

УДК 669.71:620.9.1

Development of Energy-Saving Measures in Aluminum Production

**Sergey G. Shahrai^{*a},
Viktor V. Kondratev^b, Aleksander V. Belyanin^c,
Aleksander P. Skuratov^a and Anatoly N. Baranov^b**

^a*Siberian Federal University*

79 Svobodny, Krasnoyarsk, 660041, Russia

^b*National Research Irkutsk State Technical University*

83 Lermontova, Irkutsk, 664074, Russia

^c*RUSAL Krasnoyarsk JSC*

40 Pogranichnikov Krasnoyarsk, 660111, Russia

Received 27.03.2016, received in revised form 24.05.2016, accepted 06.08.2016

The aluminum industry is one of the main consumers of energy resources in Russia, spending for production ~ 4 million tons/year of metal and more than 60 billion kW·h the electric power that to almost equally total annual development of Krasnoyarsk, Bratsk and Sayano-Shushenskaya hydroelectric power station, or total power of the thermal power plants burning 24 million tons/year of coal. In general the world aluminum industry which is letting out about 40 million tons/year of metal spends about 3,5 % of the energy resources made in the world. The predicted growth of production of aluminum by 2020 to 70 million tons in the year will lead to increase in consumption or, perhaps, to deficiency of energy resources therefore the policy of the leading countries of the world, including Russia, in the field of power – resource-saving is directed on development and deployment of power effective technologies.

The short analysis of the reasons of high electricity consumption by electrolyzers for receiving aluminum is presented in article. The technical solutions directed on increase of power production efficiency of aluminum, providing reduction of a specific expense of the electric power on 700 – 1200 kW·h/ 1 tonn Al.

Keywords: aluminum reduction cell, energy saving, energy efficiency, electrolyte gas-containing a layer, anode gases, warmth, alumina heating, utilization, thermal insulation.

Citation: Shahrai S.G., Kondratev V.V., Belyanin A.V., Skuratov A.P., Baranov A.N. Development of energy-saving measures in aluminum production, J. Sib. Fed. Univ. Eng. technol., 2016, 9(6), 845-853. DOI: 10.17516/1999-494X-2016-9-6-845-853.

© Siberian Federal University. All rights reserved

* Corresponding author E-mail address: shahrai56@mail.ru

Разработка энергосберегающих мероприятий в производстве алюминия

С.Г. Шахрай^а, В.В. Кондратьев^б,
А.В. Белянин^в, А.П. Скуратов^а, А.Н. Баранов^б

^аСибирский федеральный университет
Россия, 660041, Красноярск, пр. Свободный, 79

^бНациональный исследовательский
Иркутский государственный технический университет
Россия, 664074, Иркутск, ул. Лермонтова, 83

^вОАО РУСАЛ Красноярск
Россия, 660111, Красноярск, ул. Пограничников, 40

В России одним из основных потребителей энергоресурсов является алюминиевая промышленность. 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 энергоресурсосбережения направлена на разработку и внедрение энергоэффективных технологий.

В статье представлен краткий анализ причин высокого потребления электроэнергии электролизерами для получения алюминия. Предложены технические решения, направленные на повышение энергетической эффективности производства алюминия, обеспечивающие сокращение удельного расхода электроэнергии на 700–1200 кВт·ч/тAl.

Ключевые слова: алюминиевый электролизер, энергосбережение, энергоэффективность, электролит, газосодержащий слой, анодные газы, теплота, нагрев глинозема, утилизация, теплоизоляция.

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. В общем виде энергетический баланс электролизера может быть представлен зависимостью [1]

$$A = UI\tau = \sum H_i + Q_p, \quad (1)$$

где A – работа; совершаемая электрическим током; τ – время; $\sum H_i$ – алгебраическая сумма эн- тальпий, входящих в ванну и покидающих ее; Q_p – теплота, покидающая ванну.

Среднее напряжение на ванне U_{cp} складывается из падений напряжений на различных участках, и оно может быть представлено зависимостью [2]

$$U_{cp} = E + \Delta U_{эл} + \Delta U_a + \Delta U_k + \Delta U_{ош} + \Delta U_{аэ} + \Delta U_c, \quad (2)$$

где E – напряжение поляризации; $\Delta U_{эл}$ – падение напряжения в электролите; ΔU_a – падение напряжения в аноде; ΔU_k – падение напряжения в катод; $\Delta U_{ош}$ – падение напряжения в ошиновке ванны; $\Delta U_{аэ}$ – повышение напряжения за счет анодных эффектов; ΔU_c – падение напряжения в общесерийной ошиновке.

Анализ зависимостей (1), (2) показывает, что увеличение энтальпий ΣH_i загружаемых в электролизер веществ и снижение потерь теплоты Q_p и потерь напряжения способны существенно повысить энергетическую эффективность производства алюминия.

В статье представлены некоторые технические решения, направленные на снижение потерь напряжения в электролите $\Delta U_{эл}$ и теплоты Q_p при работе электролизеров.

Снижение омических потерь напряжения в газосодержащем слое электролита

Толщина пузырьков и пленок на самообжигающихся анодах достигает 5 мм, на обожженных – 3–4 мм [3]. Объем прианодного газозлектролитного слоя зависит от габаритов анода, междуполусного расстояния (МПП), уровня электролита и может быть рассчитан по уравнению

$$V = Abl + 2(A + B)(h - l)l, \quad (3)$$

где A и B – длина и ширина анода, м; l – междуполусное расстояние (МПП), м; h – уровень электролита, м.

Увеличение напряжения, связанное с преодолением сопротивления газовых пузырей, и степень заполнения поверхности анода газовыми пленками F_B определяются по зависимостям [4]

$$U_{bubl} = \frac{i_a}{\chi} \left(\frac{D_B}{1 - F_B} - D_B \right), \quad (4)$$

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

$$F_B = 0,509 + 0,1823i_a - 0,1723i_a^2 + 0,05504i_a^3 + \frac{0,4322 - 0,18905CR}{1 + 0,8185CR} + \frac{0,431 - 0,1437(\%Al_2O_3 - CaеOr)}{1 + 7,353(\%Al_2O_3 - CaеOr)}, \quad (5)$$

где CR – криолитовое отношение; $CaеOr$ – концентрация глинозема, при которой $F_B = 1$.

Из зависимости (4) 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 способностью газов диффундировать через поры, образующиеся в процессе спекания анода (рис. 1) [5].

Для этого в тело анода 1 запекаются газоотводящие трубы 8, подключенные к системе организованного газоотсоса, предпочтительно к горелочному устройству электролизера (рис. 2). Газоотводящая труба в средней части, проходящей зону полуккокса, выполнена перфорированной, в нижней части, проходящей зону кокса, оборудована газопроводящей пробкой 10, изготовленной спеканием анодной массы с высоким содержанием связующего, например 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.

Уменьшить толщину газосодержащего слоя электролита электролизера с обожженным анодом предлагается путем отвода части образующихся анодных газов через отверстия в анодном блоке, внутренняя поверхность которых защищена корундовыми трубками, высота которых на 5-15 % превышает высоту анодного блока (рис. 3) [6]. Трубки предотвращают окисление угольного блока анодными газами и кислородом атмосферного воздуха. Возвышение верхнего среза трубок над анодным блоком предохраняет газоотводящие отверстия от закупоривания

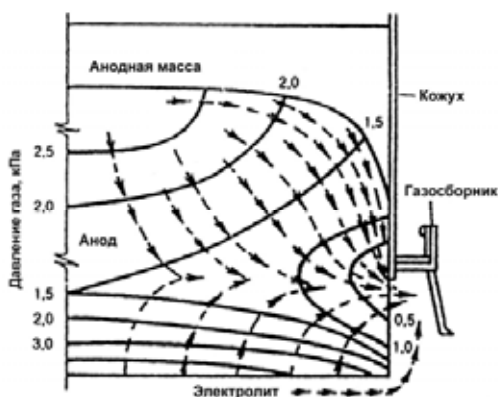


Рис. 1. Направление газовых потоков в самообжигающемся аноде с верхним подводом тока

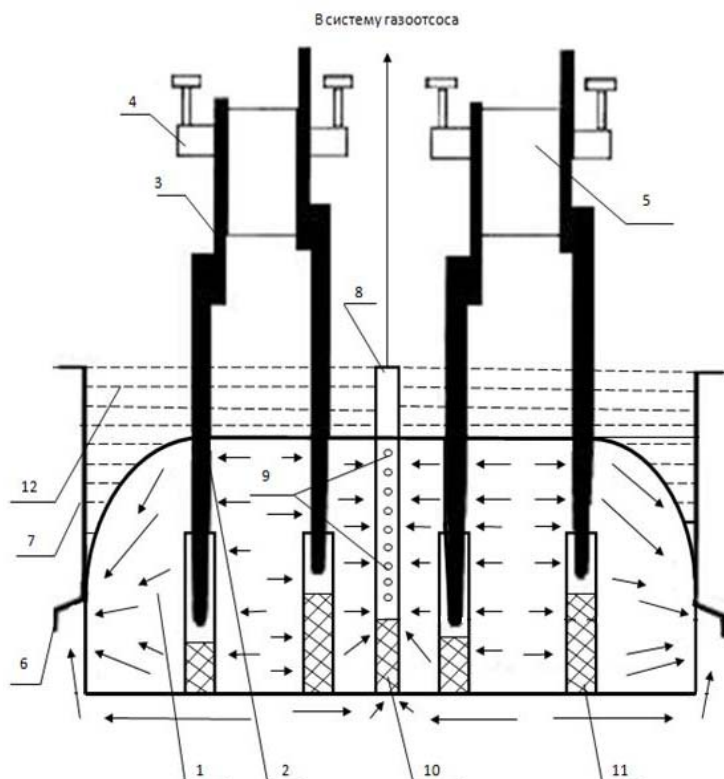


Рис. 2. Электролизер с самообжигающимся анодом, оборудованным газоотводящей трубой: 1 – анод; 2 – токоподводящий штырь; 3 – алюминиевая штанга; 4 – анодный зажим; 5 – анодная ошиновка; 6 – газосборный колокол; 7 – анодный кожух; 8 – газоотводящая труба; 9 – отверстия в газоотводящей трубе; 10 – газопроводящая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

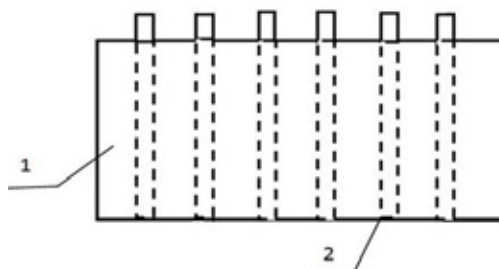


Рис. 3. Обожженный анод с отверстиями отвода газов: 1 – анодный блок; 2 – корундовые трубки

укрывным материалом, наносимым на поверхность анодного массива в качестве защитного слоя. Корундовые трубки на 95-97 % состоят из глинозема, максимальная температура их эксплуатации 1650-1700 °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.

Утилизация тепла анодных газов электролизера с самообжигающимся анодом

На нагрев до температуры расплава 1920 кг глинозема, необходимого для производства 1 т алюминия, электролизер расходует около $1,5 \cdot 10^6$ 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

$$C_G \cdot M_G \cdot \frac{dT_G}{dt} = \alpha_s (T_s - T_G) S_G, \quad (6)$$

где T_G – температура глинозема, °С; C_G – теплоемкость глинозема, Дж/кг·град; M_G – масса загружаемой порции, кг; S_G – площадь теплообмена, м²; α_s – коэффициент теплообмена, Вт/м²·град.

Из уравнения (6) следует, что загрузка в расплав предварительно нагретого глинозема снижает потребление тепла, производимого электролизером.

Нагрев глинозема целесообразно проводить, используя теплоту анодных газов. Высокоэнthalпийные анодные газы уносят в систему газоотсоса $3,6 \cdot 10^6$ – $4,0 \cdot 10^6$ 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 (АПП) целесообразно использовать кожухотрубный теплообменник, в котором горячие газы движутся в трубах, а нагреваемый глинозем – в межтрубном пространстве. Утилизация 10–15 % тепла, уносимого анодными газами, обеспечит нагрев глинозема до 200–250 °С, что снизит удельный расход электроэнергии на 100–120 кВт·ч/тAl [7].

Для соблюдения условий противоточного движения теплоносителя и нагреваемого материала бункер-теплообменник системы АПП следует установить не на анодном кожухе, как это практикуется в настоящее время (рис. 4), а вне электролизера таким образом, чтобы были обеспечены условия свободного течения глинозема в межтрубном пространстве (рис. 5) и возможность его подачи на два смежных электролизера (рис. 6). Высота установки бункера-теплообменника должна быть такой, чтобы угол наклона трубы подачи превышал угол естественного откоса глинозема, равный 23–40°, а объем достигал 1,5 м³, что равно емкости двух



Рис. 4. Электролизеры с верхним токоподводом, оборудованные бункерами АПП

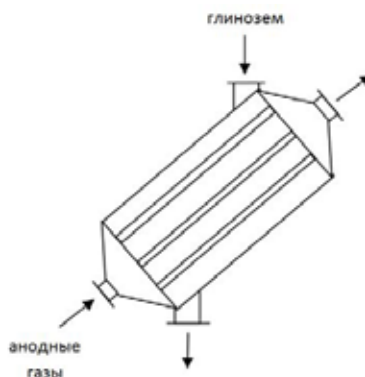


Рис. 5. Схема движения анодных газов и глинозема в бункере-теплообменнике

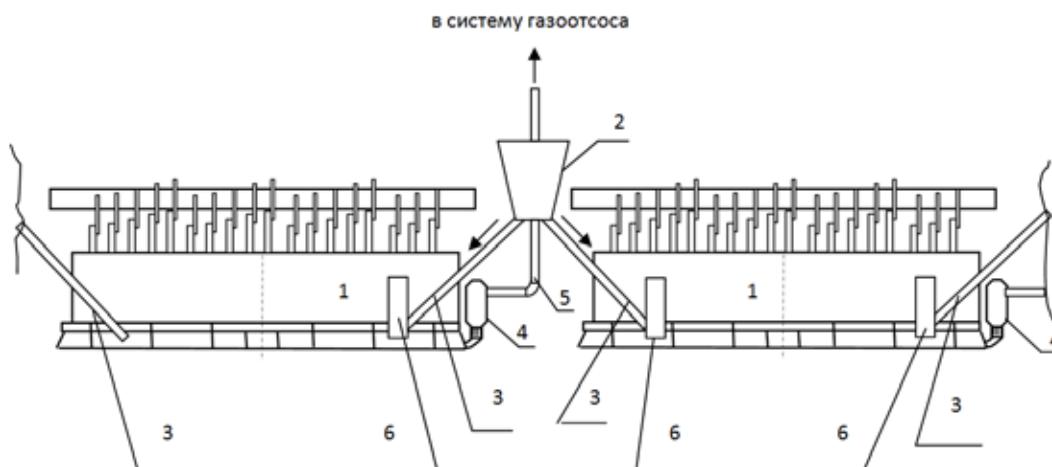


Рис. 6. Схема утилизации тепла анодных газов на нагрев глинозема: 1 – электролизер; 2 – бункер-теплообменник системы АПГ; 3 – трубы подачи нагретого глинозема в электролизер; 4 – горелочное устройство электролизера; 5 – газоход отвода газов от электролизера; 6 – пробойник системы АПГ

существующих бункеров. Такая емкость обеспечит возможность загрузки в бункер 3 т глинозема, достаточных для питания смежных электролизеров в течение 2-3 сут.

К другим преимуществам предлагаемого решения следует отнести снижение интенсивности образования агломератов и риск 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 т, что, в свою очередь, снизит потребление электроэнергии их приводами на 15-20 %, или на 2,0-2,5 кВт·ч/тAl.

Уменьшение потерь тепла через поверхность газосборного колокола

Через поверхность газосборного колокола (ГСК) теряется 35 кВт тепла (16 % потерь тепла через верх электролизера или 4,5 % всех потерь тепла электролизером), на компенсацию которого электролизер дополнительно расходует 500 кВт·ч/тAl и более электроэнергии [8]. Оценить эти потери, удельные и общие, возможно по уравнению Фурье, согласно которому количество теплоты d^2Q_τ , проходящее через поверхность dF за промежуток времени dt , пропорционально температурному градиенту $\frac{dt}{dn}$:

$$d^2Q_\tau = -\lambda \frac{dt}{dn} dF dt, \quad (7)$$

где λ – коэффициент теплопроводности. Из этого следует, что сократить потери теплоты через поверхность ГСК возможно уменьшением температурного градиента и коэффициента теплопроводности, например, оборудовав стенки ГСК теплоизоляцией (рис. 7) [9].

В этом случае уравнение теплопроводности теплового потока через многослойную стенку имеет вид

$$q = \frac{Q}{F} = \frac{t_f - t_x}{\frac{\delta_1}{\lambda_1} + \frac{\delta_2}{\lambda_2} + \dots}, \quad (8)$$

где q – удельный тепловой поток, Вт/м²; Q – тепловой поток (расход теплоты), Вт; t_f и t_x – температура горячей и холодной поверхностей стенок, °С; δ – толщина стенки, м.

Тепловая изоляция может устанавливаться между наружной и внутренней стенками или на поверхности наружной стенки ГСК.

Во втором случае потребуется защита изолирующего слоя от попадания на него расплавленного металла и электролита, а также воздействия технологического инструмента. В качестве изоляционного материала предпочтителен вспученный вермикулит, теплопроводность которого сопоставима с теплопроводностью традиционных теплоизоляционных материалов – стекловаты и листового асбеста, и составляет порядка 0,05 Вт/м·К. Эффективность технического предложения проверена на действующем электролизере типа С-8БМ. В качестве теплоизоляционного материала использовались теплоизолирующие ткань и картон. Измерения температуры выполнены бесконтактным термометром TermoPoint, которые установили, что применение теплоизолирующей ткани снижает температуру поверхности газосборного колокола в среднем на 50-60 °С, теплоизоляционного картона – на 100-120 °С.

Оценка потерь тепла от изолированных секций и секций сравнения выполнена расчетным путем. Результаты испытаний показали, что суммарные потери тепла газосборным колоколом электролизера, не оборудованным тепловой изоляцией, составляют 500-700 кВт. При использовании теплоизоляционного материала тепловые потери снижаются в 1,5-2 раза, при использовании теплоизоляционного картона – в 2-3 раза. Таким образом, было достигнуто снижение потерь тепла электролизером на 230-250 кВт, затрат электроэнергии на их компенсацию на 250-400 кВт·ч/тAl.

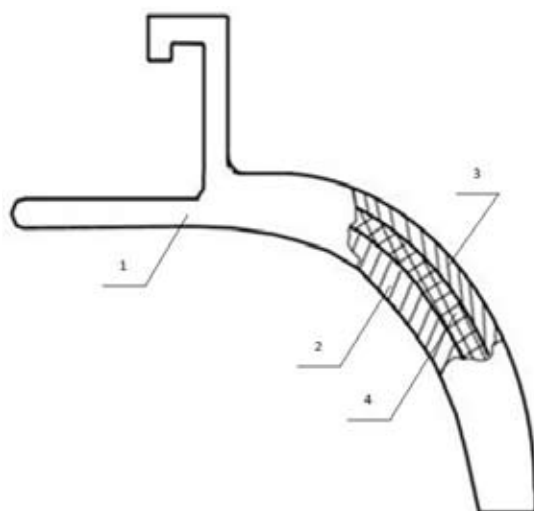


Рис. 7. Газосборный колокол, оборудованный тепловой изоляцией: 1 – секция газосборного колокола; 2, 3 – внутренняя и наружная стенки секции соответственно; 4 – слой тепловой изоляции

Заключение

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

Список литературы

[1] Гротгейм К., Уэлч Дж. *Технология электролитического производства алюминия. Теоретический и прикладной подход*. Норвегия, 1980. 326 с. [K. Grotgeym, J. Welch., *Electrolytic aluminum production technology, theoretical and applied approach*, Norway, 1980, 326]

[2] Галевский Г.В., Кулагин Н.М., Минцис М.Я, Сиразутдинов Г.А. *Металлургия алюминия. Технология, электроснабжение, автоматизация*: учеб. пособие. М.: Флинта: Наука, 2008. 528 с.[Galevsky G.V., Kulagin N.M., Mintsis M.J., Sirazutdinov G.A., *Metallurgy of aluminum, Technology, Electricity, Automation*, Textbook, Flint M.: Science, 2008, 528 (in Russian)]

[3] Ветюков М.М., Цыплаков А.М., Школьников С.Н. *Электрометаллургия алюминия и магния*. Учебник для вузов. М.: Metallurgy, 1987. 320 с. [Vetyukov M.M., Zyplakov A.M., Shkolnokov S.N., *Electrometallurgy of aluminum and magnesium*, University textbook, M.: Metallurgy, 1987, 320 (in Russian)]

[4] Haupin W. Interpreting the Components of Cell Voltage, *Light Metals*, 1998, 531-538.

[5] 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. [Shahray S.G., Polyakov P.V., Belyanin A.V., *Method of the gas removing from beneath the sole of the anode and the Soderberg anode in organized gas suction*, № 2013151258 application for the invention of the Russian Federation, 11.18.2013, The decision to grant a patent , 11.18.2014]

[6] Шахрай С.Г., Шайдулин Е.Р., Поляков П.В. и [др.]. *Электролизер для производства алюминия*. Заявка на изобретение № 2014110827 РФ от 20.03.2014 г. [Shahray S.G., Shaydulín E.R., Polyakov P.V., *Electrolyzer for the aluminum production*, № 2014110827, Application for the invention of the Russian Federation, 20.03.2014]

[7] 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. [Shahray S.G., Polyakov P.V., Belyanin A.V., *Method and the heat recovery anode gases device*, Application for the invention № 2014112131, 28.03.2014]

[8] Шахрай С.Г., Белянин А.В., Кондратьев В.В. *Повышение энергетической эффективности электролитического производства алюминия*. Сб. докл. VI межд. конгресса «Цветные металлы-2014», Красноярск, 2014. С. 361-372 [Shahray S.G., Belyanin A.V., Kondratyev V.V., *The energy efficiency improving of electrolytic aluminum production*, Proceedings of the VI International Congress of Non-ferrous Metals, Krasnoyarsk, 2014, 361-372]

[9] Шахрай С.Г., Белянин А.В., Кондратьев В.В. и [др.]. *Газосборное устройство алюминиевого электролизера*. Заявка на изобретение № 2014127402 от 04.07.2014 г. [Shahray S.G., Belyanin A.V., Kondratyev V.V., *Gas-collection device is an aluminum electrolytic cell*, Application for the invention № 2014127402, 04.07.2014]