический журнал ВАК Сибирского федерального университета «Humanities & Social Sciences» - 2012. - №5. С 1336-1341
2. Зайцев Н.Л. Экономика промышленного предприятия: учебно-практическое пособие 6 издание / Н.Л. Зайцев – М.: ИНФРА-М, 2008. 412 с.
3. Черкасов Ю.И. Составление и перспективы использования трудовых ресурсов / Ю.И. Черкасов // Вестник Челябинского государственного университета: теоретический и науч.-практич.журн. – Челябинск – 2006 - №5.-306с.

УДК 66.014

ОБЕЗБЛАГОРАЖИВАНИЕ МАТОЧНОГО РАСТВОРА АФФИНАЖНОГО ПРОИЗВОДСТВА.

Дыба А. Р.
научный руководитель канд. тех. наук Миронкина Н. В.
Сибирский федеральный университет

В течение многих лет для металлургических и аффинажных производств остается актуальной задача, связанная с обеспечением глубокого извлечения драгметаллов из растворов концентрированием их в продуктах, направляемых в основной технологический процесс.

Основными известными перспективными направлениями извлечения благородных металлов из растворов являются:

-электрохимическое восстановление;

-гидролитическое осаждение;

-сорбция на различного типа синтетические сорбенты, в том числе высокотемпературная сорбция и метод молекулярного распознавания;

-экстракция, в том числе высокотемпературная;

-осаждение труднорастворимых соединений, преимущественно серосодержащих, в том числе с применением автоклавных технологий;

-восстановление с использованием газообразных, водорастворимых неорганических и органических реагентов;

-восстановление металлов цементацией.

В большинстве случаев эффективное применение указанных способов возможно при условии соответствующей корректировки растворов, связанной с предварительной подготовкой ионов металлов к восстановительным процессам или координационным взаимодействиям. Суть этой подготовки состоит, прежде всего, в изменении степени окисления иона металла, а также изменении вещественного состава его координационного изменения.

На ОАО «Красцветмет» технологии получения аффинированных металлов платиновой группы связаны с образованием маточных растворов различного вещественного состава, отличающихся содержанием благородных и цветных металлов. Такие растворы направляют на обезблагораживание т.е. из них выделяют благородные металлы, которые возвращают на переработку обратно в аффинаж.

По сегодняшний день процесс обезблагораживания представляет собой многостадийную комбинированную технологию, основанный на использовании цементационных процессов и осаждении труднорастворимых серосодержащих соединений.

Цементация – процесс контактного электрохимического вытеснения одних металлов другими из их соединения, находящихся в растворах. Железо восстанавливает драгоценные металлы до элементарного состояния по реакциям:

$Na_2[PtCl_4] + Fe \rightarrow Pt + FeCl_2 + 2NaCl,$ (1)

$2Na_3[RhCl_6] + Fe \rightarrow Rh + 3FeCl_2 + 6NaCl.$ (2)

Скорость и полнота процесса цементации драгоценных металлов зависят от его продолжительности, кислотности, температуры, скорости перемешивания, природы и состава растворов. В кислых растворах (величина pH менее 1,0) протекает нежелательная побочная реакция:

$H_2SO_4 + Fe \rightarrow FeSO_4 + H_2\uparrow.$ (3)

В этом случае железо расходуется на нейтрализацию избыточной кислоты, происходит растворение образовавшегося цементата. В растворах с величиной pH более 2,0 скорость цементации снижается, но полнота извлечения драгоценных металлов в цементат увеличивается за счёт соосаждения их с образующимся гидроксидом железа.

Способ цементации металлов, включает обработку водных растворов, содержащих извлекаемые металлы, металлическим порошком (цементатом) при температуре с последующим разделением раствора и цементата, содержащего извлекаемые металлы.

Обычно для цементации используют такие доступные активные металлы, как Zn, Al, Fe. Нередко применяют сплавы, чаще всего это твердые растворы на основе осаждающего металла, что позволяет тонко регулировать стандартный потенциал. На предприятии ОАО «Красцветмет» используют цементацию железным порошком.

После проведения основных операций раствор подвергают «жёсткой» цементации железным скрапом. «Жёсткая» цементация позволяет полностью извлечь драгоценные металлы из производственных растворов до установленного норматива потерь.

Список литературы

1. Битиш, Ф. Аналитическая химия : справ. – Москва : Химия, 1980. – 106 с.
2. Чугаев, Л. В. Металлургия благородных металлов : уч. для вузов : Москва : Металлургия, 1987. – 432 с.

УДК 66.067.8.09

ОБЕЗВРЕЖИВАНИЕ СТОЧНЫХ ВОД АФФИНАЖНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Иванова Н.А.
научный руководитель канд. техн. наук Миронкина Н.В.
Сибирский федеральный университет

На сегодняшний день приоритетной задачей для металлургических и аффинажных производств является сокращение фактических выбросов вредных веществ в атмосферу и в воду.

Сточные воды металлургических предприятий имеют большое разнообразие загрязняющих элементов. Наиболее перспективными методами очистки стоков являются:

- химический *(нейтрализация, окисление)*
- физико-химический *(сорбция, обратный осмос)*

Выбор той или иной схемы очистки зависит от объема образующихся стоков и загрязняющих веществ.

В настоящее время ОАО «Красцветмет» в среднем образуется 40-50 тысяч $м^3$ сточной воды в год. На предприятии существуют три вида стоков:

В настоящее время на аффинажном производстве образуются три вида стоков:

1. Высокоминерализованные стоки («богатые»), которые содержат весь комплекс солей, используемых в настоящее время предприятием, а также катионы тяжелых металлов и железа, содержащиеся в сырье или используемых в технологическом процессе. Содержание солей в «богатых» стоках составляет около 70 г/л;

2. Слабоминерализованные стоки («бедные») – стоки пенных аппаратов газоочистки, которые представляют собой слабый раствор летучих реагентов, используемых в аффинажном производстве, различных кислот и аммиака. Содержание солей в «бедных» стока не более 3 г/л;

3. Условно-чистые воды – воды вакуумнасосов технологических цехов. Содержание солей в этих стоках не более 0.2 г/л.

Для очистки «богатых» стоков выполняются последовательно следующие операции: обработка стока известковым молоком (нейтрализация), отдувка в газовую фазу аммиака и фильтрование пульпы.

В процессе операции нейтрализации происходит очистка раствора от тяжелых цветных металлов и железа путем перевода их в осадок гидроксидов и отгонка аммиака по реакциям:

$$FeSO_4 + Ca(OH)_2 \rightarrow CaSO_4 \downarrow + Fe(OH)_2 \downarrow \quad (1)$$

$$[Zn(NH_3)_4]Cl_2 + Ca(OH)_2 \rightarrow Zn(OH)_2 \downarrow + CaCl_2 + 4NH_3 \uparrow \quad (2)$$

Степень очистки сточной воды зависит от температуры, вида нейтрализующего реагента, т.е. сухая известь или раствор, продолжительности процесса, концентрации, соотношения и pH очищенного раствора.

В ходе исследований, по оптимальном выбору реагента, было выяснено, что большее количество примесей осаждается при использовании насыщенного раствора известкового молока.

Метод нейтрализации известковым молоком является наиболее дешевым, доступным и распространенным. Но данный метод не позволяет полностью очистить сток до уровня ПДК.

Так этот метод полностью не позволяет очистить растворы, то наиболее перспективным методом является упаривание богатых стоков до получения сухой соли NaCl и концентрированного раствора $CaCl_2$.

«Бедные» стоки очищают методом обратного осмоса. Полученные по итогам очистки растворы могут быть использованы для хозяйственных нужд предприятия.

Список литературы

1. Химические методы очистки сточных вод [электронный ресурс] – Режим доступа: http://studme.org/

2. Химическая очистка производственных сточных вод [электронный ресурс] – Режим доступа: http://www.bibliotekar.ru/

УДК 622.7

К ПРОБЛЕМЕ СЕЛЕКЦИИ СВИНЦОВО-ЦИНКОВЫХ РУД

Игнатьева Е.В., Прокопьев И.В.
научный руководитель канд. техн. наук Алгебраистова Н. К.
Сибирский федеральный университет

Основным источником стратегически важных цветных металлов, таких как свинец и цинк являются сульфидные полиметаллические руды. Как и другие полиметаллические руды, свинцово-цинковые руды обогащаются флотационным методом по прямой селективной схеме, либо по коллективно-селективной схеме флотации. Выбор технологической схемы флотации свинцово-цинковых руд определяется вкрапленностью ценных минералов, наличием активированных разновидностей сфалерита и пирита, их вкрапленности и флотируемости, характера вмещающих пород. В каждом конкретном случае он производится с учетом результатов анализа технологических и экономических преимуществ различных вариантов схем. Стоит отметить, что общей чертой между схемами прямой селективной и коллективно-селективной флотации является то, что чаще всего первым депрессируют сфалерит [1].

Одна из остро стоящих проблем при обогащении свинцово-цинковых руд – селекция минералов; от эффективности этого передела зависят дальнейшие технологические и экономические показатели. Сложность вещественного состава руд, использование развитых схем и режимов, необходимых при флотации, определяют относительно низкие технологические показатели их обогащения. Извлечение металлов в одноименные концентраты составляет для свинца 66 – 89% , цинка 73 – 94%.

По данным [2-4], за рубежом чаще применяют депрессию сфалерита методом Шеридана-Гризвольда (цианид в сочетании с сульфатом цинка в щелочной среде). Иногда используют только один цианид (фабрика «Сулливан», «Ривес Макдональд»), а также сочетание цианида с Экоф Р-82 или цинковым купоросом.

К недостаткам применения цианидов в качестве реагентов можно отнести следующие:

- частично растворяют и депрессируют золото, что вызывает потери благородного металла;
- являются сильным ядом. Следовательно, необходимо особо строго соблюдать правила техники безопасности, а также необходимо обезвреживать удаляемые из фабрики хвосты и сточные воды;
- можно использовать только в щелочных средах, так как в кислой среде выделяется синильная кислота, являющаяся сильнейшим ядом.

Цель исследований - разработка экологически безопасного и эффективного реагентного режима селекции свинцово-цинкового концентрата.

Объект исследования - коллективный свинцово-цинковый концентрат, полученный из руды Горевского месторождения.

Флотационные исследования проводились на механических флотационных машинах с различными объемами камер, используемые реагенты имели марку «ХЧ». Коллективный свинцово-цинковый концентрат для исследований получен с добавлением дизельного топлива к основному собирателю – ксантогенату с целью снижения потерь ценных компонентов с хвостами флотации. При дальнейших исследованиях качественная оценка технологических показателей продуктов цикла

селекции осуществлялась с помощью «цинкового модуля», которая рассчитывалась как отношение извлечения цинка к извлечению свинца в пенном продукте.

Для изучения флотационных свойств коллективного концентрата была реализована схема, представленная на рисунке 1.

Рис1 – Схема селекции с добавлением цинката натрия

Для депрессии сфалерита использовался цинкат натрия, расход которого выбран в соответствии практики действующих предприятий. Результаты исследований приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты селекции с добавлением цинката натрия

Продукты	Выход		Содержание		Извлечение		Цинковый модуль
	г	%	Pb	Zn	Pb	Zn	
концентрат 1	19	39,58	17,30	10,74	67,00	60,78	0,9
концентрат 2	9	18,75	9,75	18,79	17,89	26,17	1,46
хвосты	20	41,67	3,71	2,19	15,11	13,05	0,86
коллективный к-т	48	100	10,22	7,00	100	100,00	

Как видно из таблицы 1, добавление цинката натрия не приводит к эффективной селекции: цинковый модуль первого продукта 0,9. Были проведены дополнительные исследования с применением других реагентов-депрессоров по изучению влияния различных факторов на показатели селекции, таких как тонина помола, расход реагентов и pH пульпы. Цинковый модуль в этих исследованиях лежал в пределах от 0,75 до 1,28, что не отвечает предъявляемым требованиям.

Низкие показатели разделения можно объяснить тем, что при получении коллективного концентрата применялся дизельное топливо в качестве дополнительного собирателя. Известно, что дизельное топливо сорбируется на минеральной поверхности по механизму избирательного смачивания с образованием дисперсионных межмолекулярных сил между углеводородными цепями реагента и поверхностью минерала. Такая сорбция требует дополнительных операций для разупрочнения такой связи.

С целью десорбции аполярного собирателя с поверхности сульфидов дальнейшие исследования выполнены с добавкой сернистого натрия и последующей отмывкой коллективного концентрата. Технологическая схема представлена на рисунке 2.

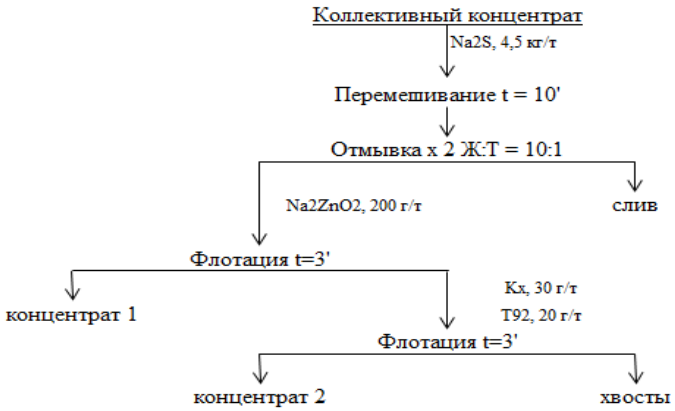


Рис.2 – Схема селекции с предварительной десорбцией

Таблица 2 – Результаты селекции после отмывки

Продукты	Выход	Содержание		Извлечение		Цинковый модуль
	%	Pb	Zn	Pb	Zn	
концентрат 1	10,87	32,86	7,62	31,79	11,23	0,35
концентрат 2	17,39	25,75	8,97	39,85	21,15	0,53
Хвосты	71,74	4,44	6,95	28,36	67,62	2,38
коллективный к-т	100,00	11,23	7,37	100,00	100,00	

Как видно из результатов, после отмывки коллективного концентрата с сернистым натрием, цинковый модуль и выход для первого продукта снизились на 0,55 и 28,71% соответственно. Содержание свинца в свинцовом концентрате увеличилось, но потери с хвостами возросли. Следовательно, десорбция реагентов происходит как с поверхности сфалерита, так и с поверхности галенита и при дальнейших исследованиях необходим подбор селективно действующих реагентов-собирателей. Для эффективного разделения минералов требуется внедрения дополнительных мероприятий, направленных на подготовку коллективного концентрата к селекции, в виде отмывки или других специальных методов.

Список литературы

1. Абрамов, А.А. Флотационные методы обогащения. Учебник для вузов. С 710.

2. Бочаров, В.А., Кузьмин В.А., Юшина Т.И., Игнаткина В.А., Хачатрян Л.С., Чантурия Е.Л., Вишняков А.А. Технологическая оценка основных направлений комплексной переработки упорных полиметаллических руд и продуктов. Горный информационный аналитический бюллетень № 12.

3. Клебанов, О.Б., Шубов Л.Я., Щеглова Н.К. Справочник технолога по обогащению руд цветных металлов. Справочник. С 472.

4. Bulatovic, S. M. Handbook of flotation reagents. Chemistry, theory and practice flotation of sulfide ores : handbook. Elsevier, 2007.

УДК 622.7

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА УГЛЕРОДСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ ПОПИГАЙСКОЙ АСТРОБЛЕМЫ

Капустина М.В., Колотушкин Д.М.
научный руководитель канд. техн. наук, доц. Н.К. Алгебраистова
Сибирский федеральный университет

Целью данной работы является оценка обогатимости тяжёлой фракции, выделенной из углеродсодержащего материала Попигайской астроблемы.

Россия - обладатель крупнейшего в мире месторождения бесценных алмазов. Свойства этих алмазов уникальны. Ни одно из известных в природе веществ ими не обладает. По абразивной способности порошки импактных алмазов превосходят природные и искусственные технические в 1,8-2,4 раза, а полученный на их основе сверхтвердый материал и изделия из него не менее чем в 2,0-2,5 раза. Детали на основе порошка импактных алмазов превзошли по производительности аналогичные изделия из синтетических алмазов более чем в 2 раза [1]. Импактное сырье новое для современных технологий, их добыча не ведется, имеется мало информации о технологических свойствах. Исходя из всего вышесказанного, тема исследований является актуальной.

Одной из самых уникальных астроблем Земли является 100-километровый Попигайский кратер на севере Сибири, который включён в Список Геологического Наследия ЮНЕСКО по первой, наивысшей категории. Его метеоритное происхождение было впервые предположено Л.В.Фирсовым и А.Л. Яншиным в 1964 г[1]. Как утверждают Каменев Е.Н. и Лопатин Б.Г., кратер был образован в результате удара астероида 35,7±0,2 миллионов лет назад, в конце эпохи эоцена[2].

В породах кратера обнаружены все известные признаки ударного метаморфизма, включая коэсит, стишовит и импактные алмазы. За кратерное поле рассеяния импактных алмазов прослежено на расстояния до 500 километров.

Импактные алмазы были обнаружены так же в россыпях обычных алмазов севера Якутии. Исследования показали полную аналогию Попигайских алмазов и якутитов, что позволило интерпретировать якутиты как продукты дальнего закратерного выброса[1].

Физические свойства импактных алмазов. Минерал, образованный из графита в момент импактного события (удара астероида) является тончайшим агрегатом двух основных фаз, обычного алмаза с кубической структурой и лонсдейлита с гексагональной структурой. Исходный графит был достаточно окристаллизован и в соответствии со своей структурой имел слоистое строение. Поэтому импактный алмаз, представляющий собой параморфозу по графиту, наследует его слоистость и имеет пластичную форму по уплощению, благодаря которой хорошо раскалывается. Лонсдейлит - представляет собой одну из аллотропных модификаций углерода. Элементарная ячейка лонсдейлита содержит четыре атома, а ячейка алмаза восемь[3].

Исследовательская часть

Проба материала для исследований была предоставлена Красноярским научно-исследовательским институтом геологии и минерального сырья (КНИИГиМС). Материал представляет собой тяжелую фракцию отсадочной машины «Джига». Минеральный состав пробы: гранат, рутил, дистен, моноклинные пироксены, кварц, сфалерит, тремолит, шпинель, оливин.

Перед исследованиями, алмазоносное сырье сокращалась с соблюдением всех правил опробования и расчета минимальной массы пробы [4].

Методы исследований. При выполнении работы использовались технические, математические, флотационный, гравитационный и специальные методы исследований.

Флотационный метод: (флотомашина 237 ФЛ) – камера 0,5 л, масса навески 200 г, класс -0,5+0 мм, реагенты: дизельное топливо – 300 г/т, оксаль – 75 г/т, сода – 300 г/т.

Исследование гранулометрической характеристики проводили на стандартном наборе сит 3, 2 ,1.5, 1, 0.5 мм.

Кинетика измельчения: отношение Т:Ж:С = 1:0,5:4, масса навески 400 г, крупность -3+0,5 мм.

Гравитационный метод: концентрационный стол: (СКО-0,5П) – поток по твёрдому-10,14 кг/ч, расход воды 9,6 л/мин, угол наклона деки стола 5^0. Отсадочная машина (ЦНИГРИ ЗОЛОТО) – расход воды 12 л, продолжительность разделения составила 10 минут, поток по твердому 108 кг/ч, крупность -3+0,5. Концентрационный стол (Gemeni) – поток по твердому- 4,2 кг/ч, расход воды 9,6 л/мин.

Магнитный метод: электромагнитная сепарация (электромагнитный валковый сепаратор - ЭВС 10/5) – для сильномагитной фракции - напряженность поля 600 А/м при силе тока 2 А и индукции 0,7 Тл, для слабомагнитной: 1000 А/м, 12 А и 1,9 Тл.

Плита электрическая ЭП – 6П фирмы «Abat» температура 100 ± 5^0С.

Из высушенных продуктов отбирались пробы в соответствии с методическими рекомендациями [4] на количественные анализы.

Предварительная схема исследований, представленная на рисунке 1, была выбрана на основании практики извлечения алмазов из кимберлитов.

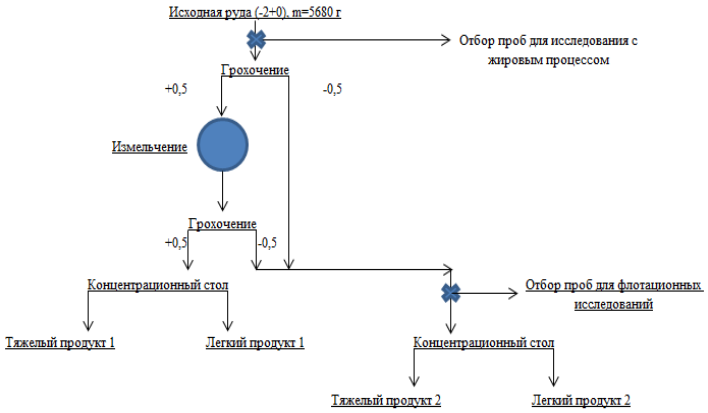


Рис.1 – Предварительная схема исследований

Схема включала предварительное грохочение для отсева класса -0,5+0 мм от исходного материала. Перед грохочением проводили отбор проб для исследований жировым процессом. Класс +0,5мм после грохочения измельчали для высвобождения углеродного сырья от сростков (по данным ГПК «КНИИГиМС» в исходной пробе часть углеродного сырья представлена в виде сростков).

При измельчении был выбран «щадящий» режим для обеспечения сохранности алмазов. Слив мельницы после грохочения, подвергался гравитационному и флотационному методам обогащения. Анализ продуктов обогащения показал отсутствие концентрации ценного компонента в тяжёлых и пенных продуктах операций технологической схемы.

Схема была доработана, в неё были включены операции магнитной сепарации, исключили пенную флотацию, а гравитационный метод реализовывали на концентрационном столе « Gemeni» (см. рис 2).

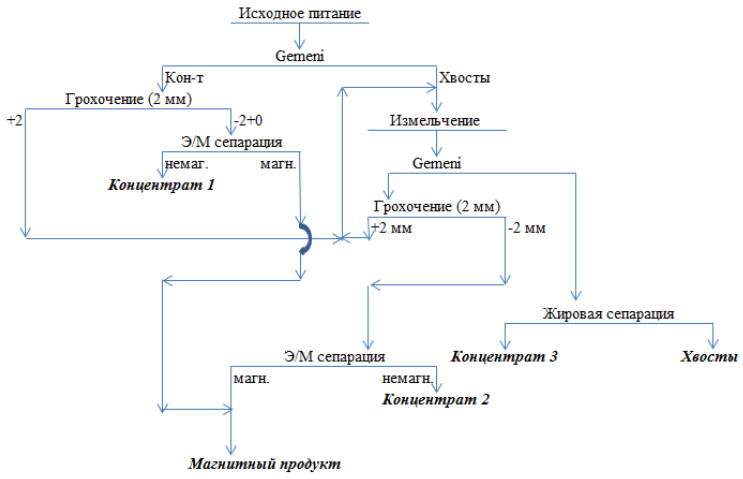


Рис.2 – Технологическая схема (доработанный вариант)

Операция магнитной сепарации введена в технологическую схему на основании результатов минералогических исследований, которые показали значительное содержание минералов, обладающих магнитными свойствами (~22%). Количественное распределение минералов по магнитным свойствам свидетельствует о преобладании слабомагнитных минералов, этим объясняется использование электромагнитного сепаратора.

Предварительное обогащение исходного питания осуществляется гравитационным методом обогащения на концентрационном столе Gemeni. Выбор данного оборудования обусловлен тем, что аппарат обеспечивает высокую степень концентрации.

Операция измельчения помимо раскрытия сростков, осуществляет и механическую обтирку поверхностей минералов для создания благоприятных условий при жировой сепарации. Липкостная сепарация позволяет снизить потери ценного компонента с хвостами.

Вывод: Была разработана технологическая схема доводки чернового концентрата, обеспечивающая полное извлечение ценного компонента.

Импактные алмазы Попигайской астроблемы еще достаточно не изучены, однако сформировавшееся представление о возможности использования импактитов в горно-добывающей индустрии, изготовление деталей в сфере оптики, и что более важно в военной и компьютерной технике, позволяет говорить о данном сырье как об актуальном и необходимом, тем более в условиях импортозамещения и, как следствие, роста экономики, наращивания темпа производства. Благодаря запасам Попигайского месторождения можно обеспечить не только внутренний рынок, но и наладить экспорт в необходимых объемах.

Список литературы

1. Похиленко Н.П. Афанасьев В.П.: Попигайские импактные алмазы: новое Российское сырье для существующих и будущих технологий: Журнал Инновации и экспертиза.2013.

2. Попигаский метеоритный кратер [электронный ресурс]. Режим доступа: http://bourabai.ru/impact/a147.html

3.Чернокнижников В.В. Гончаров М.М. Исследования ЦНИГРИ: Журнал Красноярск СФУ, 2010 .

4. ГОСТ Р 53198-2008 Руды и концентраты цветных металлов. Введ. 25.12.2008. Москва: Стандартинформ, 2009. 23 с.

УДК 544.6.018.47-039.6

РАСЧЕТ ТЕПЛОЕМКОСТИ СУЛЬФАТ-ХЛОРИДНЫХ НИКЕЛЕВЫХ РАСТВОРОВ, МОДЕЛИРУЮЩИХ СОСТАВ ЭЛЕКТРОЛИТА НИКЕЛЕРАФИНИРОВОЧНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Карпушова Д.Д., Большакова О.В.
научный руководитель канд. хим. наук Салимжанова Е.В.
Норильский индустриальный институт

При электроосаждении цветных металлов из растворов большой частью используют электролиты, которые обладают определенными свойствами (растворимостью, плотностью, вязкостью).

Разработка методов интенсификации химических производств требует надежных и достоверных сведений о свойствах растворов неорганических веществ. Особенно остро стоит вопрос о систематизированной информации физико-химических параметров многокомпонентных водных систем, которая в литературе практически отсутствует либо носит отрывочный характер.

Электропроводность, массоперенос, скорость фильтрации зависят от плотности и вязкости раствора, которые в свою очередь изменяются в зависимости от состава электролита.

От вязкости электролита зависит поведение анодного шлама: остаются частицы шлама во взвешенном состоянии или осаждаются на дно электролизера. Кроме того, вязкость раствора влияет на показатели работы фильтровальной аппаратуры.

Электропроводность электролита, отражаясь на напряжении, устанавливаемом на клеммах электролизера, в конечном итоге сказывается на величине удельного расхода электроэнергии.

Не менее важным ресурсом является затрачиваемая теплота (обычно в виде пара) на подогрев электролитных растворов. Изменение теплоемкости растворов сказывается как на расходе тепла, необходимом для нагрева электролита, так и его теплопотерях при естественном охлаждении перекачиваемых водных продуктов между переделами очистки анолита от примесей. Кроме того, знание о значениях теплоемкости электролита позволяет определить потери электроэнергии, образующиеся в результате протекания на электродах электролизной ванны экзотермических процессов.

В технологии электрорафинирования никеля, существующей в цехе электролиза никеля (ЦЭН) Никелевого завода (НЗ) Заполярного филиала (ЗФ) ПАО «ГМК «Норильский никель» применяют сульфат-хлоридные никельсодержащие растворы.

В ходе проведенных ранее работ были определены значения плотности, вязкости и электропроводности никелевых натрий-хлорсодержащих электролит в диапазоне технологических температур [1,2].

Целью данной работы является расчет теплоемкости сульфат-хлоридных никель-натрий содержащих растворов ЦЭН различного состава в области технологических температур (70±4 °С) и упрощение аналитического расчета теплоемкости электролитных растворов с различным содержанием компонентов. Результаты работы могут быть использованы на ОАО «Кольская ГМК» и других предприятиях, использующих технологию электрорафинирования никеля.

Объектом исследования являлся раствор по составу приближенный к электролиту ЦЭН с содержанием Ni^{2+} – 60-75 г/дм^3; Cl^- – 30-45 г/дм^3

Значения теплоемкости для никелевого электролита различного состава рассчитывали двумя методами: по формуле Эзрохи и методом адитивности. Погрешность используемых методов в среднем составила 1,76 %.

Первый способ по формуле Эзрохи [3]:

$$Cp=Cp_0+\sum_{i=1}^{h}(B_{1i}+B_{2i}\tilde{c}_i+B_{3i}t+B_{4i}t^2)c_i\ , \quad (1)$$

где

Cp – теплоемкость многокомпонентного раствора, Дж/кг×К;

Cp_0 – теплоемкость воды, Дж/кг×К;

B_{ni} – коэффициенты (Приложение Д);

$\tilde{c}_i$ – концентрация i-компонента в бинарном растворе, кг вещества/кг раствора;

c_i – концентрация i-компонента в многокомпонентном растворе, кг вещества/кг раствора.

Величина $\tilde{c}_i$ рассчитывается по формуле:

$$\tilde{c}_i=E_i^{-1}+\sum_{j=1}^{h}E_j c_j\ , \quad (2)$$

где,

E_i – коэффициенты [3].

Теплоемкость воды вычисляется по формуле:

$$C_{p_0}=4217{,}59-371{,}68\tau+1436{,}42\tau^2-3043{,}41\tau^3+3819{,}38\tau^4+2538{,}93\tau^5+696{,}00\tau^6 \quad (3)$$

где,

$\tau = 0{,}01 \cdot t$;

$t = (0, 100\ °C)$.

Погрешность определения составляет ± 0,01 %.

Второй используемый метод расчета - метод аддитивности [4]. Для расчета значений теплоемкости электролита методом аддитивности предварительно рассчитывали теплоемкость простых веществ компонентов раствора при заданной температуре по формуле:

$$C_p=a_i+b_i \cdot T - c_i \cdot T^{-2}, \quad (4)$$

где,

b_i, c_i – эмпирические коэффициенты, для каждого вещества [4];

Cp_i – значение теплоемкости для компонента раствора;

T - абсолютная температура раствора, К.

Вследствие того, что на значение теплоемкости влияют солевой состав и концентрация этих солей в электролите, то для расчета теплоемкости никелевого электролита использовали формулу:

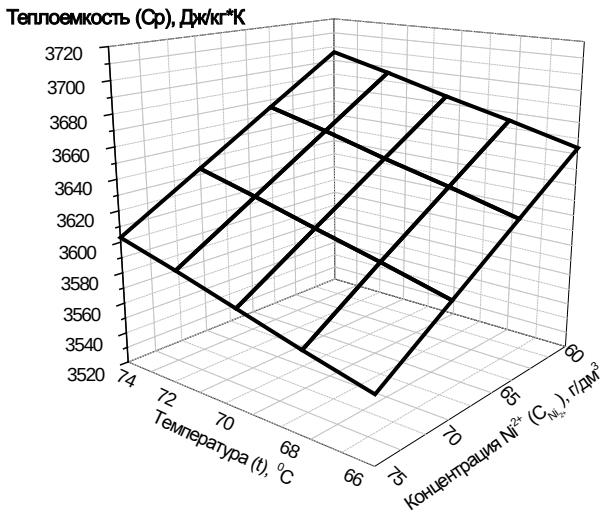
$$C_p=\sum_{i=1}^{h} x_i C_{p_i} \quad (5)$$

где,

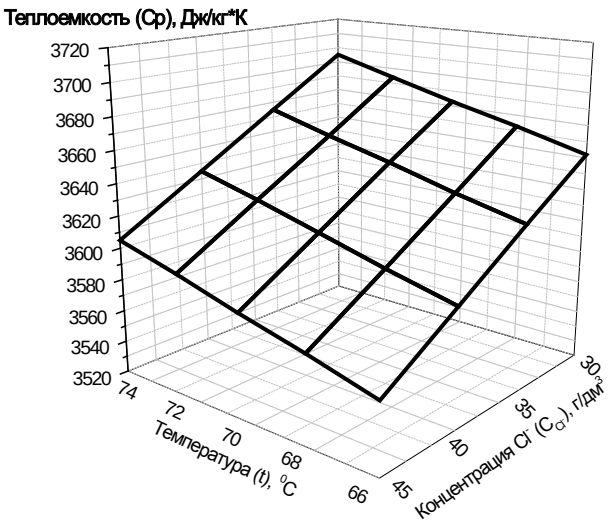
x_i - мольная доля компонента раствора.

По формулам, представленным выше произведен расчет теплоемкости исследуемых сульфат-хлоридных никельсодержащих растворов. Рассчитанные значения теплоемкости исследованных растворов лежат в пределах 3515-3741 Дж/кг·К

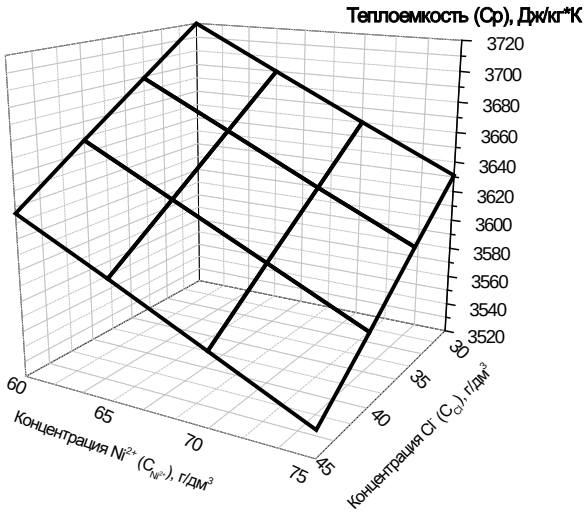
На рис. 1 представлены результаты аналитической обработки расчетных данных с использованием программного продукта «Statistica 6.0».



а) $C_p=3678,79+5,28\cdot t-6,22\cdot C_{Ni^{2+}}$



б) $C_p=3481,84+5,28\cdot t-5,94\cdot C_{Cl^-}$



в) $C_p=4270,66-6,22\cdot C_{Ni^{2+}}-5,94\cdot C_{Cl^-}$

Рис.1- Результаты аналитической обработки расчетных данных с использованием программного продукта «Statistica 6.0». Зависимость теплоемкости от температуры и концентрации ионов никеля (а), хлора (б) и от концентрации ионов никеля и хлора (в)

Полученные уравнения аппроксимации (приведены на соответствующих рисунках) зависимости теплоемкости от состава раствора и температуры позволили получить общее упрощенное выражение для ее расчета:

$$C_p=3901,50+5,28t-6,22C_{Ni^{2+}}-5,94C_{Cl^-}, \quad (6)$$

где

C_p - Теплоемкость раствора, Дж/кг×К;

t - температура раствора, °С;

$C_{Ni^{2+}}$ - концентрация в растворе ионов никеля, г/дм^3;

C_{Cl^-} - концентрация в растворе ионов хлора, г/дм^3.

Рассчитанные по формуле (6) значения теплоемкости показывают удовлетворительную сходимость результатов с величинами теплоемкости, определенными методами аддитивности и Эзрохи, выборочные результаты расчетов представлены в таблице 1. Причем, наименьшая корреляция наблюдается при сравнении наших результатов с результатами метода аддитивности (погрешность ε~3,5 %). Корреляционная погрешность сравнения с методом Эзрохи не превышает 0,05 %. По всей видимости, это обусловлено тем, что метод аддитивности, основанный на значениях теплоемкости для чистых компонентов системы, не учитывает взаимодействие компонентов раствора между собой и с растворителем. Напротив, метод Эзрохи, разработанный непосредственно для растворов, свободен от этого недостатка.

Таблица 1 - Расчетные значения теплоемкости для электролитов ЦЭН НЗ, Дж/кг·К

t,ºC	Концентрация, г/дм^3		Теплоемкость, Дж/(кг·К)			ε, %	
	Cl^-	Ni^{2+}	метод аддитивности [4]	метод Эзрохи [3]	расчет по формуле (6)	метод Эзрохи	метод аддитивности
66	30	60	3741	3699	3699	0,02	1,14
68	35	65	3716	3649	3648	0,01	1,82
70	40	70	3683	3598	3598	0,01	2,31
72	45	75	3633	3549	3548	0,02	2,36
74	30	75	3651	3648	3648	0,02	0,11

Таким образом, предложенная нами формула (6), позволяет упростить расчет теплоемкости и дает адекватный результат.

Необходимо учитывать, что формула действительна:

- в области температур – 66-74 °С;
- концентрации ионов никеля – 60-75 г/дм^3;
- концентрации ионов хлора – 30-45 г/дм^3;
- концентрации сульфат-ионов и катионов натрия в количестве эквимолекулярном содержанию ионов никеля и хлора (SO_4^{2-} - 98-123, Na^+ - 20-29 г/дм^3).

Список литературы

1. А.И. Юрьев, М.Б. Грейвер, В.В. Рябинин, Л.А. Большаков. Диаграммы вязкости технологических сульфат-хлоридных никельсодержащих растворов. Журнал Цветные металлы 2006, №12. С. 34-39

2. О.В. Большакова, Е.В. Салимжанова, В.В. Рябинин, Л.А. Большаков. Электропроводность технологических сульфат-хлоридных никельсодержащих растворов процесса электрорафинирования никеля. Журнал Цветные металлы 2008, №4. С.37-42.

3. И.Д. Зайцев, Г.Г. Асеев. Физико-химические свойства бинарных и многокомпонентных растворов неорганических веществ. Справочник, М.: Химия, 1988 – 415с

4. П.К. Мищенко, А.А. Равдель. Краткий справочник физико-химических величин. Справочник, М.: Химия, 1972 –150с

УДК 669.21/23

ОКИСЛИТЕЛЬНОЕ РАЗЛОЖЕНИЕ СУЛЬФИДНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ КОНЦЕНТРАТОВ

Козлов Д.С.
научный руководитель д-р. техн. наук, проф. Чекушин В.С.
Сибирский федеральный университет

Золотосодержащие руды и концентраты, обработка которых в обычных условиях цианидного процесса не обеспечивает высокого извлечения металла или сопровождается повышенными затратами, относят к категории упорных. Основные проблемы при этом связаны с переработкой пиритных и арсенопиритных концентратов, в которых золото тесно-ассоциировано с сульфидами железа. Проблемы их переработки связаны с осуществлением эффективных процессов разложения халькогенидов, обеспечивающих раскрытие извлекаемого металла. Для этого предложен ряд методов [1, 2]:

- окислительный обжиг (одно- и двухстадиальный) с последующим цианированием огарка;
- окислительный обжиг с последующей плавкой огарков на медный сплав;
- плавка сырого (необожженного) концентрата на железистый штейн;
- окислительное выщелачивание в кислых и щелочных средах;
- бактериальное выщелачивание с последующим цианированием кека;
- окислительный обжиг с последующим извлечением золота из огарка методом хлоридовозгонки.

Окислительный обжиг сульфидных минералов в условиях высоких температур с участием кислорода воздуха, связан с получением оксидных соединений железа с переводом серы и мышьяка в газовую фазу в виде соответствующих оксидов. Как правило, в случае арсенопиритных концентратов, обжиг проводят в две стадии, отличающихся по температуре: низкотемпературный – 400 – 450 °С с отгонкой As_2O_3; высокотемпературный обжиг (700–750 °С) с разложением пирита и отгонкой серы в виде SO_2.

Местный перегрев минеральных зерен концентрата на второй стадии обжига связан с оплавлением огарка, затрудняющим дальнейшее извлечение золота цианированием.

Окислительный обжиг с последующей плавкой огарка сопровождается десульфуризацией 60–80 % и глубоким извлечением золота и серебра в сульфидный или металлический сплав.

Плавка концентратов на железистый штейн характеризуется высоким извлечением благородных металлов в сульфидную фазу (более 99 %). Основные потери золота связаны с гидрохимическим разложением штейнов и обусловлены накапливанием в кеках субмикроскопических коллоидных частиц. Кеки выщелачивания направляют на плавку с флюсами с получением золотого сплава.

Гидрометаллургическое окислительное разложение сульфидных минералов с получением золотосодержащего кека, пригодного для цианирования, проводят с применением растворов серной кислоты – 20–30 г/л при температуре 130–150 °С с использованием в качестве окислителя кислорода воздуха в автоклавах. Недостатком процесса является накапливание элементной серы, участвующей в оплавлении кека. Применение вместо кислорода сульфата окиси железа, позволяет снизить температуру разложения халькогенидов до 80 – 95 °С, что исключает недостатки кислородного разложения.

Окислительное разложение сульфидных концентратов в щелочных средах с участием кислорода, как правило, связано с получением воднорастворенных серосодержащих продуктов.

Успешно применяется окислительное бактериальное выщелачивание сульфидных минералов. Установлено, что регулированием pH раствора, температуры пульпы, крупности исходного концентрата, расхода кислорода и углекислого газа, питательных веществ, можно направленно изменять скорость выщелачивания сульфидов. Наиболее эффективными являются следующие условия разложения: крупность концентрата 90–95 % класса минус 0,074 мм, температура 28–35 °С, pH = 2,2 – 1,7, т:ж = 1:5. Процесс связан с образованием воднорастворимых соединений серы и обеспечивает извлечение золота из биокеков цианированием 85–91 %.

Окислительный обжиг концентратов с последующим извлечением золота методом хлоридовозгонки осуществляется при температуре 900 – 100 °С в атмосфере газообразного хлора. Благородные металлы в огарке присутствуют в металлизированном состоянии, поэтому расход хлора, связанный с образованием хлоридов, не значительный. Хлориды золота и серебра отличаются высокой упругостью пара, отгоняются и конденсируются из газового продукта. К недостаткам данного метода относятся экологическая опасность хлор-газа, а также отсутствие надежных конструкционных материалов для изготовления оборудования.

Целью данной работы является достижение глубокого разложения сульфидных минеральных форм, представленных в золотосодержащих концентратах месторождения Западное с получением продукта, не содержащего свободной элементной серы и пригодного для дальнейшей переработки с целью извлечения золота гидро- или пирометаллургическим методом. Для того нами глубоко исследованы щелочные среды с участием ряда окислителей, в том числе, гипохлоритов, оксидов металлов в высших степенях окисления и проч. Кроме указанных, предложен прием безавтоклавного разложения халькогенидов в щелочных средах при непосредственном анодном получении кислорода. Разработано соответствующее оборудование для осуществления процессов при постоянном и переменном токе.

Выполнена термодинамическая оценка вероятности протекания процессов окислительного разложения арсенопирита, пирита и пирротина в щелочных водных средах в интервале температур 20–90 °С, в том числе, с участием дополнительно вводимых в систему неорганических солей. Показана принципиальная возможность осуществления процессов.

Список литературы

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

2. Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд: В 2 т.- Иркутск: Изд-во Иргиредмет, 1999. Т.1.- 342 с, Т.2.- 452 с.

УДК 669.713.723.4

УДК 62-65

ПРЕДВАРИТЕЛЬНЫЙ НАГРЕВ ОБОЖЖЁННОГО АНОДА

Колоколов А.Д.
научный руководитель канд. тех. наук Власов А.А.
Сибирский федеральный университет

Основой современной алюминиевой промышленности является производство металлического алюминия электролизом криолитоглинозёмных расплавов. Процесс электролиза осуществляется в электролизерах различной производительности при силе тока от 50 до 550 кА. Любой электролизёр состоит из катодного устройства, анодной системы, катодной и анодной ошиновок и опорных металлоконструкций. По конструкции анодного устройства алюминиевые электролизёры делятся на 3 типа:

- с самообжигающимся анодом и боковым токоподводом;
- с самообжигающимся анодом и верхним токоподводом;
- с обожжёнными анодами (рис.1).

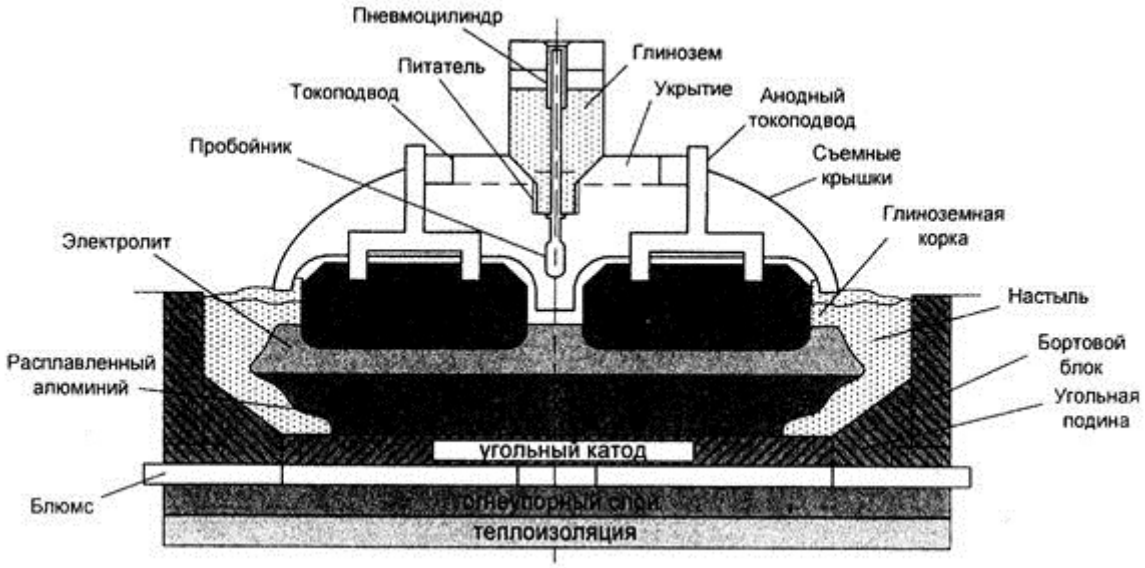


Рис.1 - Электролизёр с обожжёнными анодами

На электролизёрах с обожжёнными анодами угольная часть расходуется только в определённом количестве и затем требуется установка нового обожжённого анода.

Извлечение огарков и установку новых анодов производят с помощью крана, предназначенного для обслуживания электролизеров с обожженными анодами.

Известно, что вновь установленный анод в первый период времени остаётся покрытым замершей коркой электролита, которая изолирует его. Зачастую установленный анод берёт номинальную токовую нагрузку примерно через сутки после установки.

Во время замены анода изменяется тепловой баланс электролизёра, происходит перераспределение тока по анодному и катодному устройствам, изменяется магнитная и газовая гидродинамика расплава. Необходимость снятия укрытия в районе заменяемого анода и разрушение корки электролита в процессе замены приводят к

увеличению поступления вредных газов в атмосферу корпуса и выбросам их через фонарь. Потери тепла с газами 12,5% всех потерь.

Дополнительная особенность заключается в "термошоке", которому подвергается холодный анод при его установке в электролизёр. Следствием этого может стать ряд известных явлений: растрескивание, осыпание, увеличение расхода анода и рост выхода угольной пены, снижение производительности электролизёра при "науглероживании" электролита.

Снизить последствия термического удара и связанный с ним повышенный расход углерода можно за счёт предварительного нагрева обожжённого анода перед установкой его в расплав. Это существенно повышает производительность электролизёра и снижает трудозатраты на его обслуживание, связанные с извлечением из электролита отколовшихся кусков анода.

Существуют различные способы предварительного нагрева обожжённого анода: непродолжительный нагрев над электролитом; нагрев при помощи установки, использующей тепло исходящих газов; нагрев при помощи установки, использующей тепло утилизируемового огарка. Перечисленные методы не полностью удовлетворяют преследуемым условиям - недостаточно эффективны либо экономически невыгодны.

Перспективным способом подогрева анода является использование явления скин-эффекта. За счет протекания переменного тока высокой частоты возможно осуществить быстрый нагрев тонкого поверхностного слоя анодного блока, тем самым максимально сократить расход электроэнергии на нагрев и обеспечив минимальную разность температур подошвы анода и электролита.

Список литературы

1. Вольсфон Г.Е., Ланкин В.П. Производство алюминия в электролизёрах с обожжёнными анодами. - М. : Металлургия, 1974. - 136 с.

2. Янко Э.А. Аноды алюминиевых электролизёров. - М. : Издательский дом "Руда и металлы", 2001. - 670 с.

3. Ахмедов С.Н., Козлов В.А., Скворцов В.Г., Громов Б.С., Пак Р.В., Взаимосвязь технологии замены обожжённых анодов и конструктивных параметров электролизёров для получения алюминия. - Цветные металлы. 2006 №2

4. Книжник А.В., Радионов Е.Ю., Кузаков А.А., Составление схемы замены обожжённых анодов алюминиевого электролизёра. - Цветные металлы. 2008 №5

5. Галушкин Н.В., Производство алюминия в электролизёрах с обожжёнными анодами

6. Янко Э.А., Производство алюминия: пособие для мастеров и рабочих цехов электролиза алюминиевых заводов. СПб Изд-во С.-Петербургского университета, 2007. - 305 с.

7. Кондратьев В.В., Ершов В.А., Шахрай С.Г. и др., Предварительный нагрев обожжённого анода. - Цветные металлы. 2015 №1

8. Зельберг Б.И., Рагозин Л.В., Баранцев А.Г., и др., Справочник металлурга: производство алюминия и сплавов на его основе. - Иркутск 2015

УДК 669.2.018.674

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПРОЦЕССА ЭЛЕКТРОЛИТИЧЕСКОГО РАФИНИРОВАНИЯ СВИНЦА

Коробко В.В.
научный руководитель д-р техн. наук Олейникова Н.В.
Сибирский федеральный университет

На данный момент существует два способа рафинирования чернового свинца: пирометаллургический и электролитический. Существенным недостатком применяемой в последнее время на отечественных заводах пирометаллургической технологии рафинирования чернового свинца является использование периодических процессов, многостадийность, а также образование съемов, в которые переходит значительная часть свинца.

Электрохимический метод используется более 130 лет, и до настоящего времени основными электрохимическими системами являются кремнефтористоводородные, борфтористоводородные и сульфаминовые электролиты. Все указанные системы отличаются повышенной токсичностью, большими затратами на их приготовление. Основные показатели процессов[1, 2]:

- анодная плотность тока 110–220 А/м^2;
- температура электролита 32–48 ºС;
- выход по току 96–97 %;
- расход электроэнергии 100–190 кВт-час/т свинца;
- дендритообразование при восстановлении свинца.

В целях повышения эффективности процесса анодного растворения свинцового сплава и катодного восстановления металла, нами подробно исследовано применение для этих целей азотнокислых электролитов[3, 4]. Предпочтительность их определяется следующими факторами:

- малая устойчивость нитратных соединений свинца в водных средах (Ку ≈ 10)[5];
- высокая растворимость в водных средах $Pb(NO_3)_2$ – 470 г/л[5];
- малозатратная технология приготовления электролита.

Отличительная особенность проводимых работ от ранее выполненных исследований нитратныхэлектрохимических систем состоит в использовании растворов с высоким содержанием свинца (до 290 г/л)[4]. Электролиты характеризуются низким содержанием свободной азотной кислоты (pH = 3÷5). В этих условиях снижается вероятность «паразитных» катодных процессов, связанных с восстановлением азота нитрат-ионов. Равновесный потенциал восстановления нитрат-иона составит в данном случае –0,4 В[5].

Введение поверхностно-активных веществ в состав свинцового электролита имеет своей целью замедление скорости электрохимической реакции восстановления свинца на катоде. Из набора ПАВ, широко распространенный столярный клей (2 г/л), обеспечивает увеличение поляризации катода при восстановлении свинца из нитратного электролита всего лишь на 5–8 мВ в условиях, когда концентрация свинца в электролите 100 г/л и температура 20 ºС. Аналогично ведет себя вводимая в состав электролита желатина (2 г/л). Существенное влияние на кинетические характеристики восстановления свинца должно оказывать использование β-нафтола и резорцина в условиях концентрации 0,05–0,07 г/л[3]. Их присутствие в составе электролита способствует возрастанию поляризации примерно на 25 мВ. По нашим сведениям, оба поверхностно-активных вещества практически не оказывают

влияния на величину поляризации электрода, а качество катодных осадков не соответствует требованиям длительного электролиза.

Электролиз проводили в ячейке, выполненной из органического стекла, объемом 150 $см^3$. При этом предусмотрена циркуляция электролита, и, соответственно, наличие приемной и напорной емкостей. В качестве катода использовали свинцовую пластину, аноды отливали из чернового свинца, полученного при восстановлении металла из сульфидных концентратов. Опыты проводили при плотностях тока от 200 до 2000 $А/м^2$. Продолжительность электролиза от 30 до 90 мин. В ходе опытов контролировали напряжение на ванне. Температура электролита 20–22 ºС. В целях исключения загрязнения катодного осадка благородными металлами, анод погружали в стеклотканевый мешок. Предусмотрена циркуляция электролита со скоростью 0,2–0,25 л/мин. Электролитический процесс контролировали по изменению масс катода, анода (после отмывки от шлама) и анодного шлама, по содержанию свинца в электролите и pH раствора. Предварительными исследованиями установлено, что катодный выход по току свинца при всех исследуемых плотностях тока составил не менее 99 %.

Отличительной особенностью восстановления свинца из растворов является высокая скорость катодного разряда и трудности, связанные с неупорядоченностью роста кристаллов металлической фазы (в том числе, дендритообразования). Управление восстановительным процессом базируется на изыскании приемов снижения скорости катодного разряда, в том числе, с использованием поверхностно-активных веществ – депрессоров разряда или снижением плотности катодного тока. Удовлетворительных результатов по первому направлению, к сожалению, не получено и поэтому сравнительно эффективным остается управление катодным процессом регулированием плотности тока. Промышленный электролиз свинца проводят на плотностях тока 100–190 $А/м^2$ при малой продолжительности наращивания катодов (до 2–3 суток)[1, 2].

Нами предложено отказаться от указанных ограничений за счет соответствующего изменения конструкции электролизера. Идея основана на постоянном во времени удалении осадка металлического свинца с катодной поверхности вместе с оборотным электролитом при высокой скорости его циркуляции Такая конструкция позволит вести процесс на повышенных плотностях тока – 900–2000 $А/м^2$.

Список литературы

1. Баймаков, Ю.В. Электролиз в гидрометаллургии [Текст] / Ю.В. Баймаков, А.И. Журин. - М.: Металлургия, 1982. – 376 с.

2. Лоскутов, Ф.М. Металлургия свинца [Текст] / Ф.М. Лоскутов. - М.: Металлургия, 1965. – 528 с.

3. Хан, О.А. Электролитическое выделение свинца из азотнокислых растворов/ О.А. Хан, С.Г. Струнников, В.К. Манашева // Вестник Восточно-Казахстанского государственного технического университета им. Д. Серикбаева. – Усть-Каменогорск. – 2009. - № 2. с. 64 – 70.

4. Патент РФ № 2294984, МПК C22B13/06, Способ электролитического рафинирования свинца / Чекушин В.С., Бакшеев С.П., Олейникова Н.В.; заявитель и патентообладатель Чекушин В.С., ГОУ ВПО «ГУЦМиЗ». - № 2004138315/02; заявл. 27.12.2004; опубл. 10.03.2007.

5. Справочник химика: в 5 т. Т. 3/ Под. общ. ред. Б.П. Никольского. – Л. – М.: ГХИ, 1963. – 1003 с.

УДК 669

ИЗУЧЕНИЕ ЗАТРАТ РАБОЧЕГО ВРЕМЕНИ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРЕДПРИЯТИЯ. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ

Кузьмина А.А., Райкова Д.А.
научный руководитель канд. экон. наук Твердохлебова Т.В.
Сибирский федеральный университет

В современных условиях необходимым условием успешной деятельности промышленного предприятия является рациональное использование всех его производственных ресурсов. Совершенствование организации производства и организации труда сегодня рассматривают как совокупность организационных факторов, влияющих на повышение эффективности производства. Для повышения эффективности производства в практике работы промышленных предприятий все больше значение приобретает изучение всех без исключения затрат рабочего времени. Уникальную возможность получения чёткого представления об эффективности использования рабочего времени, затрат и потерь рабочего времени дает ***фотография*** рабочего времени (дня). Фотография рабочего дня (ФРД) – это вид изучения рабочего времени на протяжении всего рабочего дня и измерения всех без исключения затрат путем непосредственного наблюдения.[1]

Основными задачами, решаемыми с помощью ФРД, являются: установление видов и величины затрат рабочего времени, определение потерь рабочего времени и установление причин потерь, оценка эффективности использования рабочего времени, выявление резервов повышения производительности труда и оптимизации численного состава персонала.

Технология проведения ФРД включает несколько этапов:

1. Подготовительный этап;
2. Собственно проведение ФРД;
3. Обработка результатов;
4. Анализ результатов;
5. Разработка предложений (рекомендаций) по организации труда.

Важным влияющим на конечные результаты исследований, является подготовительный этап. Основные задачи подготовительного этапа:

- определение целей ФРД;
- разработка системы индексации затрат рабочего времени;
- подготовка наблюдателей;
- подготовка бланков фиксации наблюдений;
- разработка системы анализа полученных результатов наблюдений;
- изучение объекта исследования (особенности деятельности объекта, изучение организации труда и производства на объекте исследования)

Система индексации затрат рабочего времени включает в себя совокупность индексов, относящих затраты рабочего времени к определенной категории. Грамотно разработанная система индексации затрат рабочего времени на подготовительном этапе **одно из основных условий достоверности результатов исследования.**

Системы индексации затрат рабочего времени разрабатываются исходя из конечных целей исследования и объекта исследования. На протяжении нескольких лет группа молодых ученых Малого Инновационного предприятия (далее МИП), созданного при Сибирском федеральном университете, активно занимается исследованиями в области организации и нормирования труда технологического и

вспомогательного (ремонтного) персонала различных подразделений на предприятиях горно-металлургического комплекса СФО. На сегодняшний день выполнено более 15 проектов в сфере организации и нормирования труда. [2]

В 2015 году было приведено изучение затрат рабочего времени одного из ремонтных подразделений золотодобывающего предприятия. Основная цель исследования состояла в экспериментальном определении и анализе фактических затрат рабочего времени персонала структурных подразделений.

Ранее разработанная специалистами МИП система индексов предполагала деление затрат рабочего времени на три категории: производительное время; непроизводительное время и потери (таблица 1).

Таблица 1- Система индексов

№п/п	Затраты времени	Индекс		
1.Производительное время				
1.1	Оперативное время	ОП	По наряд-заданию ОП (нз); не по наряд-заданию ОП (ннз)	
1.2	Время технологического ожидания	ТП	• ожидание, обусловленное технологией выполнения работ ТП-1; • ожидание, связанное с выполнением работ другой службы ТП-2;	• ожидание выполнения работы другим рабочим звена (при невозможности выполнить другую часть работы) ТП-3; • ожидание выполнения работы на другом рабочем месте данной службы ТП-4.
2. Непроизводительное время				
2.1	Время подготовительно-заключительных операций	ПЗ	• время организационной подготовки ПЗп (орг); • время на подготовку личного характера ПЗп (лич); • время на получение средств технологической оснастки и перемещение их к рабочему месту непосредственно перед началом процесса ПЗп (тех); • время на переход к рабочему месту ПЗп (пер); • время на подготовку рабочего места ПЗп (рм); • время на приведение рабочего места в первоначальный вид ПЗз (рм);	• время на переход с рабочего места до места выдачи/сдачи наряд-задания ПЗз (пер); • время на уборку средств технологической оснастки с рабочего места после завершения процесса/смены и их сдачу на место хранения ПЗз (тех); • время на завершение процесса/смены личного характера ПЗз (лич); • время организационного завершения процесса/смены ПЗз (орг).
2.2	Время обслуживания рабочего места	ОБС	• уход за рабочим местом (уборка отходов производства) ОБС-1; • уход за оборудованием (настройка, наладка, мелкий ремонт оборудования) ОБС-2;	• уход за инструментом (чистка, мелкий ремонт, заточка и т.д) ОБС-3; • перемещение средств технологической оснастки к рабочему месту в ходе выполнения производственного процесса ОБС-4
2.3	Время на отдых и личные надобности	ОТЛ	• регламентированный перерыв ОТЛ-РП; • личные надобности ОТЛ-ЛН	
3.Потери рабочего времени				
3.1	Нарушение трудовой дисциплины	П (нтд)	• опоздание на работу П (нтд)-1; • преждевременный уход на обеденный перерыв П (нтд)-2; • опоздание после обеденного перерыва П (нтд)-3;	• самовольный простой П (нтд)-4; • преждевременный уход с рабочего места в конце смены П (нтд)-5; • нерегламентированные перерывы ОТЛ-НРП;
3.2	Низкая оснащенность рабочего места средствами технологической и организационной оснастки	П (осн)	• низкая оснащенность рабочего места основным применяемым в работе оборудованием П (осн)-1; • низкая оснащенность рабочего места инструментом П (осн)-2; • низкая оснащенность рабочего места оборотным фондом агрегатов, з/ч и расходных материалов П (осн)-3; • низкая оснащенность рабочего места грузоподъемными механизмами П (осн)-4;	• низкая оснащенность рабочего места средствами малой механизации П(осн)-5; • низкая оснащенность рабочего места технической и технологической документацией П (осн)-6; • низкая оснащенность рабочего места средствами организационной оснастки П (осн)-7; • низкая организация хранения средств технологической онастки П (осн)-8
3.3	Низкий уровень организации	П (орг. пр)	• необеспеченность сырьем и основными материалами, необходимыми для выполнения производственного процесса П (орг.пр)-1;	• низкий уровень взаимодействия работы на разных рабочих местах (разных звеньев) одной службы П (орг.пр)-3;

	производственного процесса		• низкий уровень взаимодействия с другими службами / контрагентами предприятия П (орг.пр)-2;	• некачественная подготовка к выполнению производственного процесса со стороны руководства П (орг.пр)-4
3.4	Низкий уровень организации трудового процесса	П (орг. тр)	• необеспеченность объемом работы П (орг.тр)-1; • несвоевременное доведение до работников производственного задания П (орг.тр)-2;	• выполнение посторонней работы, не связанной с профессиональными обязанностями работника П (орг.тр)-3;
3.5	Низкий профессионально-квалификационный уровень персонала	П (пр-кв)	• исправление брака по своей вине или вине других рабочих П (пр-кв)-1; • невозможность продолжения производственного процесса из-за недостатка знаний о его выполнении П (пр-кв)-2;	• некачественная подготовка к выполнению процесса со стороны работников П (пр-кв)-3
3.6	Низкий уровень условий труда и промышленной безопасности	П (от.тб)	• низкий уровень условий труда на рабочих местах П (от.тб)-1;	• ликвидация последствий нарушения правил промышленной безопасности П (от.тб)-2
3.7	Уход с рабочего места с разрешения администрации	П (ух.адм)		

Данная система индексов требовала доработки, поскольку имела ряд недостатков:

- время подготовительно-заключительных операций и время обслуживания рабочего места находились в группе непроизводительных затрат времени. Так как деление затрат времени было осуществлено в рамках рабочего дня, в рамках рабочего процесса, данные затраты имеют производительный характер.
- в индексах отсутствовало четкое деление затрат времени на выполнение основных производственных заданий и заданий, не являющихся основными, но обусловленными производственной необходимостью. Отсутствовала категория непроизводительные затраты времени (необусловленные производственной необходимостью).
- система индексации потерь рабочего времени оказалась слишком детализированной, громоздкой - многие индексы на практике не использовались.

Для эффективного проведения дальнейших исследований была разработана новая (усовершенствованная) система индексации, включающая детальное распределение затрат времени по категориям. Все затраты рабочего времени были *по принципу занятости* разделены на следующие группы: время выполнения основных производственных заданий, время работ не связанных с выполнением основных производственных заданий, потери (резервы рабочего времени).

В доработанной системе индексов появилась новая категория затрат рабочего времени – работы не связанные с выполнением основных производственных заданий. В рамках этой категории затраты делятся на две группы: случайные работы (обусловленные производственной необходимостью) и непроизводительные работы (не обусловленные производственной необходимостью).

Особое внимание при доработке системы индексов было уделено потерям рабочего времени и причинам, их вызывающим, а именно, доработанной системе были устранены неиспользуемые индексы. Система была доработана таким образом, что включала теперь только понятные и используемые наблюдателем индексы (в том числе

и нововведенные) и при этом позволяла максимально детализировать причины потерь рабочего времени. В таблице 2 представлена обновленная система индексов затрат рабочего времени для технологического и вспомогательного (ремонтного) персонала.

Таблица 2-Оптимизированная система индексов

Индекс		Комментарий
Время на выполнение основных производственных заданий		
ОП	ОП	Время оперативной работы
ПЗ	ПЗ1	Время на осмотр рабочего места
	ПЗ2	Время на переходы к рабочему месту и обратно
	ПЗ3	Время на подготовку рабочего места и приведение его в первоначальный вид
	ПЗ4	Время на подготовку/уборку инструментов, механизмов, приспособлений
	ПЗ5	Время на подготовку/уборку расходных материалов
	ПЗ6	Время организационной подготовки/завершения смены
	ПЗ7	Время на подготовку/завершение личного характера
	ПЗ8	Перемещение средств технологической оснастки к рабочему месту в ходе выполнения производственного процесса
ОБС	ОБС1	Уход за рабочим местом (уборка отходов производства)
	ОБС2	Уход за оборудованием (настройка, наладка, мелкий ремонт оборудования)
	ОБС3	Уход за инструментом (чистка, мелкий ремонт, заточка и т.д)
ОТЛ	ОТЛ1	Регламентированный перерыв
	ОТЛ2	Личные надобности
ПТ	ПТ	Ожидание, обусловленное технологией выполнения работ
Время работ, не связанных с выполнением основных производственных заданий		
СР	СР1	Выполнение работы, являющейся основными обязанностями другого рабочего места
	СР2	Работы, связанные с хозяйственными нуждами подразделения
НР	НР1	Непроизводительные работы
Потери (резервы) времени		
ПНД	ПНД1	Опоздание на работу
	ПНД2	Преждевременный уход/опоздание с обеденного перерыва
	ПНД3	Превышение времени, отведенного на регламентированный перерыв (10:00-10:15, 17:00-17:15)
	ПНД4	Самовольный простой (посторонние разговоры, перекуры)
	ПНД5	Ожидание автобуса
	ПНД6	Переодевание, умывание до начала обеденного перерыва
	ПНД7	Посторонние разговоры
	ПНД8	Принятие душа, переодевание в конце смены в рабочее время
	ПНД9	Преждевременный уход с рабочего места в конце смены
	ПНД10	Ужин в столовой в рабочее время
ПНО	ПНО1	Ожидание автобуса
	ПНО2	Переезд на автобусе до столовой
	ПНО3	Перерывы в работе с разрешения администрации
	ПНО4	Некачественная подготовка к выполнению производственного процесса со стороны руководства
	ПНО5	Отсутствие фронта работ (работы нет)
	ПНО6	Несвоевременная подготовка к производственному процессу со стороны работника
	ПНО7	Сдача экзаменов
	ПНО8	Низкая оснащенность рабочего места грузоподъемными механизмами, з/ч, расходными материалами и средствами технологической оснастки
	ПНО9	Низкий уровень взаимодействия работы на разных рабочих местах (разных звеньев) одной службы
	ПНО10	Перерывы в связи с необеспеченностью объемом работы на смену со стороны линейного руководителя
	ПНО11	Прохождение досмотра
	ПНО12	Аварийная тревога
	ПНО13	Инструктаж для коллег по работе
ПНТ	ПНТ	Потери времени по техническим причинам
ПУА	ПУА	Потери времени в результате ликвидации аварийных ситуаций и брака по своей вине или по вине других рабочих
ПТ (ОТЛ)	ПТ(ОТЛ)	Ожидание между трудовыми действиями, которое возможно использовать на другие работы или отдых
	ПТ(ОТЛ)1	Ожидание между трудовыми действиями (менее 15 мин.), которое возможно

		использовать на другие работы или отдых
	ПТ(ОТЛ)2	Ожидание между трудовыми действиями (более 15 мин.), которое возможно использовать на другие работы или отдых

Данная система индексов позволяет наиболее точно распределять затраты рабочего времени по категориям, что значительно облегчает последующий анализ полученных результатов. Оптимальная индексация дает возможность более глубокого анализа причин потерь времени, выявления возможных резервов, позволяет обозначить пути совершенствования организации труда и предложить варианты оптимизации численности персонала. В частности, применяя эту систему при анализе затрат на выполнение подготовительно-заключительных операций, существует возможность выявления недостатков в организации производства (значительную отдаленность места хранения инструментов от места проведения работ). В таблице 3 приведены результаты детализации затрат времени на подготовительно-заключительные операции на основе усовершенствованной системы индексов.

Таблица 3 - Структура подготовительно - заключительных операций одного из рабочих мест ремонтного подразделения золотодобывающего предприятия

Подготовительно-заключительные операции	**Индекс**	**% от времени смены**
ПЗ		**9,7**
Время на переходы к рабочему месту и обратно	ПЗ2	4,7
Время на подготовку/уборку расходных материалов	ПЗ5	2,0
Время на подготовку/уборку инструментов, механизмов, приспособлений	ПЗ4	1,2
Время на подготовку/завершение личного характера	ПЗ7	0,9
Время организационной подготовки/завершения смены	ПЗ6	0,8
Время на подготовку рабочего места и приведение его в первоначальный вид	ПЗ3	0,2

Как видно из таблицы, среди подготовительно-заключительных операций, выполняемых исполнителем на данном рабочем месте, наибольшую долю занимает время на переходы к рабочему месту и обратно, а также время на подготовку/уборку расходных материалов и инструментов. Этот факт позволяет предположить, что имеются нарушения в территориальном расположении места хранения инструментов от места выполнения работ, ошибки в организации рабочего места. Устранение этих проблем позволит получить дополнительные резервы времени, которые могут быть использованы на выполнение основных производственных заданий.

Результаты исследовательско – аналитической работы в апробационный период при использовании усовершенствованной системы индексов доказали ее действенность. Данная система значительно облегчила процедуру анализа наблюдений и позволила получить результаты соответствующие целям исследования. Четкое деление затрат рабочего времени на время выполнения основных производственных заданий, время работ, не связанных с основными производственными заданиями, но обусловленных производственной необходимостью и потери (резервы) теперь позволяет качественно определить – насколько эффективно используется рабочее время на участке и выявить резервы.

Список литературы

1. Твердохлебова Т.В., А.А. Твердохлебова, Р.С. Скороходова. Фотография рабочего дня, как эффективный инструмент управления производством// Молодежь и наука: сборник материалов VIII Всероссийской научно-технической конференции студентов, аспирантов и молодых ученых, посвященной 155-летию со дня рождения К.Э.Циолковского [Электронный ресурс]

2. Васина Г.И., Данилова Л.В. Отраслевые особенности фактической структуры рабочего дня на вспомогательных производствах золотодобывающих предприятий// Экономические науки. – 2013. – № 2 (99). С.115-118

3. Пашуто В.П. Организация, нормирование и оплата труда на предприятии. Учебно-практическое пособие, Москва: Издательство «Кнорус»,.2005г.-320с

УДК 622.7

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО ТОКА ДЛЯ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ОСАЖДЕНИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ ЧАСТИЦ ВЗВЕСИ

Куповасов Е.Е., Черенков Д.А.
научный руководитель канд. техн. наук, доц. Коннова Н.И.
Сибирский федеральный университет

При ведении технологического процесса обогащения полезных ископаемых инженер технолог часто сталкивается с такой проблемой, как высокое содержание шламов, глинистых частиц и различных взвеси суспензии.

Это связано с тем что, среди осадочных пород преобладают глинистые. По данным Ф. Д. Овчаренко [1973 г.], объем глинистых пород составляет около 60% всех осадочных пород стратисферы. По А. Б. Ронову [1976 г.], на платформах глинистые породы составляют 46, а в геосинклиналях—38%. В пределах континентального сектора стратисферы глинистые породы занимают 2/3 объема. Не менее велика роль глинистых отложений в океаническом секторе Земли.

Группы мономинеральных пород выделяются в соответствии с существующими группами глинистых минералов:

- каолинитовые глины;
- монтмориллонитовые;
- гидрослюдистые (иллитовые);
- хлоритовые;сепиолитовые;
- палыгорскитовые;
- вермикулитовые;
- аллофановые

Решением данной проблемы является выделение глинистых фракций методом отстаивания или с помощью центрифуг (например, ЦЛК-1 с частотой вращения от 1000 до 3000 $с^{-1}$), но существенным недостатком этих методов является время отстаивания (от часа до нескольких суток).

Нами рассмотрено применение электрического тока в качестве ускорения осаждения глинистых частиц.

При определении дисперсности глин используют метод осаждения глинистых частичек из водных суспензии. В отличие от дисперсной, коллоидная часть не осаждается. Частички размером менее 1 мкм в водной среде получают электрический заряд, и вокруг них образуются сольватная оболочка называемая мицеллой. Так как технологический процесс включает в себя реакции минерального вещества с водными растворами, то частицы ила (глины), взвешенные в воде, образуют с ней коллоидную систему, при этом коллоидная часть не осаждается. Мицелла – состоит из ядра, которое окружено ионами и противоионами, образующими адсорбированный слой. Сольватная оболочка, кроме того, включает диффузионный слой, ионы которого могут вступать в ионный обмен с другими ионами, находящимися в водной среде. Это свойство указывает на возможность применения электрического тока для ускорения осаждения глинистых частиц. Теоретически под воздействием приложенной разности электрических потенциалов центральные части мицелл должны перемещаться к аноду, где будут разряжаться и осаждаться.

Скорость перемещения частиц дисперсной фазы рассчитывается из соотношения (Михеева, Пикула, 2009):

$$U = \frac{\zeta \cdot \varepsilon_0 \cdot \varepsilon \cdot E}{l \cdot \eta} \quad (1)$$

где ξ - электрокинетический потенциал, В, величина которого для почвенных суспензий составляет около 0,01 - 0,04 В (Михеева, Пикула, 2009); η - вязкость среды, величина которой для водных сред составляет 0,001 Н.с.м-2; ε - диэлектрическая проницаемость среды, равная 81 (безразмерная величина) для водной среды; ε_0 - электрическая константа (диэлектрическая проницаемость вакуума), равная 8,85·10-12 Ф.м-1; U – линейная скорость движения частиц, м.с-1; Е – напряжение, В, l - расстояние между электродами, м, в описываемой установке – 0,05 м.

Нами была изготовлена установка в рабочую емкость которой были помещены анодный и катодный блоки. В анодном блоке используется медный электрод, а в свою очередь в катодном – нихромовая спираль. Блоки подключены к источнику питания. Посередине ёмкости проходят ребра, в которые устанавливается рамка с целлофаном.

Суспензия заливается в рабочую ёмкость установки, затем в неё устанавливаются электроды и подаётся рабочее напряжение. После 5 минут работы формировался прозрачный верхний слой суспензии (3-5 сантиметров). Причём, время осаждения частиц значительно меньше, чем при центрифугировании и отстаивании. Таким образом процесс осаждения протекает более интенсивно при использовании постоянного тока напряжением 220 В и силой 5 А. Нами были получены скорости осаждения частиц взвеси в пределах от 0,046 мм.с$^{-1}$ до 0,18 мм.с$^{-1}$. Из этого можно сделать вывод, что процесс протекает интенсивно. Время осаждения частиц гораздо меньше, чем при центрифугировании и отстаивании и составляет от 5 до 10 мин.

В установке желательно использовать анод, изготовленный из платины, что может себе позволить не каждая лаборатория. Графитовые электроды плохо работают в такой системе и, к тому же, они не желательны при изучении органического вещества суспензии. Следовательно, наиболее приемлемыми для осаждения глины являются электроды, изготовленные из цветных металлов: меди – для анода и свинца или нихрома - для катода.

Данный метод, как способ выделения илистой фракции из суспензии почв и грунтов известен давно, но в силу ряда причин не пользуется популярностью. Принимая во внимание недостатки метода, находим, что они перекрываются существенным увеличением скорости осаждения. Процесс ускоряется в 6-8 раз по сравнению с центрифугированием.

Список литературы

1. Логвиненко Н.В., Лазаренко А.А. 1961. Выделение глинистых частиц при помощи электрофореза. Изв. АН СССР. Сер. Геол. 9:1017-1024.

2. Логвиненко Н.В., Сергеева Э.И. 1986. Методы определения осадочных пород. Л. Недра.

3.Духин С.С., Дерягин Б.В. 1976. Электрофорез. М., Наука.

4. Михеева Е.В., Пикула Н.П. (сост.). 2009. Определение электрокинетического потенциала методом электрофореза: методические указания к выполнению лабораторных работ по дисциплинам «Поверхностные явления и дисперсные системы» и «Коллоидная химия» для студентов ХТФ, ФТФ, ЭЛТИ, ИГНД. – Томск. Изд-во Томского политехнического университета.

5. Моисеев К.Г. Модификационные изменения электрофоретической установки Лазаренко – Логвиненко.

УДК 669.2.018.674

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССА НИЗКОТЕМПЕРАТУРНОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ СВИНЦА

Лукашевич Н.А.
научный руководитель д-р техн. наук Олейникова Н.В.
Сибирский федеральный университет

Металлургические технологии производства рафинированного свинца основаны на операциях окисления сульфидов свинца и восстановлением металла из полученных кислородных соединений. Получаемый при этом черновой свинец направляется на рафинирование[1]. Отличительными признаками, характеризующими указанные технологии, являются:

- многооперационность;
- высокая энергозатратность, связанная с использованием высоких температур (1100–1400 ºС);
- значительные негативные воздействия на экологическую систему (вредные газообразные серу- и углеродсодержащие выделения, огромные площади, занимаемые под шлакоотвалы);
- большие капитальные вложения создания высокотемпературных металлургических агрегатов.

Анализ существующих технологий показал, что достойной альтернативой высокотемпературным процессам является технология щелочной плавки, предложенная З.А. Сериковым в 1948 г. С тех пор данный процесс применения в промышленности не нашел из-за большого расхода и дороговизны применяемой в процессе каустической соды.

В 2000-е годы в Институте цветных металлов (г. Красноярск) были проведены исследования по усовершенствованию щелочной плавки и доказана возможность прямого восстановления свинца непосредственно из сульфидов при температуре 650 ºС. При этом разработаны приемы регенерации щелочи, с возвратом ее в восстановительный процесс. Таким образом, была решена одна из главных проблем, препятствующих распространению процесса[2].

На основании термодинамических исследований установлено, что сульфиды свинца характеризуются наибольшей химической активностью по сравнению с другими, в том числе, кислородными соединениями (оксиды, гидроксиды, сульфиты, карбонаты, сульфаты, силикаты). Стандартное значение $\Delta G^0_{298,15}$ составляет -97,8 кДж/г-атом Pb.

Таблица 1 - ΔG реакций восстановления свинца из сульфида в щелочной среде

№	Реакция	ΔG, кДж/моль, при температуре:								
		498	598	698	798	898	998	1098	1198	1273
1.	$PbS+2NaOH= =Pb+0,25Na_2SO_4+0,75Na_2S+H_2O$	20,0	4,9	-3,9	-12,1	-19,8	-27,0	-34,0	-41,2	-46,9
2.	$PbS+2NaOH= =Pb+0,3Na_2SO_3+0,7Na_2S+H_2O$	31,2	16,3	7,9	0,4	-6,6	-13,1	-19,3	-25,3	-30,4
3.	$PbS+1,5NaOH= =Pb+0,25Na_2S_2O_3+0,5Na_2S+0,75H_2O$	44,7	34,1	28,2	22,8	18,0	13,6	9,6	5,8	2,9
4.	$PbS+2NaOH+1,5O_2= =Pb+Na_2SO_4+H_2O$	-619	-602	-586	-570	-553	-537	-520	-505	-490

Вероятность восстановления свинца из сульфида в присутствии NaOH рассмотрена с позиций различного химизма диспропорционирования образующейся элементной серы. Результаты расчетов приведены в табл. 1. и свидетельствуют о том, что предпочтительной является реализация восстановления с образованием сульфатной серы. При этом возможно протекание окислительно-восстановительной реакции при температуре более 700 °С

Экспериментальные исследования по восстановлению свинца в присутствии NaOH проводили на синтетических сульфидах, а также на сульфидных свинцовых концентратах ряда месторождений. Установлено, что количество щелочи, вводимой в процесс и количество ее, расходуемое на восстановление свинца находятся во взаимосвязи. Рассмотрены вопросы расхода NaOH, выходов сульфидной и сульфатной серы на единицу массы восстановленного металла. Определены химические потери NaOH.

На примере исследования ряда промышленных свинцовых концентратов (Горевского, Дукатского, Дальнегорского), показано, что каждый из минеральных продуктов характеризуется различной химической активностью, связанной с протеканием окислительно-восстановительных реакций и получением металлической фазы свинца, что обусловлено неодинаковой реакционной способностью галенитов, входящих в состав исходных материалов. Наиболее упорными являются галениты Горевского месторождения (эффективное восстановление свинца протекает при температуре 600 – 650 °С), в отличие от которых, восстановление свинца из Дукатских галенитов осуществляют при температуре 430 – 450 °С.

Доказана возможность глубокого извлечения свинца (более 99 %), получаемого в виде компактного металла. Анализ воднорастворимой части щелочного плава показал, что более 99 % серы, присутствовавшей в виде сульфидной в исходном свинцовом концентрате, накапливается в плаве в виде натриевых соединений, где она проявляет степень окисления от –2 до +6.

Анализ щелочных плавов после восстановления свинца в условиях различной продолжительности выкручивания системы (n = 300 об/мин) показал, что заметное увеличение химических потерь щелочи при изменении концентрационного отношения Na_2S : Na_2SO_4 в плаве, не происходит. Снижение содержания щелочи связано с увеличением химической активности окиси кремния во времени.

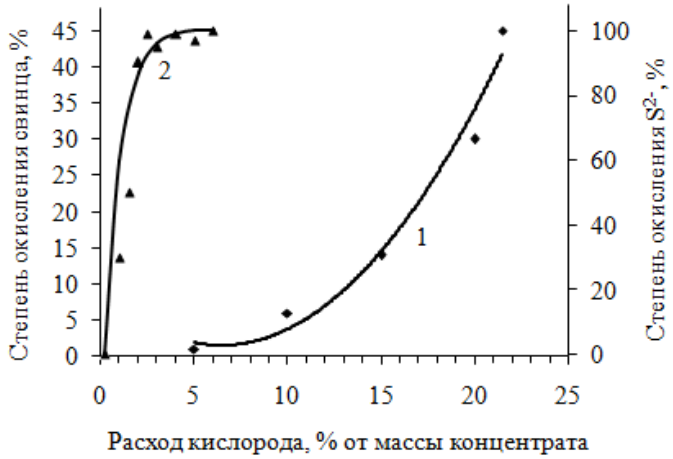


Рис.1 - Зависимости степени окисления свинца (1) и окисления S^{2-} в плаве (2) от расхода технического кислорода (% от массы свинцового концентрата)

Определено расчетное количество кислорода, необходимое для перевода сульфидной серы в сульфатную согласно уравнению реакции $Na_2S + 2O_2 = Na_2SO_4$.

Опыт, связанный с расходованием кислорода по стехиометрии показал, что извлечение свинца не превысило 62 %. Содержание дисперсного свинца осталось на уровне 2–2,2 % от массы восстановленного металла. В плаве присутствует только сульфатная сера. В процессе подачи технического кислорода в течение всего времени выполнения восстановления свинца было обнаружено, что теоретический расход окислителя обеспечивает глубокое окисление серы при попутном превращении в оксид более 36 % свинца.

Как следует из рисунка 1, последовательное снижение расхода кислорода, используемого в процессе восстановления, обеспечивает закономерное снижение окисления восстановленного металла. В условиях расхода технического кислорода на уровне 4,7–5 % от массы концентрата исключается протекание окислительных реакций с металлической фазой свинца. Последнее непосредственно связано с параллельными процессами окисления сульфидной серы до сульфатной. Именно при указанном расходе кислорода степень окисления сульфидной серы в плаве достигает 98–98,5 % (остаточное содержание S^{2-} в плаве 0,2–0,25 %). В указанных условиях вся сульфидная сера конвертировалась в сульфатную. Этот процесс термодинамически оправдан (табл. 1). При этом фоновое остаточное содержание S^{2-} в плаве исключает окисление кислородом металла.

Список литературы

1. Металлургия тяжелых цветных металлов. Свинец. Цинк. Кадмий / Ю. П. Романтеев, В. П. Быстров; Нац. исслед. технол. ун-т "МИСиС". - Москва: МИСиС, 2010. - 574 с.

2. Чекушин В.С., Олейникова Н.В. Щелочная плавка в процессах восстановления и экстракции тяжелых цветных металлов. –Красноярск: КрИЖТ ИрГУПС, 2011.–331 с.

УДК 669.782

ВОВЛЕЧЕНИЕ ОТРАБОТАННОЙ КАРБИДОКРЕМНИЕВОЙ ФУТЕРОВКИ АЛЮМИНИЕВЫХ ЭЛЕКТРОЛИЗЕРОВ В ПРОИЗВОДСТВО КРЕМНИЯ

Мазуренко В.В., Щеглов Е.Л., Карлина А.И.
научные руководители канд. техн. наук, доц. Шахрай С.Г.[1], канд. техн. наук, доц. Кондратьев В.В.[2]
[1]*Сибирский федеральный университет*
[2]*Иркутский национальный исследовательский технический университет*

ВВЕДЕНИЕ

В современных условиях наблюдается устойчивый рост потребления кремния металлургической промышленностью, где он используется как легирующий элемент сталей, раскислитель при выплавке сталей и чугуна, в производстве солнечных батарей и как сырье для производства кремнийорганических материалов, используемых в производстве полимеров и микросхем для электронной промышленности.

Однако, развитие производства кремния сдерживается рядом факторов: низким качеством рудного сырья и несовершенством существующих систем его подготовки, дефицитом и высокой стоимостью углеродистых восстановителей, низким уровнем технологии электроплавки, конструктивными недостатками печного и вспомогательного оборудования, в частности очистки газовых выбросов рудно-термических печей выплавки кристаллического кремния.

В настоящей статье представлены результаты испытания технологии производства кремния с использованием отработанной карбидокремниевой катодной футеровки алюминиевых электролизеров.

Сырьевая база производства кремния

Главной особенностью промышленного производства кремния является использование кремнеземсодержащего сырья и углеродистых восстановителей. Рудным компонентом типичной шихтовой смеси служат ископаемые кварциты. В качестве углеродистых восстановителей используют древесный уголь, нефтяной кокс, низкозольный каменный уголь и древесную щепу.

Наряду с традиционно применяемым рудным сырьем, необходимо вести поиск путей использования чистых кварцевых песков и применения новых более доступных и дешевых углеродистых восстановителей, что способствовало бы улучшению технико-экономических показателей производства [1;2;3;4;5].

При ремонте одного электролизера силой тока 300 кА (рис. 1) утилизируется около 105 кг карбидкремниевой футеровки, которая может быть вовлечена в производство кремния в качестве заменителя угольных электродов – одного из основных видов сырья, используемого заводами по производству кристаллического кремния.

В общей сложности на алюминиевых заводах ОК РУСАЛ, размещенных в Сибирском регионе (РУСАЛ-Красноярск», «РУСАЛ-Саяногорск» и «ИркАЗ» при ремонте электролизеров образуется более 350 т/год карбидкремниевой отработанной футеровки (табл. 1), в которой содержание кремния достигает 75 % масс.

Рис.1- Демонтаж отработанной футеровки при капитальном ремонте электролизера

Таблица 1 – Количество отработанной карбидкремниевой футеровки, образующейся при капитальном ремонте электролизеров

Предприятие	Количество отработанной карбидкремниевой футеровки, образующейся при капитальном ремонте электролизеров, т/год		
	2015	2016	2017
РУСАЛ-Красноярск	119,75	130,64	152,41
РУСАЛ Саяногорск	77,0	77,0	77,0
ИркАЗ	150,0	150,0	150,0
ИТОГО:	346	357	399

Обоснование возможности вовлечения отработанной карбидокремниевой футеровки алюминиевых электролизеров в производство кремния

Суммарная реакция восстановление кремния может быть представлена суммарной реакцией:

$$SiO_2 + 2C = Si + 2CO \quad (1)$$

При этом согласно современным представлениям, процесс протекает в три стадии. На первой стадии, протекающей в низкотемпературной (до 1500^0C) зоне печи происходит газификация кремнезёма:

$$SiO_2 + 3C = SiC + 2CO \quad (2)$$

и образование карбида кремния, которое возможно представить в виде суммарной реакции:

$$SiO_2 + 2C = SiC + 2CO \quad (3)$$

Соответственно, конденсированная фаза представляется тремя веществами, поступающими с шихтой – кремнезёмом, углеродом и образовавшимся карбидом кремния.

На второй стадии, протекающей в среднетемпературной (от 1500 до 1800^0C) зоне, основное отличие которой – отсутствие углерода, происходит дальнейшая газификация кремнезёма по реакции:

$$2SiO_2 + SiC = 3SiO + CO \quad (4)$$

В высокотемпературной (свыше 1800^0C) зоне, оксид кремния SiO восстанавливается до кремния по реакции:

$$SiO + SiC = 2Si + CO \quad (5)$$

Суммарно процесс восстановления кремния из диоксида кремния можно выразить реакциями:

$$4SiO_2 + 12C = 4SiC + 8CO \quad (6)$$
$$SiC + 2SiO_2 = 3SiC + CO \quad (7)$$
$$3SiC + 3SiO = 6Si + 3CO \quad (8)$$

Реакции (6-8) показывают, что основным восстановителем кремния в процесс его выплавки является карбид кремния. Таким образом, введение в состав шихты предварительно измельченной отработанной карбидокремниевой отработанной катодной футеровки алюминиевых электролизеров способно существенно снизить расход дорогостоящего углеродного восстановителя.

Предлагаемая технология вовлечения отработанной карбидокремниевой катодной футеровки алюминиевого электролизера в производство кремния

Технология предполагает селективную выборку карбидокремниевых плит на стадии демонтажа отработанной футеровки алюминиевого электролизера, выводимого капитальный ремонт. Для складирования плит и их накопления до веса автомобильной или вагонной отгрузки (55 – 60 тонн), на алюминиевых заводах организуются специальные площадки хранения. После накопления объема вагонной отгрузки отработанная ККП отгружается на ЗАО «Кремний», расположенный в г. Шелехов Иркутской области. На ЗАО «Кремний» организуется необходимая инфраструктура для приемки и переработки отработанной карбидокремниевой футеровки, её дробления до фракции 0 -100 мм и транспортирования до руднотермических печей.

В руднотермические печи (рис. 2) раздробленная карбидокремниевая плита подается совместно с навеской «традиционной» шихты. Па мере прогревания на колошнике печи шихта прогревается и из нее испаряется влага. Далее шихта плавится и она стекает в ванну печи, где кремнезем, в соответствии с реакциями (1 – 8) восстанавливается до кремния.

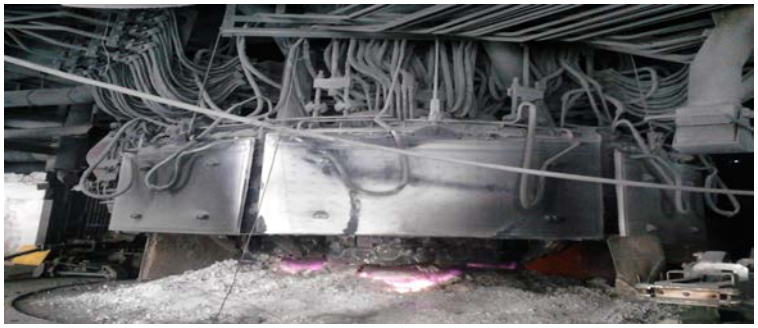


Рис.2 - Рудно-термическая печь получения кремния

Предлагаемая технология в январе 2015 г. прошла опытно-промышленные испытания на руднотермической печи №6 ЗАО «Кремний». В период испытаний в состав шихты, взамен 10 – 12 % масс. углерода, вводилась карбидкремниевая отработанная катодная футеровка алюминиевого электролизера, раздробленная до фракции 0 – 100 мм. Показатели работы печи в базовый период и период испытаний представлены в табл. 2.

Данные, представленные в табл. 2 показывают, что ввод в шихту отработанной карбидкремниевой футеровки увеличивает производительность печи на ~ 1 тонну в сутки; активную мощность печи до 7,51 МВт; извлечение кремния на 10%; а также уменьшает кратность шлака (объём выхода шлака из подины печи, снижающий производительность печи) и потери кремния со шлаком (образование и выход стойких неразрушаемых соединений кремния и шлака, не вовлекаемых в дальнейшем в производство CaO, Al_2O_3, P_2O_5, TiO_2 и др). Отсутствие указанных примесей влияет на

стабильность технологического процесса и энергорежима, вследствие отсутствия спекаемости шихты в колошниковой зоне печи и связанных с этим тепловых потерь.

Таблица 2 - Показатели работы печи РТП №6 в базовый и опытный периоды

Показатель	Ед. изм.	Базовый период	Опытный период 13-20.01.15г.
Длительность испытаний	сут	6	6
Расход электроэнергии	МВт·ч/сут.	164,86	179,97
Производительность печи	т/сут.	30,28	31,30
Выплавлено металла	т	181,69	187,77
Удельный расход электроэнергии	кВт·ч/т	5444,4	5750,7
Активная мощность	МВт	6,86	7,51
Средний вес плавки	т	3,36	3,82
Кратность шлака		1,21	0,63
Извлечение металла	%	67,82	76,62
Потери металла со шлаком	%	15,57	5,61

Кроме этого, в период испытания технологии расход кварцита снизился на 20 – 22 %, древесного угля – на 30 – 35 %, электродов – на 10 – 12 %, расход электроэнергии на 12 – 16 %.

Результаты и выводы

Использование в шихтовке рудно-термической печи карбидокремниевой футеровки алюминиевых электролизёров взамен обычного восстановителя - каменного угля снижает расход электроэнергии – до 15 %, объём образующегося сопутствующего шлака – до 45%; расход шихтовых материалов (суммарно) до 25%, увеличивает выход металла на 5 - 10%.

Статья подготовлена с использованием результатов работ, выполненных в рамках федеральной целевой программы «Исследования и разработки по приоритетным направлениям развития научно-технологического комплекса России на 2014 - 2020 годы». Уникальный идентификатор ПНИЭР RFMEFI57715X0190.

Список литературы

1. Окладников В.П., Мураховский В.В., Маркман В.В., Зонова Ю.Г. Перспективы использования гидролизного лигнина в качестве сырья для электроплавки кремния // Гидролиз и лесохимическая промышленность, 1974. № 7. - С. 1-3.

2. Белоусов М.Г., Мархаев С. А. Брикетирование как способ рационального использования сырьевых ресурсов // Продуктивность экосистем и охрана водных ресурсов и атмосферы. - Красноярск, 1975.- С. 125-126.

3. Окладников В.П., Зельберг Б.И., Белоусов М. Г. Изучение смерзаемости гидролизного лигнина // Гидролиз и лесохимическая промышленность, 1976. № 6.- С. 23-26.

4. Зельберг Б.И. Сырьевые ресурсы мелкозернистых материалов, предназначенных для производства кремния в Восточной Сибири // Рациональное использование сырьевых ресурсов и отходов производства.- Иркутск, 1978. - С. 15-17.

5. Зельберг Б.И., Ратманов В.Н., Воробьев В.П. Вопросы формирования сырьевой базы для производства кремния Восточной Сибири // Пути повышения эффективности народного хозяйства Восточной Сибири: Материалы республиканской научной конференции.- Иркутск, 1981. - С. 179-182.

УДК 622.7

ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ СПОСОБЫ ПОДГОТОВКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ К ОБОГАЩЕНИЮ

Маслова Н.В., Романенко А.В.
научный руководитель канд. техн. наук Бакшеева И.И.
Сибирский федеральный университет

В последние годы предметом многих исследований в области обогащения полезных ископаемых является ориентация на создание новых методов и средств подготовки минерального сырья к обогащению. При этом особую актуальность приобрели экономико-экологические проблемы горнодобывающих и перерабатывающих производств, обусловленные явными проявлениями негативной тенденции ухудшения качества добываемого сырья. Заметно увеличилась доля добываемых труднообогатимых руд сложной текстуры, для которых характерны малые содержания ценных минералов, тонкая вкрапленность и незначительное различие в технологических свойствах разделяемых компонентов [1].

При обогащении труднообогатимых руд извлечение ценных компонентов не превышает 50 %. При этом 35-40% потерь связано со сростками и 30-35% - с тонкими частицами размером менее 40 мкм [2]. Попытки улучшения технологических показателей обогащения труднообогатимых руд традиционными методами не позволяет в полной мере достичь желаемых результатов [3].

С конце 80-х годов благодаря большому вкладу Института горного дела им. Н.А. Чинакала Российской академии наук г. Новосибирска и при активном участие ряда других институтов Сибирского отделения РАН были заложены первые исследования в направлении использования мощных энергетических воздействий для направленного изменения свойств минералов и руд с целью интенсификации процессов рудаподготовки и обогащения. Возможным это стало с разработкой выпуска линейных ускорителей электронов в Институте Ядерной физики им. Г.И. Будкера СО РАН.

Предыдущими исследованиями было установлено, что перед измельчением обработка руд ускоренными электронами позволяет сократить время их последующего измельчения в два раза и более с одновременным улучшением раскрытия сростков, что позволяет увеличить на 17-20% извлечение металлов при обогащении руды.

Целью настоящего исследования является улучшение технологических показателей руды и повышения комплексности ее использования с помощью энергетических воздействий в виде предварительной обработки сырья пучком ускоренных электронов.

Объектом исследования является золотосодержащая руда одного из рудопроявлений Красноярского края. Руда относится к окисленным рудам, более чем на 80% представлена породообразующими минералами. Вещественный состав пробы представлен в таблице 1.

Таблица 1 – Минеральный состав руды

Минералы, группы минералов	Массовая доля, %
Породообразующие минералы	
Золото	3,9 г/т
Серит	18,3
Альбит	20
Кварц	23,7

Клинохлор	8,8

Продолжение табл.1.

Глинистые минералы	8,4
Кальцит	2,6
Эпидот	2,5
Рудные минералы	
Пирит	0,19
Гётит и гематит	1,9
Рутил и анатаз	2,47

Гранулометрический состав пробы представлен в таблице 2.

Таблица 2 − Гранулометрический состав исходной руды

Класс, мм	Выход, %	Суммарный выход, %	
		+	-
+3	11.64	11.64	11.64
-3+2	10.00	21.64	21.64
-2+1.25	21.27	42.91	42.91
-1,25+0,63	18.78	61.69	61.69
-0,63+0,315	15.49	77.18	77.18
-0,315+0,16	4.02	81.2	81.2
-0,16+0,071	3.86	85.06	85.06
-0,071	14.94	100	100
ИТОГО	100	-	-

Обработка специально подготовленных образцов руды осуществлялась пучком ускоренных электронов с энергией 2,4 МэВ на промышленном ускорителе ИЛУ-6 в Институте ядерной физики им. Г.И. Будкера СО РАН в соответствии с заданными дозами. На рис.1 показан фрагмент технологического зала ускорительной установки. Видна нижняя часть ускорителя, под которым размещен транспортер. На транспортере находится емкость из нержавеющей стали, в которую помещена для обработки потоком ускоренных электронов исходная руда крупностью –-3+0 мм, масса навески 200 г.

Рис.1 - Размещение транспортера и емкости с обрабатываемой рудой в помещении технологического зала ускорителя ИЛУ-6

Результаты воздействия обработки ускоренными электронами золотосодержащей руды на процесс ее измельчения представлен в таблице 3 и на рисунке 2.

Таблица 3 - Результаты измельчения руды до и после обработки ускоренными электронами.

Доза, мкГр	Время измельчения, мин	Выход класса (%) -0,071 мм
Без обработки	20	84,84
25	20	86,23
50	20	88,06
75	20	90,28
100	20	92,42

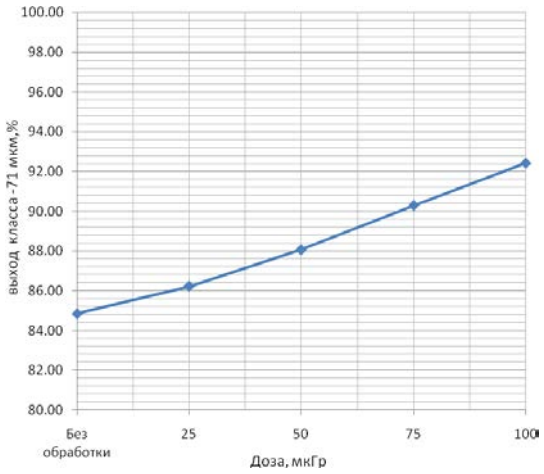


График 1 - Зависимость выхода класса -0,071 мм от дозы облучения (мкГр)

В таблице 3 и на графике 1 отражено воздействие обработки ускоренными электронами исследуемой руды на процесс её измельчения. Результаты опытов показывают, что при повышении дозы облучения выход класса -0,071 мм увеличиться 84,84 до 92,42 %. Следовательно, это говорит о разупрочнении образцов руды после предварительного облучения и позволяет сократить время измельчения.

Список литературы

1. Бочкарев, Г.Р. Интенсификация процессов рудоподготовки и сорбционного выделения металлов из техногенного сырья / Г.Р. Бочкарев, Г.И. Пушкарева, В.И. Ростовцев // Издат. Сибирского отделения РАН (Новосибирск). Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых − 2007. − №3.− С. 129 − 139. Режим доступа: http://elibrary.ru/item.asp?id=9511462

2. Изотов, А.С. Влияние радиационных воздействий на раскрытие минеральных сростков труднообогатимых руд / А.С. Изотов, В.И. Ростовцев// Издат. Сибирского отделения РАН (Новосибирск). Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых − 2003. − №2.− С. 81 − 90.. Режим доступа: http://elibrary.ru/item.asp?id=17953736

3. Киричек, А. В. Технология и оборудование статико-импульсной обработки поверхностным пластическим деформированием : науч. изд. / А. В. Киричек, Д. Л. Соловьев, А. Г. Лазуткин. – Москва : Машиностроение, 2004. – 287 с.

УДК 622.7

АНАЛИТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПОТЕРЬ МЕТАЛЛА ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ РУД

Райкова Д.А.
научный руководитель канд. техн. наук Коннова Н.И.
Сибирский федеральный университет

Добыча золота в мире происходит весьма неравномерно. Около 15% всей добычи приходится на долю Китая , 9% и 8% на долю Австралии и России соответственно.

Основными сырьевыми источниками в золотодобывающей отрасли являются россыпные и коренные месторождения золота. Но в настоящее время запасы руд богатых месторождений заметно снижаются, и вовлекается все больше в эксплуатацию ранее не используемое сырье – бедные руды, лежалые отвалы и хвосты обогатительных и золотоизвлекательных фабрик, руды мелких месторождений, а также комплексные, сложные руды, в которых наряду с другими ценными компонентами находится и золото. Отходы горнодобывающих предприятий образуются при добыче полезных ископаемых (отвалы вскрышных и горных пород) и переработке минерального сырья (хвостохранилища).

Если из богатых руд золото можно извлекать традиционными способами, то для рентабельного промышленного использования сырьевых источников золота (отвалы и хвостохранилища, забалансовые руды) требуется более усовершенствованная технология переработки. Усовершенствование способов извлечения золота играет большую роль в подъеме мировой добычи.

Исследование потерь металла при переработке золотосодержащих руд важная задача любого золотодобывающего предприятия. Так как снижение потерь это резерв, позволяющий увеличить объем добычи металла, а, следовательно, повысить эффективность деятельности предприятия. Не менее важной задачей для золотоизвлекательных предприятий в условиях сокращения запасов золота в коренных рудах и россыпях является вовлечении в эксплуатацию техногенных минеральных ресурсов (хвостохранилищ). Хвостохранилища существенно влияют на экологическую обстановку, поскольку процесс извлечения благородных металлов зачастую сопряжен с технологиями повышенной экологической опасности - цианированием, высвобождением значительных количеств соединений серы и мышьяка. В Северо-Енисейском районе Красноярского края, как и во всех золотодобывающих регионах России, проблема максимально эффективной переработки золоторудного сырья весьма актуальна в связи с растущими объемами производства и сокращением имеющейся минерально-сырьевой базы.

Объектом наших исследований является хвостохранилище ООО «Соврудник». Формировалось хвостохранилище с начала двадцатого века, т.е. более 100 лет назад, тогда было завершено сооружение первой золотоизвлекательной фабрики на руднике, названном в честь золотопромышленника Авенира Власова – Авенировским. В настоящее время ООО «Соврудник» — предприятие, входящее в группу компаний «Южуралзолото» (ОАО «ЮГК»). Открытое акционерное общество «Южуралзолото Группа Компаний» — ОАО «ЮГК» одно из крупнейших золотодобывающих предприятий России по объёму производства и запасам.

Работа проводится впервые по заказу предприятия. Сегодняшний этап работ магистерской диссертации – аналитический. В настоящий момент нами проводится анализ потерь металла на предприятии по представленным заказчиком материалам. На

примере 2014 года нами была сделана оценка, рассмотрены возможные причины потерь и предложены рекомендации по устранению указанных причин.

Потери металла при переработке золоторудного сырья возникают на всех этапах производства. При анализе потерь металла при переработке руд ООО «Соврудник» отмечено, что технологическая схема переработки руды на фабрике предполагает потери металла с хвостами флотации и гидрометаллургического передела (таблица 1).

Таблица 1-Потери металла при переработке руды на фабрике (данные 2014года)

2014	Планируемый объем переработки руды на фабрике, тыс.тонн	Потери металла с хвостами флотации, грамм	Потери металла с хвостами гидрометаллургии, грамм	Общие потери металл, грамм	Плановое содержание Au в отвальных хвостах, г/т	Фактическое содержание Au в отвальных хвостах,г/т
Январь	201	41 448	4 302	45 750	0,171	0,438
Февраль	172	35 754	3 927	39 682	0,169	0,436
Март	182	37 694	4 088	41 782	0,172	0,461
Апрель	206	42 418	4 382	46 800	0,176	0,453
Май	213	43 776	4 494	48 271	0,161	0,436
Июнь	173	35 977	3 966	39 943	0,162	0,458
Июль	214	44 048	4 498	48 546	0,171	0,455
Август	195	40 265	4 262	44 527	0,163	0,459
Сентябрь	173	35 977	3 966	39 943	0,169	0,456
Октябрь	181	37 471	4 050	41 521	0,171	0,447
Ноябрь	194	40 042	4 224	44 266	0,158	0,459
Декабрь	196	40 430	4 256	44 686	0,161	0,442
Среднее за год	191 667	39 608	4 201	43 810	0,167	0,450
Итого	2300	475300,00	50415,00	525715,00		

Общие потери металла по фабрике в 2014 году составили 525715 грамм, в том числе с хвостами флотации 475300грамм, с хвостами гидрометаллургии 50415грамм. Средние общие потери в месяц составили 43810 грамм.

При этом средняя массовая доля металла в исходной руде варьируется в интервалах от 1,92 до 1,94, а в питании флотационного цикла от 0,82 до 0,85 г/т соответственно.

Основная доля потерь металла приходится на хвосты флотации и составляет примерно 90%. В среднем в месяц с хвостами флотации теряется 39608, а с хвостами гидрометаллургического передела - 4201 грамм соответственно. Следует отметить, что потери с хвостами гидрометаллургии варьируются в интервале от 3927 до 4498 грамм. Таким образом, в анализируемый период совершенно четко прослеживается зависимость распределения потерь металла от объёма переработки руды на фабрике.

Причинами потерь металла являются:

-неравномерная подача руды в мельницу «Каскад» по данным наблюдений среднее количество подаваемой руды 130 т/ч при оптимальном режиме 100-115т/ час. Перегрузка мельницы ведет к её внеплановым остановкам на ремонт, что приводит к нарушению флотационного процесса.

-несоблюдение оптимального режима разжижения в цикле измельчения. Среднее значение содержания твердого: для ММС 7*23 61% при оптимальном значении 65-68%; для мельницы МШР36*40 64% при оптимальном значении 70%; для мельницы МШР 1,5*3 46% при оптимальном значении 50-55%. Вода подается

неравномерно, следовательно, велика вероятность недоизмельчения руды, что значительно влияет на показатели флотации.

-недозагрузка мельниц шарами, что ведет к недоизмельчению руды;

-отсутствие усреднения поступающей на фабрику руды. Данное отступление от правил рациональной переработки руды приводит к нарушениям технологического процесса как качественным, так и количественным, что в свою очередь ведет к увеличению расхода реагентов, электроэнергии и, следовательно, к росту потерь металла.

-несоответствие режимов флотации. При флотационном обогащении золотосодержащих руд одновременно происходит флотация сульфидных минералов и свободного самородного золота. Одна из причин потерь свободного золота в хвостах - несоответствие режимов флотации сульфидов флотируемости золота (применение сернистого натрия, извести, цианида). Свободное золото обладает специфическими физико – химическими свойствами, и для него требуются иные условия флотации, чем для сульфидов и других минералов[4]

Результатам нарушения технологического процесса на действующей фабрике является повышение содержания золота в отвальных продуктах обогащения среднее фактическое значение *0,450г/т при плане 0,167г/т.*

Повышенное содержание золота в отвальных хвостах обогащения приводит к накоплению металла в хвостохранилище.

На всех этапах производственного процесса возможно сокращению потерь металла, во первых, за счет устранения узких мест в технологическом процессе, во вторых, за счет использования новых современных методов, позволяющих с большей эффективностью использовать имеющиеся минеральные ресурсы.

В последнее время активно ведутся разработки методов снижения потерь металла при переработке минерального сырья на золотоизвлекательных фабриках.

Основными направлениями являются:

-в рудоподготовке: применение для измельчения современных мельниц VERTIMILL, что дает возможность меньшего переизмельчения материала. Внедрение автоматизированных систем управления загрузкой мельниц, для устранения фактов их перезагрузки, а также для соблюдения оптимального режима разжижения.

-во флотации совершенствование реагентного режима: разработка наиболее оптимальных сочетаний реагентов; применение новых реагентов стабилизирующих режимы флотации, таких как САК (сернисто-ароматический концентрат нефти) позволяет увеличить извлечение золота в общий концентрат по сравнению с базовыми показаниями на 12,2%[1].

-на гидрометаллургическом переделе применение дополнительной классификации хвостов цианирования. Песковая фракция хвостов цианирования содержит в 2-5 раз больше золота, что связано с проскоком крупной фракции в процессе измельчения так и цианирования. Установка цикла дополнительной классификации отвальных хвостов цианирования (возможно в стандартных или короткоконусных гидроциклонах) с последующим направлением песков (с выходом 2-3%) в цикл измельчения, может дать значительное снижение золота в отвальных продуктах. Применение метода магнитной сепарации в сильномагнитном поле для хвостов сорбции, извлечение золота в магнитную фракцию составляет 32,5% [2]

Хвосты переработки золотосодержащих руд, находящиеся в хвостохранилищах, существенно отличаются по своему составу и качеству от золотосодержащих руд, т.к. они в значительной степени измельчены и окислены. Вследствие этого присутствующее в них свободное золото обычно имеет покрытия из гидроокислов железа, а часть цветных металлов представлена минералами в окисленной форме. При

этом материал хвостов содержит много водорастворимых солей, флотационные реагенты и смазочные масла.

Для доизвлечения золота из песков хвостохранилищ существует множество разработанных и опробованных технологий. Основные направления:

-гравитационная технология обогащения с использованием концентраторов Кнельсона, флотационная технология и магнитно-флотационная [2]:

-технология выщелачивания с подачей выщелачивающих растворов через скважины [3];

-применение фильтров - цементаторов для извлечении золота из осветленных растворов хвостохранилища (позволяет извлечь от 30 до 50 % металла)

- агломерационная флокуляция – процесс, основанный на селективной смачиваемости углеродистых частиц аполярным маслом по отношению к пустой породе в водной среде. Исследования, выполненные на пробах хвостов ЗИФ, работающих по гравитационно - гидрометаллургической (Коммунаровский рудник) и гравитационно-флотационной технологиям (Артёмовская фабрика), показали, что процессы на основе агломерационной флокуляции эффективны для извлечения золота.

Таким образом, в ходе аналитического этапа диссертационной работы выявлены, что значительные потери металла при переработке руд на фабрике приходятся на хвосты флотации. Нами рассмотрены возможные причины их возникновения, выявлены существующие методы снижения потерь. Проведен литературный обзор существующих технологий доизвлечения золота из лежалых хвостов.

Экспериментальный этап работ включает изучение вещественного состава отобранной пробы хвостов, в том числе минералогический (сростки, окисленность и пр.) и химический анализы, распределение металла по классам крупности, фазовый состав пробы хвостов, изучение крупности металла в пробе и последующие исследования на обогатимость

В дальнейшей работе особое внимание будет уделено оценке возможностей применения технологий по доизвлечению металла из песков хвостохранилища, так как это значительный резерв повышения добычи золота. Последним этапом диссертационной работы будет технико-экономическая оценка предложенных вариантов технологий по переработке хвостов предприятия.

Реализация предложенных мероприятий по доизвлечению металла из хвостохранилища положительно отразится на экономических результатах деятельности предприятия. Дополнительные объемы добычи металла обеспечат рост прибыли и, следовательно, повышение эффективности деятельности, а это основная задача любого предприятия.

Список литературы

1) Анциферова С.А, Влияние серно-ароматического концентрата нефти на технологические показатели флотации при обогащении золотосодержащей руды // С.А Анциферова С.Р Самойлов, С.Р Мин, Н.Н Суворова. ФТПРПИ №4, 2012г

2) Лыгач, В.Н, Доизвлечение золота из отходов переработки бедных золотосодержащих руд Южного Урала // В.Н. Лыгач, Г.В. Ладыгина, В.Д. Саморукова,А.В. ГИГХС, ИКИМСО, 2007г

3) Шадрунова И.В, Адаптивные методы доизвлечения золота из хвостохранилищ золотоизвлекательных фабрик // И.В. Шадрунова, О.Е. Горлова, С.А. Провалов М.: УРАН ИПКОН РАН, 2011г

4) Брагина В.И., Коннова Н.И. Извлечение ценных минералов из хвостов обогащения//Горный информационно-аналитический бюллетень, 2011,№12, С.165-169.

5) Коннова Н.И. Переработка техногенного сырья горного производства//Горный информационно-аналитический бюллетень, 2015,№9, С.70-73.

УДК 622.7

МАГНИТНЫЕ НАНОЧАСТИЦЫ ДЛЯ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИИ

Романенко А.В.
научный руководитель канд. техн. наук Бакшеева И.И.
Сибирский федеральный университет

Гидрометаллургия является распространенным методом извлечения цветных и благородных металлов из руд вторичного и техногенного сырья, который получает все большее распространение на фоне снижения качества ресурсов. Пристальное внимание обращают на себя технологии, позволяющие эффективно извлекать ионы металлов из промышленных растворов и создавать замкнутые системы оборотного водоснабжения. Таким образом, можно предотвратить их вредное воздействие на окружающую среду. Полноценное извлечение цветных и драгоценных металлов из технологических растворов промышленных предприятий объясняется не только необходимостью защиты окружающей среды, но и ценностью самих металлов [1,2]. В связи с этим, исследования по переработке технологических растворов и утилизации извлекаемых соединений металлов являются актуальной научной и практической задачей. Наиболее широко гидрометаллургия используется при извлечении золота. При этом наряду с использованием цианидов для выщелачивания металла используются и иные растворители [3]. Одним из недостатков кучного выщелачивания золота цианидами является сложность обработки образующихся оборотных технологических растворов, использование которых должно обеспечить получение таких технологических показателей извлечения золота и серебра, которые не уступали бы достигаемым при использовании свежей воды.

Для извлечения металлов из продуктивных и оборотных гидрометаллургических растворов используют экстракцию, сорбцию и ионный обмен. Так, при извлечении золота из цианистых растворов наиболее часто применяют сорбцию металла на активированный уголь. Сорбцию проводят в динамических условиях, пропуская золотосодержащий раствор последовательно через 3-4 вертикальные колонны, заполненные гранулированным активным углем с крупностью зерен около 1 мм. Уголь периодически перегружают из колонны в колонну навстречу движению раствора. Из первой (по ходу движения раствора) колонны выгружают насыщенный благородными металлами уголь, в последнюю колонну загружают регенерированный сорбент. Насыщенный уголь, содержащий 2-5 кг/т золота, идет на регенерацию [4]. Так же применяют сорбцию металла на ионообменную смолу. К преимуществам ионообменных смол перед активированным углем относят следующие: более высокую степень насыщения смол до 20-30 кг/т смолы по сравнению с 3-5 кг/т для угля; значительную скорость реакции и извлечения золота из растворов - уменьшение продолжительности процесса в 3-5 раз, что обусловливает соответственно сокращение массы сорбента и объема сорбционного оборудования; более высокую степень извлечения из продуктивных растворов - остаточное содержание в растворах 0,01-0,03 мг/л для смол по сравнению с 0,1 мг/л для углей [5]. Наряду с этими классическими методами развиваются и иные способы отделения целевого металла, в том числе основанные на идеях и подходах из бурно развивающейся области науки - нанотехнологии.

В настоящее время наночастицы являются основой многих новых технологических процессов, в том числе основанных на использовании явления сорбции, которую удобно регулировать изменением состава функционализирующих

активных групп на поверхности. Особенно удобно проводить такую обработку на частицах, которые легко извлекаются из раствора, например, магнитных [6].

Современная тенденция к миниатюризации показала, что вещество может иметь совершенно новые свойства, если взять очень маленькую частицу этого вещества. Частицы, размерами от 1 до 100 нанометров называют наночастицами.

Нанохимия магнитных материалов – одно из наиболее активно развиваемых направлений современной нанонауки, в последние годы привлекает все большее внимание исследователей. Магнитные наноматериалы используются в системах записи и хранения информации, в новых постоянных магнитах, в медицине, в системах магнитного охлаждения в качестве магнитных сенсоров и т.п. С интенсивным развитием науки в последние десятилетия и стремительно ворвавшимся в научную лексику термином «нано», магнетизм наноразмерных объектов оказался едва ли не самой «горячей» наряду с фуллеренами и углеродными нанотрубками темой для исследований. Магнитные наночастицы широко распространены в природе и встречаются во многих биологических объектах [7].

Для извлечения металлов из растворов предложено использовать магнитные наночастицы оксидов железа, функционализированные сульфгидрильными активными группами. Наибольшая эффективность магнитных наночастиц обеспечивается при химической функционализации их поверхности, повышающей ее сорбционную активность и сродство к извлекаемому металлу. Наибольшая гибкость, при такой функционализации, обеспечивается при коллоидной крупности частиц. В этом случае магнитные коллоидные частицы могут играть роль носителя, если на них происходит сорбция ионов или небольших молекул, либо выполнять функцию омагничивающего агента, который закрепляется на поверхности относительно крупных частиц, придавая им магнитные свойства. Сорбция металла осуществляется малыми дозировками магнитного коллоида, который далее извлекается магнитной сепарацией. Способы извлечения варьируются в зависимости от требуемой напряженности магнитного поля.

На данной стадии работ, исследования проводятся на синтезированных наночастицах и искусственных растворах, моделирующих технологические растворы выщелачивания золота.

Список литературы

1. Варламова И.А., Гиревая Х.Я., Калугина Н.Л., Куликова Т.М., Медяник Н.Л. Физико- химические закономерности извлечения тяжелых металлов из техногенных гидроминеральных месторождений. – Магнитогорск: МиниТип, 2010. – 246 с.

2. Медяник Н.Л., Гиревая Х.Я. Извлечение ионов меди из сточных вод с помощью осадителей-восстановителей // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. – 2007. - № 1. – С. 113-114.

3. Минеев Г.Г. Растворители золота и серебра в гидрометаллургии / Г.Г.Минеев, А.Ф. Панченко // Металлургия, 1994г. С. 241.

4. Минеев Г.Г. Биометаллургия золота. М.: Металлургия, 1989.

5. Черняк А.С., Овчинникова О.В. Вторичные ионообменные явления в процессах выщелачивания золота и серебра // Гидрометаллургия золота. М.: Наука, 1980.

6. Авторское свидетельство 516861 СССР, Ферромагнитная жидкость для магнитожидкостных уплотнений /Д.В.Орлов, В.Г.Курбатов, В.А.Силаев, А.В. Сизов. - 1981.

7. Губин С.П. Магнитные наночастицы: методы получения, строения и свойства / С.П. Губин, Ю.А. Кокшаров, Г.Б. Хомутов [и др.] // Успехи химии. – 2005. - № 74 (6). – С. 539 – 574

УДК 622.765

ПОВЫШЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ СУЛЬФИДНОЙ ФЛОТАЦИИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ НАНОРАЗМЕРНЫХ АКТИВАТОРОВ

Сарычева А.А.[1], Воробьев С.А.[2]
научный руководитель канд. техн. наук Бурдакова Е.А.
[1] Сибирский федеральный университет
[2]Институт химии и химической технологии

Флотационный процесс является наиболее универсальным методом обогащения полезных ископаемых. В настоящее время более 95 % всех сульфидных руд, содержащих цветные, редкие и драгоценные металлы, обогащаются методом флотации.

Прогресс в области флотационного обогащения в значительной мере определяется совершенствованием реагентного режима, использованием новых реагентов-собирателей и их сочетаний, модификаторов флотации.

Однако, в практике обогащения многие из испытанных реагентов не находят практического применения из-за высокой стоимости, превышающей цену традиционно используемых в 4-5 раз, или отсутствия в РФ базы для производства [1]. Поэтому, как и многие десятилетия назад, при флотации, например, свинцово-цинковых руд, используют в основном следующую номенклатуру реагентов: в свинцовом цикле – бутиловый, этиловый или изопропиловый ксантогенат или аэрофлот (31, 211, 242 и этиловый) в щелочной среде, создаваемой содой или известью; в качестве депрессора используют цинковый купорос и его сочетания с сульфитом натрия и др. реагентами; в качестве вспенивателя применяется метилизобутилкарбинол (МИБК), крезиловая кислота, сосновое масло, оксаль, Доуфрос и др. В цинковом цикле в качестве собирателей применяют изопропиловый, этиловый, изобутиловый, амиловый ксантогенаты и сочетания с дитиофосфатами [2].

Известно, что лучшими активаторами поверхности цинковой обманки являются соли тяжелых металлов, которые образуют с ксантогенатом более труднорастворимые соединения, чем цинк [3]. Практически на всех обогатительных фабриках, перерабатывающих сфалеритсодержащие руды, для активации сфалерита применяют медный купорос. Активация происходит в результате обмена катионов цинка кристаллической решетки сфалерита на катионы меди по следующей схеме (1):

$$ZnS]Zn^{2+} + Cu^{2+} \rightarrow ZnS]Cu^{2+} + Zn^{2+} \quad (1)$$

Обмен прекращается при образовании монослоя CuS. Однако применение медного купороса имеет ряд недостатков:

- большой расход из-за протекания побочных процессов в пульпе (выпадение в виде ксантогената меди, сорбция ионов меди тонкими шламами);
- трудность удаления катионов меди с поверхности сульфида цинка в связи с прочным закреплением ионов меди в ней (в т.ч. с применением острого пара, сернистого натрия).

Для решения вышеуказанных недостатков в работе [4] было предложено применение наноактиваторов сфалерита Артемьевского месторождения и Жезказганского (Казахстан). Определено, что применение наночастиц оксигидроксида меди (II) при цинковой флотации руды первого месторождения обеспечивает прирост содержания цинка в цинковом концентрате на 10-12% при снижении расхода медного купороса в 4 раза. На руде другого месторождения показан опыт положительного использования (в качестве наноразмерных активаторов сульфидной цинковой флотации) непосредственно самих частиц медных минералов – халькопирита, халькозина, борнита и ковеллина. Обнаружено, что извлечение сфалерита в пенный

продукт флотации увеличилось на 2%, флотацию вели при крупности частиц 300-40 нм. Отмечено, что использование природных частиц имеет перспективы удешевления процесса флотации и упрощения технологии в целом.

Объектами наших исследований являются сульфидные монофракции цинка Жайремского (Казахстан) и Горевского (Россия) месторождений полиметаллических руд.

Целью нашей работы является повышение показателей сульфидной флотации с использованием наноразмерных активаторов и оптимизация параметров обработки минералов.

Ранее такой подход был связан с трудностями анализа размеров частиц в широком диапазоне (в т.ч. порядка 10 нм), однако современный уровень исследований и набор различных методов позволяют определять дисперсность, дзета-потенциал и устойчивость коллоидных растворов во времени.

В нашей работе предлагается использование наночастиц сульфида меди CuS, образованных в результате взаимодействия двух реагентов - сернистого натрия Na_2S и медного купороса $CuSO_4$. Важным этапом является изучение их граничных условий формирования, а также влияние некоторых факторов на их устойчивость (например, pH среды, как одного из важнейших факторов, влияющих на флотацию).

Предполагается, что при попадании во флотационную систему активность наночастиц будет способствовать образованию наноразмерных адсорбционных слоев. Весьма полезной для флотации может быть отличительная особенность всех коллоидных частиц - свойство в двухфазной системе, состоящей из двух несмешивающихся фаз, таких, как вода/воздух или вода/масло скапливаться на границе раздела, которая является энергетически благоприятной, тем самым стабилизируя систему [3]. Возможно, благодаря именно этому свойству следует ожидать, что с применением наночастиц скорость флотации зерен сульфидов значительно увеличится, поскольку в работе [4] утверждается, что присутствие коллоидных частиц на границе раздела облегчает образование элементарного флотокомплекса между частицей и флотационным пузырьком.

Для синтеза устойчивых гидрозолей частиц согласно реакции (2)

$$CuSO_4 + Na_2S \rightarrow CuS + Na_2SO_4 \qquad (2)$$

при $t=25^0C$ сливали по 1 мл водных растворов медного купороса и сернистого натрия, при этом варьировали их концентрации в пределах 1-40 мМ и 1 – 80 мМ соответственно. В результате смешения получены растворы черно-бурого цвета, однако при заметном увеличении концентрации (более 100 мМ) процесс сопровождается выпадением осадка.

Выполнены исследования по определению гидродинамического размера и дзета-потенциала образовавшихся частиц наноактиваторов методом фотонно-корреляционной спектроскопии (DLS-метод) с использованием прибора Zetasizer Nano ZS (Malvern Instruments, Великобритания).

Установлено, что с увеличением концентрации меди (II) размер частиц возрастает, однако данный рост также критически зависит от молярного отношения ионов реагентов Cu^{2+}: S^{2-}. Отмечено, что избыток сульфид-ионов по отношению к ионам меди (например, 2 против 1,5) приводит к быстрому увеличению размера частиц. Недостаток сульфид-ионов также приводит к уменьшению стабильности частиц (Cu^{2+}: S^{2-} = 0,9-1,0). Наиболее стабильные результаты во всем интервале концентраций меди (2-20 мМ) получены при Cu^{2+}: S^{2-} = 1,1, при этом размер частиц варьирует от 20 до 100 нм. Для этого отношения реагентов также наблюдается стабильное значение заряда частиц в пределах – (40 ÷ 50) мВ.

По результатам исследований предположили, что на гидродинамический размер частиц CuS и агрегационную устойчивость влияет количество сульфид-ионов оставшихся в растворе после реакции («свободных»), которые видимо и формируют мицеллу частицы, отвечая за ее стабильность. Определено, что минимальный размер частиц CuS наблюдается при 4-5 мМ «избытке» сульфид-ионов в растворе. При этом размер частиц при оптимальном 5 мМ «избытке» сульфид-ионов закономерно растет от концентрации меди (которую варьировали в пределах 0-10 мМ) и находится в интервале 15-30 нм.

В присутствии большего или меньшего количества сульфид-ионов размер частиц быстро возрастает, вплоть до формирования осадка. Вероятно, сульфид-ионы выступают в роли стабилизатора частиц и при их недостатке ($\leq$ 2 мМ) частицы агрегируют, а при избытке ($\geq$ 6 мМ) наблюдается обратный эффект – повышение ионной силы раствора, сжатие двойного электрического слоя частицы и как следствие ее агрегационная дестабилизация. Заметим, что эти устойчивые коллоидные растворы при стоянии в течении суток и более формировали осадок. Вероятным объяснением этому может быть то, что стабильность золей падала в связи с окислением «свободных» сульфид-ионов кислородом воздуха.

Дальнейшие исследования предполагают проведение тестов по микрофлотации монофракций сфалерита (с использованием трубки Халимонда), а также перефлотацию мономинеральных фракций сульфида цинка с наноактиваторами, с применением и без традиционной номенклатуры реагентов (ксантогенатом, вспенивателем).

Список литературы

1. Бочаров В.А., Игнаткина В.А. Флотация золотосодержащих сульфидных руд с новыми собирателями// Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал) № 10 / 2005, С.315
2. Шубов Л.Я., Иванков С.И., Щеглова Н.К. Флотационные реагенты в процессах обогащения минерального сырья: Справочник: В 2 кн./Под ред. Л.В. Кондратьевой.-М.:Недра,1990.-Кн.2. С.263
3. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения. Учебник для вузов. — М.: Недра, 1984. С.383
4. Бектурганов Н.С., Тусупбаев Н.К., Турысбеков Д.К., Семушкина Л.В., Ержанова Ж.А. / Изучение влияния новых наноактиваторов на флотируемость сфалерита//Материалы Международного совещания «Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки минерального сырья», Плаксинские чтения 2013. С.211-214
5. Molecular Mimetic Self-Assembly of Colloidal Particles/ Z. Mao, H. Xu, D. Wang //Advanced Functional Materials, Volume 20 Issue 7, P. 1053 - 1074
6. Yang S., Pelton R. Nanoparticle Flotation Collectors II: The Role of Nanoparticle Hydrophobicity // Langmuir 2011, 27, P. 11409–11415

УДК 66

ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ, ОБУСЛАВЛИВАЮЩИЕ ИЗНОС КАТОДА АЛЮМИНИЕВОГО ЭЛЕКТРОЛИЗЕРА

Солопов И.В.
научный руководитель д-р хим.наук, проф. Поляков П.В.
Сибирский федеральный университет

Выделение алюминия на поверхности расплава из алюминия является первичной катодной реакцией. Катодное устройство в сборе (угольные материалы, стальные блюмсы, огнеупорные материалы, теплоизоляционные материалы и стальной кожух) функционирует как контейнер и проводник электричества, и по существу, не должен реагировать ни с жидким алюминием, ни с электролитом. Несмотря на это, хорошо известно, что химические реакции на поверхности, пропитка электролитом и взаимодействие с футеровочными материалами проходят в течение всего срока службы электролизера[1].

Существует два основных электрохимических процесса, в которые вовлечен углерод катодных блоков: поглощение натрия и формирование карбида алюминия. Оба этих процесса происходят ниже потенциала, необходимого для осаждения алюминия, и поэтому образование карбида и поглощение металлического натрия в блоках может происходить в течение всего срока службы ванны, как и происходит в современных электролизерах. Так как углерод катода имеет больший катодный потенциал, чем слой жидкого алюминия, электролит, которым заполнена часть пространства между блоком и алюминием, обусловливает протекание данных электрохимических реакций[2].

Нарушениями, в результате проникновения натрия могут являться: выгибание подовых блоков, растрескивание и расслоение подины, однако эти нарушения, зачастую, являются критическими и актуальны на электролизерах с большим сроком службы[3]. Последствиями таких нарушений также являются локальные зоны с повышенными плотностями тока. Также, повышенные скорости циркуляции на незащищенных участках обуславливают перемещение карбида алюминия, что раскрывает новые участки поверхности, на которые воздействует алюминий, т.е. возникают новые участки формирования карбида. Местное растворение и скорость износа будут зависеть от локальной плотности тока, скорости потока, скорости изменений пленки электролита и химического состава.

Сведения по абразивному износу материалов (механическому износу) можно классифицировать в определенном порядке в соответствии с данными полученными в ходе работы промышленных электролизеров:

-Прямой механический износ, по всей вероятности, менее важен в отношении оценки механизма износа катодного устройства в целом;

-Снижение общей пористости уменьшает степень износа;

-Высокая пористость катодного блока может увеличить скорость износа при карбидообразовании и отделении зерен около поверхности пор;

-Al_3C_4 образуется и растворяется в течение всего процесса износа при постоянном движении металла и электролита относительно карбида;

-Характер износа подины в промышленных электролизерах часто неоднородный и неравномерный.

Углерод катода, как принято полагать, химически реагирует с металлом, формируя при этом Al_4C_3 как показано в уравнении 1. Слой карбида защищает углерод катода, однако только до тех пор, пока карбид не удален физически или не растворен в электролите. Этим обусловлено дальнейшее изнашивание катодного блока.

Основная реакция между жидким алюминием и углеродом катода:

$$4Al_{(ж)} + 3C_{(тв)} = Al_3C_{4(тв)} \quad (1)$$

Реакция термодинамически возможна при всех температурах электролитического получения алюминия. Согласно Worrel[6], при 1000°C изменение энергии Гиббса для реакции (1) составляет ΔG = -170 кДж [3]. Образование Al_3C_4 при электролизе может быть выражено в химической форме или в электрохимическом выражении (уравнение 2)[2]:

$$\text{Анодный процесс: } 4Al_{(ж)} + 12F^-_{(дисс)} = 4AlF_{3(дисс)} + 12e^- \quad (2\ а)$$

$$\text{Катодный процесс: } 4C_{(тв)} + 4AlF_{3(дисс)} + 12e^- = Al_3C_{4(тв)} + 12F^-_{(дисс)} \quad (2\ б)$$

Реакции образования карбида протекают до насыщения расплава с образованием слоя определенной толщины на поверхности углерода, после этого слой действует как диффузионный барьер. Поскольку существует убеждение, что карбид алюминия может образовываться из углерода и алюминия, растворенных в электролите, диспергированные частички углерода, образующиеся на поверхности анода в электролите могут реагировать снова с формированием нового карбида алюминия, а следовательно, вызовут уменьшение выхода по току, по сравнению с ненауглероженными диспергированными частичками электролита.

Электрохимическое образование карбида алюминия термодинамически более благоприятно для углерода с беспорядочной структурой (который имеет высокую термодинамическую активность). Дробленный коксовый наполнитель обладает более высокой пористостью, чем большинство смесей антрацита или графита. Следовательно, в матрице дробленого кокса преобладают агрегаты, благоприятные для электрохимических реакций на локальных участках. Сетевой эффект этого электрохимического растворения углеродной матрицы соединяет эти частички вместе, и предположительно, наращивает слой твердого карбида алюминия (или криолит-глиноземного осадка с карбидом алюминия). Эти два явления приводят к увеличению износа поверхностной структуры, делая физическую эрозию более легкой, в сравнении с ростом выброса частичек из карбидного слоя, при интенсивном его затвердевании.

При высоких плотностях тока значительно увеличивается электродный потенциал угольного катода, и скорость образования карбида алюминия соответственно резко повышается. Следовательно, большой износ и высокая скорость отделения частиц при высоких плотностях тока являются следствием этого механизма. Последующее отделение частиц, производит полное освобождение поверхности, которое может быть заполнено алюминием. Потенциал катода (перепад напряжения в катоде), как движущая сила для образования карбида алюминия расширяет границы взаимодействия, потому что снижается расстояние до блюмса, таким образом, возникают предпосылки для прогрессирующей эрозии подины.

Последующая версия механизма этой эрозии была представлена в ряде работ [2,4,5]:

-Карбид алюминия образуется в порах катодного блока, особенно около его поверхности, что подтверждается электролизным тестом с обратной полярностью.

-Увеличение открытой пористости увеличивает уровень пропитки электролитом и следственно приводит к повышенному карбидообразованию.

-Высокая пористость характеризуется неравномерным износом поверхности, возможно, это зависит от локального отслоения частиц, от их формы, и от их растворения при увеличении объема карбида алюминия на обновленной поверхности.

-Пористость, состав электролита и плотность тока, особенно в совокупности оказывают наибольший эффект на износ катода.

Список литературы

1.Sorlie M. Cathodes in aluminium electrolysis // M. Sorlie, H. Oye // Dusseldorf, Germany: Aluminium-Verlag Marketing & Kommunikation GmbH.-2010.–P.662.

2.Rafiei P. Electrolytic degradation within cathode materials // P. Rafiei, F. Hiltmann, M. Hyland, B. James, B. Welch // Light Metals.-2001.– P. 747–752.

3.Минцис М.Я. Электрометаллургия алюминия // М.Я. Минцис, П.В. Поляков, Г.А. Сиразутдинов // Новосибирск: Наука. - 2001.–С.386.

4.Patel P. Influence of internal cathode structure on behavior during electrolysis Part 1: Properties of graphitic and graphitized material // P.Patel, M. Hyland, F. Hiltmann // Light Metals.-2005.– P.751-756.

5.Patel P. Influence of internal cathode structure on behavior during electrolysis Part 3: Wear behavior in graphitic materials // P.Patel, M. Hyland, F. Hiltmann // Light Metals.-2006.– P.633-638.

6.Worrell W. L. Carbothermic reduction of alumina. A thermodynamic analysis // W.L.Worrell // Canadian Metallurgical Quarterly 4.- 1965.- P.87–95.

УДК 669.334

ВЫВОД МЕДИ ИЗ ЦИКЛА АФФИНАЖНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Тыченко В.И.
научный руководитель канд. техн. наук Миронкина Н.В.,
канд. хим. наук Темеров С.А.
Сибирский федеральный университет

С концентратами драгоценных металлов (ДМ) на переработку на аффинажные предприятия поступают медь, селен, теллур, мышьяк, сурьма и другие неблагородные элементы (НБЭ) [1]. Отходы электронной промышленности, помимо ряда перечисленных элементов, приводят к поступлению в аффинаж дополнительных примесей меди, никеля, железа, олова и свинца [2]. В процессе аффинажа ДМ образуются многочисленные промежуточные продукты, содержащие цветные и благородные металлы в различных формах.

НБЭ накапливаются и циркулируют в технологическом цикле, в связи с этим актуальной является задача поиска технологий для выделения балластных металлов в отгружаемые продукты или получения товарной продукции на их основе.

Поступление меди с сырьем составляет величину порядка 30 т/год. Практически единственным каналом для вывода меди и никеля из производства ОАО «Красцветмет» являются медистые гидроксиды. До настоящего времени эти продукты отгружаются для переработки в ПАО «ГМК «Норильский никель».

В ОАО «Красцветмет» образуются три типа растворов, содержащих медь, концентрация основных компонентов которых приведена в таблице 1.

Таблица 1 – Состав медистых растворов (среднегодовые показатели), мг/л

Тип раствора	Cu	Fe	Pb	As	Se	Te	Ni	сумма ДМ
сернокислый	53000	159,5	69,0	120	278,5	130	3182	248,5
азотнокислый	67000	374,0	1300	5,0	3072	8866	1364	2393
солянокислый	15000	7,0	2428	640	1350	6500	37,0	1094,5

Прямому осаждению меди из указанных растворов цементацией препятствует наличие в растворах нитратов, хлоридов и халькогенидов [3]. Вследствие этих причин из растворов осаждаются гидроксиды по схеме, представленной на рисунке 1, средний состав которых приведен в таблице 2.

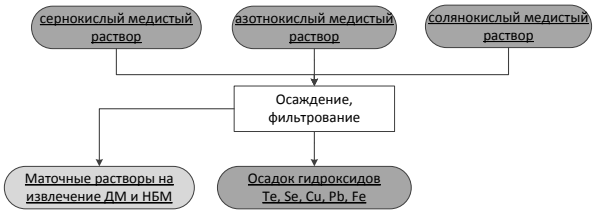


Рис.1 – Технологическая схема получения гидроксидов

Таблица 2 – Состав гидроксидов, %

Cu	Fe	Pb	As	Se	Te	Ni	Cl	сумма ДМ
42,5	2,00	0,7	0,2	3,4	2,9	3,5	10	0,195

Известна технология переработки гидроксидов выщелачиванием в серной кислоте с повторным осаждением гидроксидов щелочью, позволяющая отделить медь от железа, селена, теллура, свинца и мышьяка, которые концентрируются в нерастворившемся остатке [4]. Однако при этом не решается задача эффективного разделения меди и ДМ, а также значительно увеличивается количество растворов, требующих утилизации, и затраты на переработку гидроксидов.

Применение восстановительных реагентов на стадии выщелачивания гидроксидов дает эффект очистки от ДМ, выделяемых в отдельный продукт, не содержащий меди и пригодный для пирометаллургического обогащения. Содержание ДМ во вторичных осадках гидроксидов может быть снижено в 5-10 раз.

В современной мировой металлургической практике существует основной метод извлечения чистых металлов из растворов, реализуемый, в частности, компанией «OUTOTEC», — способ «жидкостная экстракция – электроэкстракция» (SX-EW) [5], который позволяет сконцентрировать медь из сернокислых растворов, полученных при выщелачивании руды. Отделение меди от железа и тяжелых металлов является основной проблемой процесса экстракции, для устранения которой разработаны и применяются селективные по меди экстрагенты, в частности, альдоксимы, кетоксимы и их смеси [6, 7].

К электролиту для извлечения меди также существуют требования, ограничивающие содержание в нем хлоридов, нитратов и других примесей. Кроме того, присутствие в электролите ДМ при электролизе будет приводить к их совместному осаждению в осадок катодной меди. Эти факторы препятствуют направлению на электроэктракцию непосредственно технологических растворов, перечисленных в таблице 1.

Для селективного извлечения меди из продуктов, образующихся при аффинаже ДМ, предложены технологии экстракционного извлечения меди как непосредственно из исходных растворов, так и из растворов выщелачивания медистых гидроксидов в серной кислоте.

Очистка меди от примесей ДМ и НБЭ на стадиях экстракции и реэкстракции позволит получать растворы сульфата меди, соответствующие требованиям для получения металлической меди электроэкстракцией. Возможно также получение медного купороса методом упаривания сернокислых растворов. Конечными продуктами технологии являются товарные продукты меди, пригодные для реализации потребителям.

Список литературы

1. Меретуков М.А., Орлов А.М. Металлургия благородных металлов. Зарубежный опыт. – М.: Металлургия. 1991. – С. 233-270.

2. Стрижко Л.С. Металлургия золота и серебра. – М.: МИСИС, 1991. – 336 с.

3. Алкацев М.И. Процессы цементации в цветной металлургии. М.: Металлургия, 1981. – 116 с.

4. Патент РФ № 2360867, 10.07.2009.

5. Copper SX-EW technology [Электронный ресурс]. – Режим доступа: http://www.outotec.com/ImageVaultFiles/id_713/cf_2/OTE_Copper_SX-EW_technology_eng_web.PDF (дата обращения: 21.03.2016)

6. Kislik V.S. Solvent Extraction: Classical and Novel Approaches. Amsterdam: Elsevier, 2012. – P. 198–200.

7. Воронин Д.Ю., Панин В.В., Крылова Л.Н. Способ экстракции меди из сернокислых растворов // Патент России № 2339713. 2008. Бюл. № 33.

УДК 669.2

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ХИМИЧЕСКОГО ОБОГАЩЕНИЯ ОЛОВОСОДЕРЖАЩИХ ХВОСТОВ

Шинко Н.С.
научный руководитель канд. техн. наук Марченко Н.В.
Сибирский федеральный университет

Основными источниками производства олова являются руды россыпных и коренных месторождений, причем наиболее рентабельными по разработке были и остаются россыпи. Россия занимает пятое место в мире по запасам рудного олова, но в россыпях России заключено лишь около 10 % запасов олова, причем, за единичными исключениями, они мелкие и содержат пески низкого качества, а перспективы открытия в стране крупных и богатых россыпей не выявлены. Поэтому основным источником получения олова в России являются коренные месторождения [1].

Запасы и прогнозные ресурсы олова распределены на территории России весьма неравномерно – практически все они сконцентрированы в Якутии и на Дальнем Востоке страны, в регионах со сложными климатическими условиями [2]. Структура оловянного сырья постепенно ухудшается. Одновременно со снижением содержания олова в рудах и концентратах и возрастанием содержания в них примесей (Pb, Zn, Cu, Bi, As, Sb, S, W и др.) ужесточаются требования к охране окружающей среды и комплексности его использования.

Несмотря на высокое извлечение олова на металлургическом переделе, сквозное его извлечение на обогатительно-металлургическом переделе из сырья коренных месторождений колеблется в пределах 40-60 %. При этом стремление к получению богатых по олову концентратов приводит к потере с хвостами не только значительного количества олова, но и металлов-спутников. Это обуславливает необходимость активного проведения исследований по поиску новых приемов, методов и оборудования для извлечения олова из такого сырья отличных от традиционных.

Единственным заводом в России, получающим олова из рудного сырья, является ОАО «Новосибирский оловокомбинат». На его территории в условных отвалах центральной доводочной фабрики комбината накоплено около 130 тысяч тонн хвостов, содержание олова в которых составляет около 1 %. Таким образом, запасы олова в отвалах составляют 1200-1500 тонн дорогостоящего металла. Эти отвалы находятся на территории оловянного комбината в центре крупного города, что отрицательно влияет на экологию. В связи с этим разработка технологии переработки этих материалов имеет не только экономическое значение, но и дает возможность решить экологические проблемы переработки вредных отходов металлургического производства.

Несмотря на большой объем исследований проводимых в нашей стране и за рубежом по доводке бедных оловосодержащих материалов до кондиций основного производства, все они, в основном, рассматривали способ отгонки олова из материала в виде оксидов, сульфидов и хлоридов [3,4].

Работами исследований установлено [3], что для возгонки олова из сырья в виде оксида (SnO) и сульфида (SnS) необходима высокая температура 1200-1400 ºС. Следовательно, при осуществление таких процессов, затраты на топливо значительны. В настоящее время процесс сульфидовозгонки широко используется для отгонки олова из шлаков основного производства (фьюмингование). Но этот процесс считается рентабельным при содержании олова в перерабатываемом материале не менее 4-5 %.

Хлоридовозгонка является более перспективным процессом [4], не требующим таких высоких температур. Этот процесс может быть осуществлен без расплавления

исходной шихты (возгоночный обжиг), что является значительным его преимуществом. Но единственным на сегодняшний день практически реализованным примером хлоридовозгоночного процесса в трубчатой вращающейся печи является опыт комбината «Гэцзю» КНР. В качестве хлоринатора, при этом, можно использовать газообразный хлор или хлористые соли – хлорид аммония, натрия, калия, магния и их смеси в различном соотношении. Лучшим хлоринатором признан хлорид кальция [3,4].

Сотрудниками кафедры «Металлургии цветных металлов» Сибирского Федерального Университета ранее уже были проведены ряд исследований по переработке оловосодержащих хвостов по пирометаллургической и гидрометаллургической технологии [5,6].

В лабораторных условиях сотрудниками университета была исследована пирометаллургическая технология хлоридовозгонки и доказана возможность извлечения олова и ряда других металлов из хвостов в виде хлоридов [5].

Исследования включали в себя два этапа обжига:

- окислительный обжиг хвостов с целью удаления серы и мышьяка;
- хлорирующий обжиг полученного огарка с целью отгонки олова и ряда цветных металлов.

Эксперименты проводили в муфельной электропечи при Т = 800-850 ºС при регулярном перемешивании обжигаемого материала, помещенного в металлический противень.

Основные реакции, протекающие при окислительном обжиге оловянных материалов, содержащих серу, мышьяк, сурьму и другие примеси, следующие:

$4FeS + 7O_2 = Fe_2O_3 + 4SO_2$ (1)

$3FeS + 5O_2 = Fe_3O_4 + 3SO_2$ (2)

$FeS + 1{,}5O_2 = FeO + SO_2$ (3)

$2FeAsS + 5O_2 = Fe_2O_3 + As_2O_3 + 2SO_2$ (4)

$As_2O_3 + O_2 = As_2O_5$ (5)

$Sb_2S_3 + 4{,}5O_2 = Sb_2O_3 + 3SO_2$ (6)

$As_2S_3 + 4{,}5O_2 = As_2O_3 + 3SO_2$ (7)

$2Sb_2O_3 + O_2 = 2Sb_2O_4$ (8)

$MeS + 1{,}5O_2 = MeO + SO_2$, (9)

где Me - Pb, Zn, Cu, Bi, Ca, Mg и другие.

После окислительного обжига полученный огарок отправляли на анализ рентгено-спектральным методом, для определения остаточного содержания серы и мышьяка в полученном продукте. Степень десульфуризации при окислительном обжиге составила 80-82 %, степень деарсенизации – 89-90 %.

Далее проводили второй этап обжига – хлорирующий. Шихта, поступающая на хлорирующий обжиг состояла из полученного на первом этапе огарка, хлористого кальция и угля в различных соотношениях. Хлорирование осуществляли в муфельной печи при Т = 850 ºС:

$SnO_2 + CaCl_2 + C = CaO + SnCl_2\uparrow + CO$ (10)

Степень отгонки олова оценивали по остаточному содержанию его в огарке (рентгено-спектральным методом) и, в зависимости от расходов угля и хлористого

кальция, она менялась от 60 до 85 %. Помимо олова наблюдался переход в возгоны свинца. А основная масса меди, железа, цинка оставалась в огарке в форме водно-растворимых хлоридов. Наилучшие результаты были получены при расходе хлористого кальция в 3-3,5-кратном, а угля 5-10-кратном размере против стехиометрии.

Исследования по гидрометаллургическому способу обогащения оловосодержащих хвостов включали в себя также два этапа [6]:

- окислительный обжиг хвостов с целью удаления серы и мышьяка, при Т = 800-850 ºС;

- выщелачивание полученного огарка концентрированной соляной кислотой при Т = 95-98 ºС с переводом металлов-примесей в раствор и получением обогащенного по олову нерастворимого остатка.

Этот способ, по моему мнению, является более перспективный. Но одним из недостатков предложенной ранее технологии является использование перед выщелачиванием экологически вредного процесса обжига.

Задачей наших исследований явилась изучение возможности химического обогащения оловосодержащих хвостов без его предварительного обжига с получением в качестве готового продукта материала, пригодного для переработки методом фьюмингования, вместе со шлаками основного оловянного производства.

Исследования проводились на кварцево-сульфидных оловосодержащих хвостах Новосибирского оловокомбината, состав которых приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Состав кварцево-сульфидных оловосодержащих хвостов

Компонент	Sn	Cu	Pb	Zn	Fe	As	S	CaO	SiO_2	Al_2O_3
%	0,6-0,7	1,1-1,2	1,2-1,3	1,3-1,4	21-22	9-10	12-13	12-15	18-20	4-5

В ходе проведенных исследований были выполнены термодинамические расчеты процесса гидрометаллургического вскрытия материала без его предварительного обжига в растворах серной и соляной кислот.

Основной минерал олова – касситерит (SnO_2) – исключительно стойкий к действию водных растворов кислот, щелочей и солей. Он практически нерастворим даже в концентрированных горячих растворах сильных кислот, сильных оснований, окислителей и восстановителей [7]. Это даёт возможность провести процесс выщелачивания с переводом в раствор металлов-примесей и оставить олово в нерастворимом остатке.

Исследования выщелачивания проводили на солянокислом и сернокислом растворе с концентрацией кислоты от 200 г/л до концентрированной в интервале температур 50-98 ºС при Т:Ж равное 1:10 в течение 1-2 часов.

В результате выщелачивания в раствор перешло от 50 до 65 % Fe, около 75 % Cu, около 50 % As и др. Качество процесса оценивали по содержанию олова в кеке от выщелачивания (рентгено-спектральным методом). При этом содержание олова в нерастворимом остатке (кеке) увеличилось в 3-4 раза, по сравнению с исходным материалом, что сделало его пригодным для дальнейшей переработки в основном оловянном производстве (рисунок 1)

В дальнейших своих исследованиях мы планируем подобрать оптимальные параметры процесса и разработать технологическую схему переработки оловосодержащих хвостов.

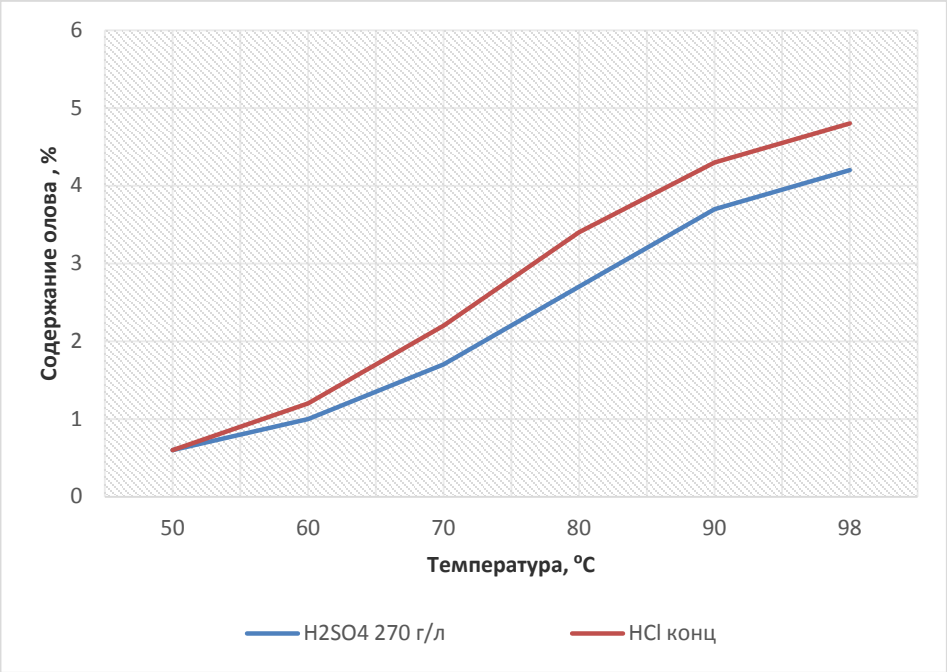


Рис.1 – График зависимости содержания олова в кеке (%) от температуры процесса (°С) (при продолжительности процесса - 2 часа, Т : Ж = 1:10)

Список литературы

1. Шинко Н.С. Разработка технологии гидрометаллургического вскрытия оловосодержащих хвостов / Н.С. Шинко // Сборник статей международной исследовательской организации «Cognitio» по материалам IV международной научно-практической конференции: «Актуальные проблемы науки XXI века» г. Москва: сборник со статьями (уровень стандарта, академический уровень). – С-П.: Международная исследовательская организация «Cognitio», 2015. – с. 50-54.

2. Марченко Н.В. Гидрометаллургическое вскрытие оловосодержащих хвостов / Н.В. Марченко, Н.С. Шинко // Сборник научных трудов SWorld. Том 5. Технические науки. – Одесса, 2015. – с. 36-40.

3. Котляров В.Г. Вопросы организации малоотходной и безотходной технологии переработки комплексного оловосодержащего сырья / В.Г. Котляров, И.С. Лебедев, Б.И. Коган, С.Н. Сутурин // Научные труды ЦНИИолово. 1984. – с. 3-10.

4. Евдокимов В.И. Перспективы использования химических процессов разложения и разделения труднообогатимых руд / В.И. Евдокимов, Л.Е. Дерлюкова, А.М. Яцковский и др. // Цветные металлы. 2000. №2. – с. 35-37.

5. Марченко Н.В. Способ обогащения оловосодержащих хвостов хлоридовозгонкой / Н.В. Марченко, Т.В. Алексеева // Сборник научных трудов SWorld. Том 10. – Одесса: КУПРИЕНКО, 2012. – с. 3-7.

6. Марченко Н.В. Способ обогащения оловосодержащих хвостов / Н.В. Марченко, Т.В. Алексеева // Сборник научных трудов SWorld. Том 8. Технические науки. – Одесса: КУПРИЕНКО, 2012. – с. 9-13.

7. Лебедев И.С. Комплексная металлургия олова / И.С. Лебедев, В.Е. Дьяков, А.Н. Теребенин // Новосибирск: ИД «Новосибирский писатель», 2004. – 548 с.

УДК 338.45

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ КАПИТАЛЬНЫМИ РЕМОНТАМИ МИКСЕРОВ С МОНОЛИТНОЙ ФУТЕРОВКОЙ НА ЗАВОДАХ АЛЮМИНИЕВОГО ДИВИЗИОНА ОБЪЕДИНЕННОЙ КОМПАНИИ «РУСАЛ»

Ясевич О.И., Волкова А.И.
научный руководитель канд. экон. наук, доц. Твердохлебова Т.В.
Сибирский федеральный университет

Алюминиевая отрасль отличается жесткой конкуренцией и высокой концентрацией. На долю шести крупнейших в мире производителей алюминия приходится более 40% мирового производства крылатого металла.

Это во многом обусловлено высокими входными барьерами для появления в ней новых игроков, связанными со спецификой процесса производства алюминия.

Алюминий – самый распространенный металл на Земле, его доля в земной коре составляет до 8,8%. Однако вопреки распространенному мнению, алюминиевых рудников в природе не существует. Благодаря своей химической активности алюминий практически не встречается в свободном виде — для промышленного производства подходят лишь немногие из содержащих его минералов и горных пород.

Процесс производства алюминия включает в себя добычу бокситов, их переработку в глинозем и последующее производство алюминия. Ограниченный доступ к коммерчески извлекаемым запасам бокситов и истощение руд являются основным ограничением для развития алюминиевой отрасли.

Экономический кризис 2008 года привел к временному, но резкому сокращению спроса на алюминий со стороны отраслей, являющихся ключевыми потребителями этого металла в мире: транспорт, строительство. Производители алюминия не отреагировали на спад потребления соответствующим снижением производства – в результате, на складах образовался существенный избыток металла, сохраняющийся до сих пор и оказывающий сильное давление на мировые цены на алюминий.

ОК РУСАЛ придерживается позиции, что для восстановления на рынке баланса спроса и предложения мировой алюминиевой индустрии требуется высокая самодисциплина: от контроля над издержками до временной приостановки производства на наименее эффективных мощностях.

Таким образом, одной из главных проблем, стоящих сегодня перед предприятиями ОК РУСАЛ, является повышение общей эффективности работы оборудования.

Основными факторами повышения производительности предприятий являются – увеличение времени работы и поддержание нормативных эксплуатационных характеристик работы основного технологического оборудования.

Повышение эффективности производства алюминия на предприятиях ОК РУСАЛ связано с увеличением выпуска продукции с добавленной стоимостью (ПДС), каковой являются сплавы на основе алюминия. Такая продукция производится на основном технологическом оборудовании литейных производств заводов - литейных комплексах. В состав литейных комплексов входят миксеры для приготовления сплавов и разливочные линии.

Таким образом, одним из направлений повышения операционной эффективности является качественное проведение технического обслуживания и ремонта основного технологического оборудования, под которым понимается

выполнение в полном объеме и в установленные сроки всех видов ремонтных воздействий.

Существующая система организации ремонта миксеров с монолитной футеровкой на предприятиях ОК РУСАЛ не имеет единого системного подхода. На различных предприятиях для выполнения данного вида ремонтов привлекаются различные подрядчики.

В такой схеме выполнения работ имеются существенные недостатки:

- увеличение стоимости ремонтных работ;
- риски по срыву сроков выполнения работ и увеличение сроков ремонта;
- отсутствие возможности развивать собственные компетенции в выполнении данных работ.

Анализ состояния установленных на предприятиях компании миксеров с монолитной футеровкой показывает, что начиная с текущего года необходимо проводить ремонты с полной заменой футеровки. Это влечет за собой существенные затраты. В последующие годы данный вид работ станет носить постоянный характер.

Учитывая, что количество и состояние, установленных миксеров на разных заводах, позволяет осуществлять ремонт равномерно в течении календарного года, в данной ситуации становится актуальным проект по организации единого центра управления капитальными ремонтами миксеров с монолитной футеровкой. Данный центр необходимо создавать на базе ремонтного подразделения компании – ООО «Русская инжиниринговая компания». Предлагаемая схема выделения специализированного центра управления капитальными ремонтами миксеров с монолитной футеровкой изображена на рисунке 1.

Организация единого специализированного центра для ремонта футеровки поворотных миксеров позволит решить следующие задачи:

- единые методы ремонта, по единому стандарту и техническим условиям;
- совершенствование мониторинга эксплуатации и технического состояния миксеров;
- централизация закупа, хранения, своевременной поставки футеровочных материалов для ремонта;
- отработка технологии ремонта с применением прогрессивных методов ремонта и замены дорогостоящих смесей на аналоги.

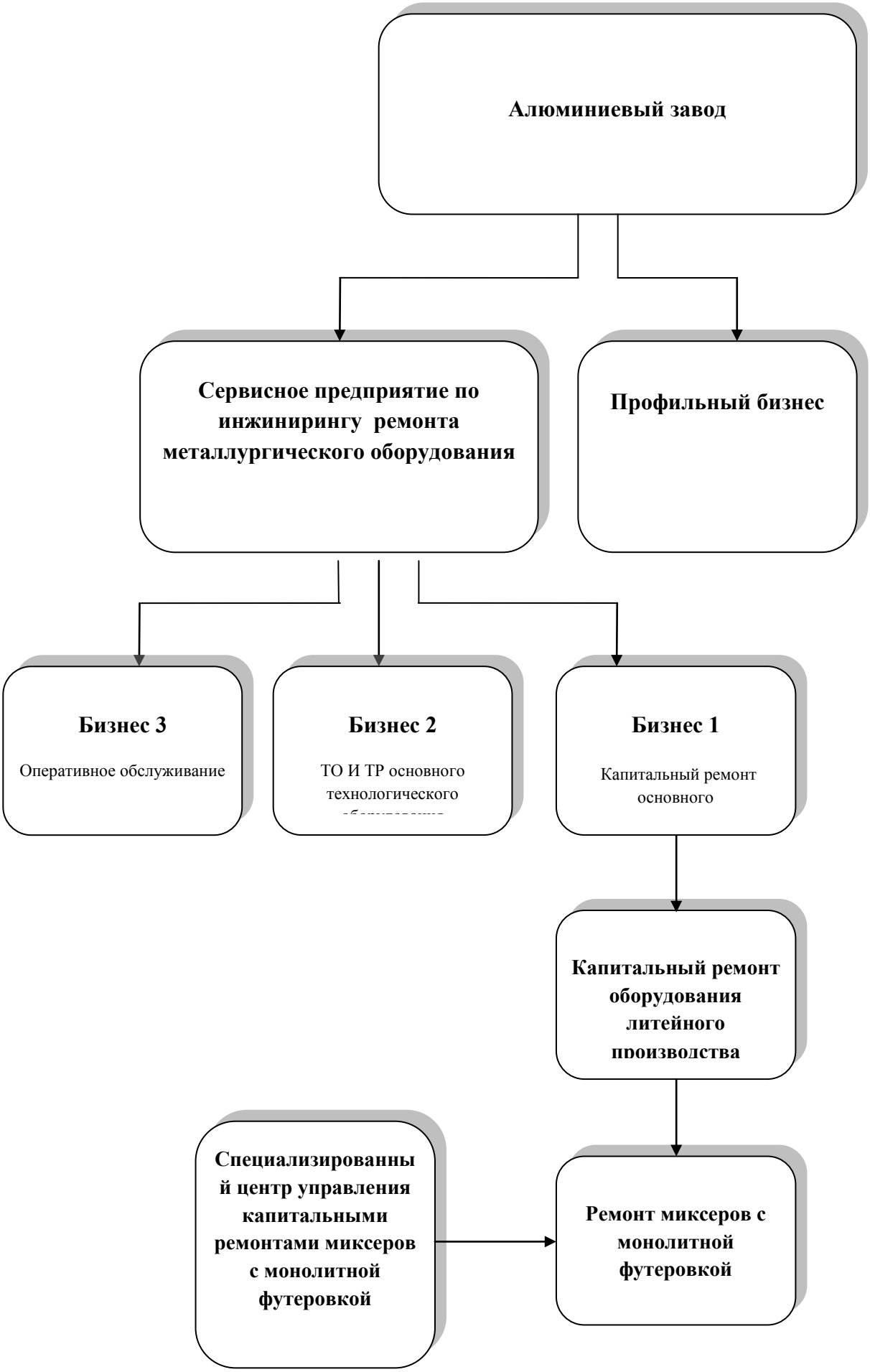
Специализированный центр имеет больше возможностей стать эффективным структурным подразделением, поэтому на данной стадии развития компании предлагается реорганизация вспомогательного производства и создание специализированного сервисного подразделения, предоставляющего услугу по выполнению монолитной футеровки миксеров. Модель оказания услуг специализированным центром управления капитальными ремонтами миксеров с монолитной футеровкой представлена на рисунке 2

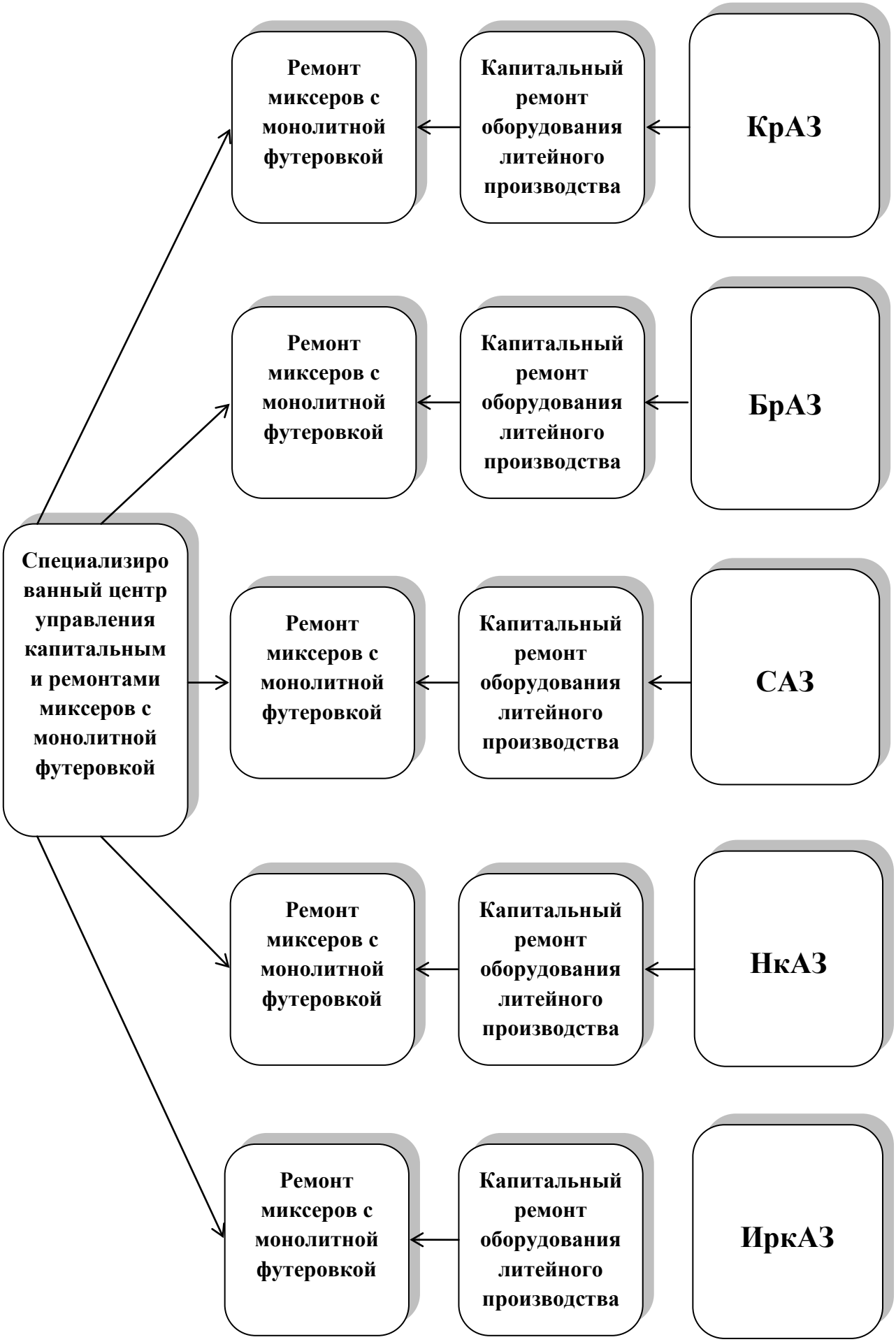
Ожидаемые результаты от данного проекта:

- повышение эффективности работы оборудования;
- снижение затрат на выполнение работ по футеровки;
- стандартизация всех выполняемых операций;
- повышение качества;
- приобретение компетенции по ремонту миксеров с монолитной футеровкой.

Список литературы

1. Официальный сайт Объединенной Компании РУСАЛ [электронный ресурс]. Режим доступа: http://www.rusal.ru/


Алюминиевый завод
Сервисное предприятие по инжинирингу ремонта металлургического оборудования
Профильный бизнес
Бизнес 3
Оперативное обслуживание
Бизнес 2
ТО И ТР основного технологического
Бизнес 1
Капитальный ремонт основного
Капитальный ремонт оборудования литейного производства
Специализированный центр управления капитальными ремонтами миксеров с монолитной футеровкой
Ремонт миксеров с монолитной футеровкой


Специализированный центр управления капитальным и ремонтами миксеров с монолитной футеровкой
Ремонт миксеров с монолитной футеровкой
Капитальный ремонт оборудования литейного производства
КрАЗ
Ремонт миксеров с монолитной футеровкой
Капитальный ремонт оборудования литейного производства
БрАЗ
Ремонт миксеров с монолитной футеровкой
Капитальный ремонт оборудования литейного производства
САЗ
Ремонт миксеров с монолитной футеровкой
Капитальный ремонт оборудования литейного производства
НкАЗ
Ремонт миксеров с монолитной футеровкой
Капитальный ремонт оборудования литейного производства
ИркАЗ

УДК 662.02/.09

ГАЗОГИДРОДИНАМИКА ПРИАНОДНОГО СЛОЯ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ АЛЮМИНИЯ ЭЛЕКТРОЛИЗОМ СУСПЕНЗИЙ

Ясинский А.С., Зенкин Е.Ю.
научный руководитель д-р хим. наук Поляков П.В.
Сибирский федеральный университет

Введение

Алюминий производят способом Эру-Холла, заключающимся в электрохимическом разложении глинозема, растворенного в криолитовом расплаве. Способ изобретен в 1886 году, и с тех пор его развитие заключалось в увеличении силы тока, геометрических размеров, совершенствовании конструкционных элементов. Улучшались технико-экономические параметры: снижался удельный расход электроэнергии, повышался срок службы электролизера, уменьшались трудозатраты, расходные коэффициенты и выбросы в окружающую среду [1].

В настоящее время многими исследователями и компаниями ведется разработка альтернативных технологий: низкотемпературного электролиза [2], карботермического способа [3], электролиза с использованием инертных анодов [4]. Отдельное место среди альтернативных способов занимает электролиз высокотемпературных суспензий [5]. Главная идея этого способа заключается в том, чтобы между инертным анодом и смачиваемым алюминием катодом создать такую среду, которая бы разделяла приэлектродные пространства и являлась одновременно источником ионов Al^{+3} и O^{-2} для обеспечения электродных процессов.

Идея создания новых конструкций и технологий электролиза для ванны с вертикальными электродами и суспензией глинозема в межполюсном пространстве, по-видимому, не содержит непреодолимых противоречий, но требует решения ряда вопросов. Цель этой статьи – ответить на один из них: как выглядит трехфазный поток газ – электролит – глинозем при электролизе суспензий?

Физическое моделирование

Задачей моделирования поведения электролитически образованных пузырей в растворах и расплавленных солях занимались П. Сайдс, Х. Фогт, А.И. Бухбиндер, Е.А. Укше с соавт. [6], М. Алам с соавт и другие. Задача состояла в изучении на низкотемпературной модели газогидродинамических явлений, происходящих в электролизере. Согласно работе [6], уравнение, описывающее движение газа в жидкой среде (без взвесей), имеет вид:

$$\omega = f(h, \upsilon, \nu, l, g, \gamma, \sigma) \quad (1)$$

Где ω – скорость движения пузырьков, м/с; h – высота электрода, м; l – межполюсное расстояние, м; υ – удельная скорость газовыделения, $м^3/(м^2 \cdot с)$; ν – кинематическая вязкость, $м^2/с$; g – ускорение силы тяжести, $м/с^2$; γ – плотность электролита, $кг/м^3$; σ – поверхностное натяжение электролита, $Дж/м^2$, $(кг/с^2)$.

Механизм движения пузырьков кислорода в суспензии, не будет отличаться от механизма движения хлора, изучаемого в [6]. Уравнение (1) будет справедливо и для решаемой задачи. Применяя метод анализа размерностей и π-теорему, можно преобразовать (1) в критериальное уравнение, состоящее из безразмерных комплексов (критериев подобия) и симплексов.

Таким образом, критериальное уравнение будет иметь вид:

$$\frac{\omega h}{\nu} = B\left(\frac{\upsilon h}{\nu\gamma}\right)^m \left(\frac{g h^3}{\nu^2}\right)^n \left(\frac{\sigma h}{\nu^2 \gamma}\right)^q \left(\frac{h}{l}\right)^p \quad (2)$$

Полученные критерии подобия согласуются с результатами анализа подобия в [6]. Уточнения потребовал критерий Вебера, представленный в [6] в виде:

$$\pi_4 = \frac{\sigma}{\gamma h^2} \quad (3),$$

т.к. он имеет размерность [м/с^2]. Предложенный в этой статье критерий $\pi_4 = \frac{\sigma h}{\nu^2 \gamma}$ является безразмерным.

Сравнивая критерии подобия можно сделать вывод о подобии высокотемпературного электролизера и модели (ячейки, использующей электролиз 20% раствора серной кислоты). Результаты расчета представлены в таблице 1. Авторами были введены дополнительно неньютоновский симплекс, характеризующий отношение объема твердой фазы к общему объему суспензии и седиментационный симплекс, характеризующий отношение плотности жидкости к плотности твердой фазы.

Таблица 1. Анализ подобия

Параметр	Натура	Модель
Электролит	50 мол. %KF-50%AlF_3	20% H_2SO_4
Температура, °С	700	50
Плотность электролита, кг/м^3	2114	1120
Кинематическая вязкость электролита, м^2/с	1,28*10^{-6}	7,41*10^{-7}
Динамическая вязкость электролита, Па*с	0,00271	0,00083
Поверхностное натяжение электролита, Н/м	0,138	0,0746
Удельная скорость газовыделения, м^3/(м^2·с)	0,0001	0,0002
Анодная плотность тока А/см^2	0,073	0,25
Высота электрода, м	0,15	0,075
Межполюсное расстояние, м	0,02	0,010
Критерии подобия		
Критерий Бухбиндера	16,24	16,24
Критерий Галилея	2*10^{10}	1,2*10^{10}
Критерий Вебера	5,96*10^6	9,8*10^6
Геометрический симплекс	7,5	7,5
Неньютоновский симплекс	0,3	0,3
Седиментационный симплекс	0,47	0,83

Из таблицы 1 следует, что данные, полученные на модели, можно экстраполировать на исследуемое явление с достаточной достоверностью.

Методика экспериментов

Были сконструированы ячейки двух типов (рисунок 1): ячейка 1 для наблюдения за движением пузырей сбоку и ячейка 2 для наблюдения за движением пузырей спереди.

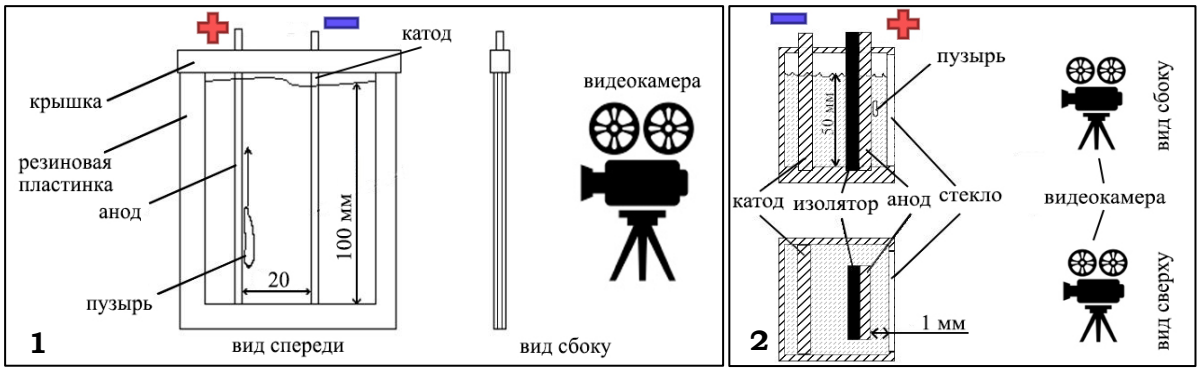


Рис.1 – Схемы ячеек для наблюдения за движением пузырей: 1) сбоку; 2) спереди

Электроды из нержавеющей стали подключали к потенциостату AUTOLAB PGSTAT302, измерения проводили в гальваностатическом режиме. Электроды располагались вертикально на расстоянии 1,5 см друг от друга. Уровень электролита составил 10 см в ячейке 1 и 5 см – в ячейке 2. Плотность тока изменялась в диапазоне от 0,05 до 0,25 А/см^2.

Камеру Nikon D3100 установили перед стеклянной стенкой ячейки. Частота кадров видеосъемки составила 30 с$^{-1}$.

Видеосъемка осуществлялась для выяснения параметров движения пузырей, их коалесценции, толщины и геометрии пузырькового слоя и слоя на границе электролит воздух. Видеозаписи анализировались с помощью программы «Tracker».

Результаты экспериментов и их обсуждение

При совершении электрической работы в нашем случае на аноде выделяется кислород, а на катоде – водород. Пузыри кислорода, образуясь в микротрещинах и на шероховатостях поверхности электрода, увеличиваются сначала посредством абсорбции растворенного газа, а затем за счет коалесценции. После достижения критического объема пузыри отрываются от электрода и поднимаются к поверхности, продолжая увеличиваться в размерах. Дойдя до поверхности, пузырь замедляется, после чего пробивает пленку на межфазной границе.

Движение пузырей в суспензии создает трехфазный поток и разделяет изначально равномерную суспензию на несколько слоев. Можно выделить пять слоев в межэлектродном пространстве:

- пузырьковый слой, протекающий вдоль электрода, выделяющего газ, образующийся из пересыщенного раствора вплотную к электроду или на некотором расстоянии от него;
- подвижный слой суспензии, движущийся вверх вместе с пузырьковым слоем;
- слой суспензии, обтекающий пузыри и движущийся вниз;
- горизонтальный слой суспензии с пузырями (ГССП) на границе электролит – воздух;
- неподвижный слой суспензии, находящийся на таком расстоянии от электрода, на котором влияние движения пузырькового слоя не ощущается.

Первые четыре из вышеописанных слоев назовем трехфазным слоем (рисунок 2).

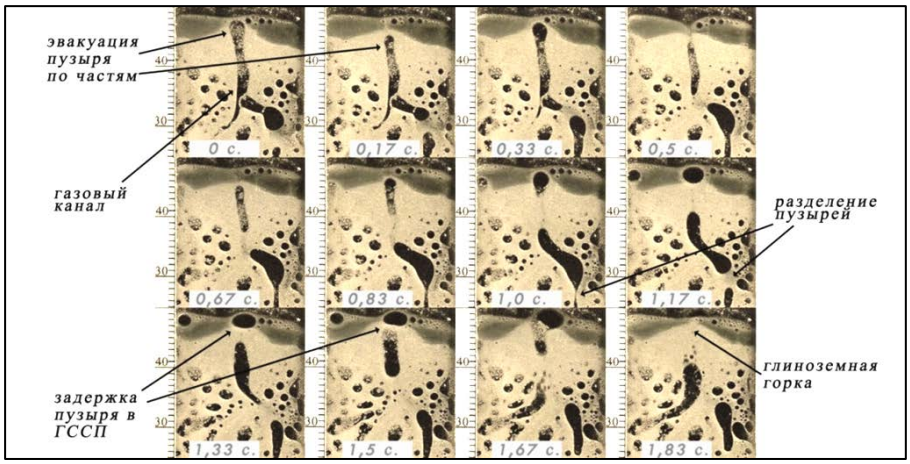


Рис.2 – Изображения трехфазного слоя (ячейка 2, 0,05 А/см^2)

Результаты экспериментов на ячейках 1 и 2 позволяют сделать следующие выводы:

1.Качественно-количественная информация, полученная на модели электролизера нового типа, позволяет говорить об отсутствии непреодолимых препятствий для эвакуации газа из межэлектродного пространства при электролизе суспензии расплав – глинозем. Толщина пузырькового слоя не превышала 2,2 мм, что делает возможным установить межэлектродное расстояние даже менее 1 см и кардинально улучшить ключевые параметры электролиза: удельный расход электроэнергии, удельную производительность и себестоимость алюминия.

2.Возможности управления конфигурацией трехфазного слоя и токораспределением могут открываться за счет изменения ориентации электродов относительно друг друга.

3.Решения требует задача уменьшения ГССП. «Упростить» пересечение границы пузырями может система принудительной эвакуации газа. Предполагается исследовать возможность эвакуации газа через каналы внутри электрода, что может положительно сказаться на омическом сопротивлении, уменьшив количество пузырей в трехфазном слое и ГССП.

Дальнейшие исследования будут направлены на установление влияния содержания твердой фазы в суспензии, ее гранулометрического состава, наклона электродов на газогидродинамику ТФС при электролизе суспензии криолитовый расплав – глинозем.

Список литературы

1. *Kvande Halvor* Trends in the global aluminium industry [Текст]. Proceedings of 31st International conference ICSOBA. Krasnoyarsk: "Verso", - 2013, p. 40-43

2. *T.R. Beck*. Production of aluminum with low temperature fluoride melts [Текст]. Essential Readings in Light metals. – 2013, p. 89-95.

3. *Fang Zhao et. al*. The resistibility of semi-graphitic cathode to alkali metal (K and Na) penetration [Текст]. Light metals. – 2015, p. 843-848.

4. *I. Galasiu, R. Galasiu, J. Thonstad*. Inert Anodes for Aluminium Electrolysis 1 st edition [Текст]. Aluminium-Verlag, Dusseldorf, Germany, - 2007, 207 p.

5. *P.V.Polyakov, A.B.Klyuchantsev, A.S.Yasinskiy, et.al.* Conception of “Dream Cell” in Aluminium electrolysis [Текст]. Light Metals. -2016, p. 283-288

6. *Укше Е.А и др.* Динамика хлора и магния при электролизе расплавленных хлоридов [Текст]. Журнал прикладной химии, - 1960 , №10, стр. 2279-2284.