



СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
SIBERIAN FEDERAL UNIVERSITY

МЕТАЛЛУРГИЯ ЦИНКА

**Аннотированный библиографический
научно-вспомогательный
указатель литературы (1982–2006)**

Красноярск
ИПК СФУ
2009

ФЕДЕРАЛЬНОЕ АГЕНТСТВО ПО ОБРАЗОВАНИЮ
СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
НАУЧНАЯ БИБЛИОТЕКА

Библиотека по горно-геологическим наукам и металлургии

МЕТАЛЛУРГИЯ ЦИНКА

**Аннотированный библиографический
научно-вспомогательный
указатель литературы (1982–2006)**

Красноярск
ИПК СФУ
2009

УДК 016:669.5

Печатается по решению редакционно-издательского
совета университета

Металлургия цинка : аннотированный библиографический научно-вспомогательный указатель литературы (1982–2006) / сост. : О. В. Влащенко, О. Г. Тырышкина. – Красноярск : ИПК СФУ, 2009. – 96 с.

В указателе отражены библиографические описания с аннотациями на статьи из научных сборников и журналов, авторские свидетельства и патенты на русском и английском языках.

Материал представлен по пяти рубрикам: общие вопросы цинкового производства, выщелачивание, обжиг цинка, очистка сульфатных цинковых концентратов, электролиз цинка.

Указатель предназначен для преподавателей вузов, студентов, работников, специализирующихся в данной области.

© Сибирский федеральный
университет, 2009

ПРЕДИСЛОВИЕ

Аннотированный библиографический указатель «Металлургия цинка» подготовлен по реферативным журналам ВИНТИ «Металлургия», журналам «Известия вузов. Цветная металлургия», «Цветная металлургия», «Цветные металлы».

Хронологический охват литературы составляет 25 лет (1982–2006 гг.).

В указателе отражены библиографические записи с аннотациями на статьи из научных сборников и журналов, авторские свидетельства и патенты на русском и английском языках.

Материал представлен по пяти рубрикам: общие вопросы цинкового производства, выщелачивание, обжиг цинка, очистка сульфатных цинковых концентратов, электролиз цинка.

В указатель вошли русскоязычные и зарубежные ресурсы. В основе зарубежных ресурсов лежит латинский алфавит. Порядок записей построен на соответствии букв русского и латинского алфавита: Влащенко – Vlashchenko.

Указатель предназначен для преподавателей вузов, студентов, работников, специализирующихся в данной области.

ОБЩИЕ ВОПРОСЫ ЦИНКОВОГО ПРОИЗВОДСТВА

1. А. с. 1245610 СССР, МКИ С 22 В 19/00. Способ переработки сульфидных цинковых руд / О. С. Альменарис, Х. А. Эрнандес Дуарте, Н. М. Теляков [и др.] ; Ленингр. горн. ин-т. – № 3803623/22-02 ; заявл. 17.10.84 // Б. И. – 1986. – № 27.

Способ включает измельчение, окислительный обжиг, низкотемпературное серно-кислотное выщелачивание огарка и высокотемпературное автоклавное выщелачивание кеков. Для упрощения процесса выщелачивание кеков проводят при соотношении $J : T = (1,5-2,5) : 1$ до конечной кислотности раствора 15–25 г/дм³.

РЖ Металлургия. – 1987. – № 2.

2. Михайлов, И. И. Выделение серы из серосульфидных продуктов автоклавно-окислительной переработки цинковых сульфидных концентратов / И. И. Михайлов, Ю. В. Полуктова, В. И. Горячкин // Комбинир. малоотход. процессы комплекс. перераб. труднообогатим. руд и продуктов тяж. цв. мет. – М., 1990. – С. 115–122.

Представлены результаты экспериментальных исследований автоклавного выделения S из серосульфидных продуктов автоклавно-окислительной переработки сульфидных Zn-концентратов. Приведена физико-химическая характеристика серосульфидного сырья. Показано влияние поверхностно-активных веществ и гидрофилизаторов на разделение фаз в условиях обращения серных эмульсий и образования слоя S. Разработан усовершенствованный технологический режим выделения S и аппаратурно-технологическая схема ее производства, позволяющая при низких расходах гидрофилизатора получать сульфидные продукты с содержанием элементарной S 5-6 %. Результаты разработки положены в основу технологического регламента на проектирование опытно-промышленного автоклавного передела сульфидных Zn-концентратов.

РЖ Металлургия. – 1990. – № 12.

3. Переработка медно-цинковых концентратов на заводе «Электроцинк» / П. А. Козлов, Н. В. Ходов, А. Ф. Сапрыгин [и др.] // Цв. металлургия. – 1991. – № 2. – С. 26, 27.

Разработана эффективная технология переработки коллективных Cu-Zn-концентратов, использующая существующие мощности цинковых заводов. С этой целью предложена шихта, состоящая из огарка концентрата и Zn-кека в соотношении (2-1) : 1. Приведен состав огарка от обжига концентрата и Zn-кека. Для исключения загрязнения вельц-возгонов огарком отработана технология окатывания Zn-кека с обожженным концентратом. В результате испытаний и освоения технологии переработки концентратов определены технико-экономические показатели процесса. За период 1987–1989 гг. получен экономический эффект в сумме ~ 1 млн руб.

РЖ Металлургия. – 1991. – № 8.

4. Anzinger, A. Снижение энергозатрат в металлургии цинка. Ч. 1 : Гидрометаллургия / A. Anzinger, P. Paschen // Berg – und Huttenmann. Monatsh. – 1988. – 133. – № 7. – С. 333–338.

Рассмотрены процессы получения Zn от добычи руды до производства слитков. Проанализированы отдельные пределы по затратам энергии, материалов и стоимости трудовых затрат. Обжиг концентрата выгодно проводить в печах кипящего слоя, хотя потребление энергии на 1 т Zn повышается с 1,33 до 1,57 ГДж. На процесс выщелачивания и очистки растворов расходуется в

настоящее время 7,56 ГДж/г Zn. В процессе электролиза необходимо применять улучшенные по форме и составу Pb-аноды и аноды из Ti или спеченные Ti-аноды. Своевременное выявление и устранение коротких замыканий – важный фактор экономии энергии. Применение мер, устраняющих поляризацию (улучшение циркуляции электролита), оптимальные расстояния между электродами и другие позволят сэкономить при электролизе 1-2 ГДж/т Zn.

РЖ Металлургия. – 1989. – № 1.

5. Kafai, Akira. Усовершенствование технологии на цинковом заводе «Акита» / Akira Kafai, Fumitaka Sakurai // Res. and Dev. Extr. Met., 1987. Austral. Inst. Mining and Met. Adelaide Branch., Parkville. – 1987. – С. 211–216.

Завод «Акита» фирмы Mitsubishi Metal Corp. (Япония) введен в строй в 1953 г. Однако в связи с падением спроса на Zn в настоящее время его производительность составляет 6,5 тыс. т/мес. Для того чтобы продукция завода была конкурентоспособной на мировом рынке, он должен был провести следующие мероприятия: начать переработку мелкодисперсного концентрата, улучшить сульфатизирующий обжиг и процессы рафинирования, расширить ассортимент выпускаемой продукции, рационально использовать электроэнергию. В настоящее время завод перерабатывает 13 тыс. т/мес. Концентратов, из которых 90–95 % импортные. Доля перерабатываемых концентратов с размером частиц – 325 меш составляет 30–70 %. Вместо пирита, используемого при переработке твердого остатка выщелачивания, стали применять SO₂, утилизируемый при окислительном обжиге. Улучшили процесс рафинирования, что позволило существенно уменьшить содержание в продукте таких примесей, как As и Sb. В связи с тем, что цены на электроэнергию максимальны в дневное время, заводу пришлось организовать работу электролизных цехов таким образом, чтобы основное потребление энергии приходилось на ночное время и выходные дни. Расширили ассортимент продукции до 40 видов, разработали несколько перспективных сплавов.

РЖ Металлургия. – 1988. – № 9.

6. Neou-Syngouna, P. Сульфатизация комплексного сульфидного греческого концентрата / P. Neou-Syngouna, D. Scordilis // Hydrometallurgy. – 1990. – № 3. – С. 367–374.

Целью каталитического сульфатизирующего обжига полиметаллического сульфидного концентрата (Kirki, Греция) с содержанием 35,3 % Zn; 15,1 % Pb и 8,6 % Fe был перевод Pb и Zn в сульфаты, а сульфидов Fe в гематит. Последующее выщелачивание обожженного концентрата сильно разбавленными кислыми растворами при комнатной температуре позволило пере-

вести Zn в раствор, а Pb и гематит сконцентрировать в остатке от выщелачивания. Опыты проводились в интервале 500–600 °С, при продолжительности 15–240 мин, расходе O_2 100–140 % от стехиометрического и соотношении концентрата к катализатору 8:1 – 1:1. В результате показано, что при оптимальных условиях (550 °С, 180 мин, 120 % O_2 от стехиометрического, отношении концентрата : катализатор = 4:1) извлечение Zn составляет 60 %, растворимость Fe – 1 %, Pb – 0,5 % при полном сохранении всего Ag в остатке от выщелачивания. Применение двухстадиального обжига при тех же условиях позволило увеличить извлечение Zn до 85 % при стабилизации низкой растворимости Fe, не превышающей 3 %.

РЖ Metallurgia. – 1991. – № 4.

7. Nyirenda, R. L. Исследование процесса получения цинка по способу Caron / R. L. Nyirenda // Miner. Eng. – 1990. – № 3–4. – С. 319–329.

Способ Caron предназначен для извлечения Zn и других цветных металлов из материалов, содержащих феррит Zn, например, из пылей электропечей для плавки стали из шламов заводов гидрометаллургического получения Zn. Он предусматривает окислительный обжиг исходного сырья и выщелачивание огарка концентрата раствором $(NH_4)_2CO_3$ и NH_4OH . При обжиге протекает суммарная реакция.

РЖ Metallurgia. – 1992. – № 8.

8. Пат. 1195846 Канада, МКИ С 22 В 19/22, НКИ 53-328. Извлечение цинка из сульфидных материалов / Weir Donald R., Masters Jan M. ; Sherritt Gordon Mines Ltd. – № 404390 ; заявл. 03.06.82 ; опубл. 29.10.85.

Предложена схема переработки Zn-содержащих сульфидных концентратов методом автоклавного окислительного серно-кислотного выщелачивания. Выщелачивание ведут при 130–170 °С, давлении 700 кПа и избытке H_2SO_4 30–100 % от стехиометрического в автоклаве до извлечения Zn в раствор 95 % (1 ч), после чего добавляют материал, содержащий ZnO, полученный при рафинировании шлаков Pb-плавки, для повышения pH до 5,5. Отношение $Zn_{\text{сульф}} : Zn_{\text{окисл}} = 2$. В результате повышения pH Fe осаждается до концентрации в растворе 10 мг Fe/л, с ним осаждаются также As, Sb и др. Такая очистка от Fe устраняет необходимость дополнительной стадии очистки растворов перед электролизом. Сульфидный концентрат содержит, %: 45–55 Zn, 8–15 Fe, 35 S, 1 Pb, 1 Mn, 0,5 Cu и 22 г/т Ag. ZnO-содержащий материал включает 50–70 % Zn, 12 % Pb, 30 г/т Ag. H_2SO_4 поступает с отработанным электролитом. Раствор после выщелачивания направляют на очистку и электролиз. Кек автоклавного выщелачивания направляют на второе выщелачивание Zn при температуре 60–90 °С и pH 2–3. Раствор направляют в автоклав,

а кек флотируют для извлечения элементарной S и непрореагировавшего Zn. Хвосты флотации, содержащие Pb и Ag, направляют на двустадийное выщелачивание Fe. Раствор первой стадии нейтрализуют известью, раствор второго выщелачивания направляют на первую стадию, а кек второго выщелачивания направляют на извлечение Pb и Ag.

РЖ Металлургия. – 1987. – № 2.

9. Пат. 1334951 Канада, МКИ / ⁵ С 25 С 7/00. Метод и устройство для подавления кислотного тумана / W. Smith James, Davis John. – № 607051 ; заявл. 31.07.89 ; опубл. 28.03. 89.

Для уменьшения выделения в атмосферу цеха кислотного тумана при электролизе растворов, например Zn, предложено надевать на верхнюю часть электродов втулки или козырьки из непроводящих материалов, которые уменьшают свободную поверхность электролита и способствуют коалесценции мелких газовых пузырьков, выделяющихся на электродах. Нижняя часть устройства погружена в электролит, а верхняя – может быть выполнена в виде колокола, под которым кислотный туман собирается и частично осаждается. Рассмотрено 8 вариантов конструкций.

РЖ Металлургия. – 1996. – № 6.

10. Von Ropenack, Adolf. Безотходная технология гидрометаллургического гематитового способа получения цинка / Adolf von Ropenack // Erzmetall. – 1989. – № 3. – С. 125–129.

Гидрометаллургическим способом в мире получают ~ 5 млн т/год Zn, причем масса отходов в виде гетитового или ярозитового шлама составляет 3-4 млн т, в том числе в ФРГ 150–200 тыс. т. Для образования чистого гематитового шлама необходимо осаждают Fe из раствора, содержащего ионы Fe^{2+} при повышенной температуре. Приведена подробная технологическая схема передела Zn-концентратов на работающем с 1979 г. заводе фирмы Ruhr.-Zink в Datteln (ФРГ). Концентрат, содержащий ~ 52 % Zn, ~ 33 % S, ~ 8 % Fe, обжигают в печи кипящего слоя, причем SO_2 полностью используют для производства H_2SO_4 . Огарок подвергают так называемому «нейтральному» выщелачиванию оборотным раствором с добавкой отработанного электролита; из фильтрата осаждают цементацией Cu и Cd и извлекают Zn электролизом. Шлам подвергают многократному горячему выщелачиванию с промежуточными добавками огарка для нейтрализации раствора и восстановления Fe^{3+} , Fe^{2+} . В 1-й ступени горячего выщелачивания осаждают смесь Pb и Ag. В автоклавах при обработке раствора паром и O_2 при температуре > 180 °C и давлении ~ 15 бар осаждают мелкозернистый гематит. Затем снимают давление,

охлаждают пульпу и направляют ее в сгустители. Степень осаждения гематита – 95 %, содержащие Fk – 58 %. Высушенный гематит используют в цементной промышленности, но при предусматриваемом повышении содержания Fe до 62–64 % он будет пригоден для использования в качестве Fe-руды. Извлечение составляет, %: > 98 Zn, > 98 Pb, > 98 Ag, 95 Cu, 95 Cd. При гематитовом способе капиталовложения и эксплуатационные расходы выше, чем при других, но отсутствуют отвалы и расходы по перевозке шлама.

РЖ Металлургия. – 1989. – № 11.

11. В Индии пущен цинковый завод с автоматическим контролем всех процессов // Metals Ind. News. – 1992. – № 4. – С. 1.

Компания Hindustan Zink Ltd. ввела в строй новый завод в г. Chandergiya производительностью 70 тыс. т/год Zn и 30 тыс. т/год Pb. Весь комплекс состоит из цехов: обжига, серной кислоты, подготовки шихты, доменного выпелачивания, пылеулавливания и электростанции. Все цеха автоматизированы по системе Eurotherm process automation, контролирующей более 7 000 точек и параметров.

РЖ Металлургия. – 1993. – № 5.

12. Заявка 3241740 ФРГ, МКИ С 22 В 19/22. Способ получения цинка / Mohammed Esna-Ashari. – № Р 32417403 ; заявл. 11.11.82 ; опубл. 17.05.85.

Способ касается переработки сульфидных руд и (или) концентратов Zn посредством первичного выпелачивания (ПВ) отработанным электролитом, разделения раствора и остатка ПВ, его сушки и плавки, дальнейшей переработки раствора и последующего электролиза для извлечения Zn. ПВ проводится при нормальном давлении в присутствии Fe^{2+} , а остаток ПВ посредством сжигания S переплавляется в отвальные шлаки, не содержащие Pb и Cd, и штейн, а с выделяющихся газов улавливаются летучие металлы и соединения, особенно неизвлеченная при выпелачивании часть Zn. Способ отличается тем, что раствор ПВ подвергается следующим операциям обработки: кристаллизации с выделением Fe^{2+} в виде $\text{FeSO}_4 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ (при перемешивании и температуре 5–20 °C, предпочтительно 10 °C), отделению фильтрата, осаждению остаточного Fe^{2+} посредством нейтрализации и окисления в присутствии O_2 или O_2 -содержащего газа, отделению фильтрата и его очистке для передачи на электролиз. Способ обеспечивает переработку существующих отвальных продуктов, содержащих большие количества Fe, Cu, Mg, Mn.

РЖ Металлургия. – 1985. – № 2.

ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ

1. Автоматическое управление процессом выщелачивания цинковых огарков / Д. Н. Дюнова, С. С. Чурсалова; Сев.-Кавказ. гос. технол. ун-т. – Владикавказ, 2002. – 11 с. – Рус. – Деп. в ВИНТИ 29.11.2002 ; № 2073-B2002.

Синтезирован алгоритм системы оптимального управления процессом выщелачивания Zn-огарков, функционирующий в условиях неполной информации об объекте управления. С учетом некоторых особенностей процесса, отражающих характер его протекания, характер возмущающих воздействий, а также характер получаемой в ходе процесса информации, данная задача решалась методами теории дуального управления. Определены оптимальная стратегия, структура и правила решения управляющего устройства, обуславливающего оптимальное управляющее воздействие и использующее для управления переменные, статистически связанные с выходным сигналом.

РЖ Металлургия. – 2003. – № 5.

2. А. с. СССР, Кл. С 22 В 19/22. Способ непрерывного выщелачивания цинкового огарка / В. М. Пискунов, В. Е. Евтюхов, А. С. Ярославцев [и др.]. – № 796243 ; заявл. 26.06.78; № 2633831 ; опубл. 18.01.81.

Предложен способ непрерывного выщелачивания Zn-огарка смесью отработанного Zn-электролита и оборотных растворов в нескольких последовательно работающих пачуках с рециркуляцией в головной пачук части пульпы выщелачивания. С целью повышения извлечения Zn в раствор, рециркулируемую часть пульпы выделяют из нейтрального потока и подвергают кислотному выщелачиванию при кислотности 5–50 г/л. Предлагаемый способ позволяет повысить прямое извлечение Zn в раствор на 1–2 % и значительно снизить содержание примесей As и Sb в растворах.

РЖ Металлургия. – 1982. – № 2.

3. А. с. 1520126 СССР, МКИ⁴ С 22 В 19/00. Способ отстаивания пульп нейтрального выщелачивания цинковых огарков / А. Г. Данилова, Р. Д. Аллабергенгов, Х. Р. Исмаев; Ин-т химии АН УзССР. – № 4324409/31-02 ; заявл. 04.11.87 ; опубл. 07.11.89, Бюл. № 41.

Предложен способ отстаивания пульп нейтрального выщелачивания цинковых огарков, включающий введение в пульпу раствора карбоксиметилцеллюлозы. С целью повышения эффективности процесса в пульпу вводят раствор карбоксиметилцеллюлозы с концентрацией 0,5–1 г/л, приготовленный на электрически активированной воде, и процесс ведут при расходе карбоксиметилцеллюлозы 110–120 г/т твердого в пульпе.

РЖ Металлургия. – 1990. – № 7.

4. А. с. 108424 СССР, МКИ С 22 В 7/00, С 22 В 19/22. Способ переработки цинкового огарка / Ю. М. Миронов, А. М. Плужников, А. А. Шатаев [и др.]. – № 3485060/22-02 ; заявл. 09.08.82 ; опубл. в Б. И. – 1984. – № 13.

Способ включает нейтральное выщелачивание смесью оборотных растворов и отработанного электролита, высокотемпературное выщелачивание остатков от нейтрального выщелачивания огарка отработанным цинковым электролитом, охлаждение полученного после фильтрации Zn-Cu-Fe-содержащего раствора до 50–60 °С. Для очистки нейтрального раствора от германия, $1/9-1/15$ часть Zn-Cu-Fe-содержащего раствора от объема нейтральной пульпы подают на нейтральное выщелачивание.

РЖ Металлургия. – 1984. – № 11.

5. Гецкин, Л. С. Об электролитической очистке пульп при выщелачивании цинкового огарка / Л. С. Гецкин // Цв. мет. – 1984. – № 5. – С. 33, 34.

Дан анализ предложенного Е. И. Елисеевым, И. Ф. Худяковым метода электролитической очистки пульп от выщелачивания Zn.

РЖ Металлургия. – 1984. – № 10.

6. Дюнова, Д. Н. Разработка и исследование оптимизационной системы управления технологическим комплексом «выщелачивание – сгущение» / Д. Н. Дюнова; Сев.-Кавказ. гос. технол. ун-т. – Владикавказ, 2000. – 24 с.

Проведен анализ существующих систем управления процессом выщелачивания цинковых огарков. Отмечено, что в условиях отсутствия функциональной взаимосвязи существующие системы управления комплексом «выщелачивание – сгущение», несмотря на достаточную эффективность, имеют ограниченную область применения и не обеспечивают оптимального управления процессом в целом. На основании критического анализа современного состояния проблемы изучения непрерывно-периодического комплекса «выщелачивание – сгущение» с целью его оптимизации и создания системы управления сформулирована научная проблема и основные задачи исследования. В ходе структурной декомпозиции комплекса «выщелачивание – сгущение» проведен анализ структуры связей его выделенных технологических участков с учетом функциональной взаимосвязи, установлены основные объекты и подсистемы управления, определены задачи управления взаимосвязанными технологическими участками. На основе разработанного формализованного задания и процедурной модели предложен алгоритм, осуществляющий двухуровневое управление технологическим участком сгущения. Предложен алгоритм оптимального управления основными подсистемами непрерывно-дискретного комплекса «выщелачивание – сгущение». Проведен топологический анализ технологического комплекса, с использованием

предложенной методики исследования непрерывно-дискретных комплексов определено оптимальное время выполнения операций комплекса «выщелачивание – сгущение».

РЖ Металлургия. – 2002. – № 2.

7. Елисеев, А. И. Электровыщелачивание цинксодержащих материалов / Е. И. Елисеев // Цв. металлургия. – 1999. – № 8–9. – С. 29–32.

Приведены результаты исследований по электровыщелачиванию полупродуктов, в которых Zn представлен труднорастворимыми соединениями. Электровыщелачиванию были подвергнуты кеки, содержащие 22,5 и 55,8 % Zn; 30,5 и 12,1 % Fe; 0,22 и 0,14 % Cd. Приведены условия процесса, схема электролизера с перегревающим устройством, схема реактора для электроочистки. Электровыщелачивание цинковых огарков с применением нестационарного тока обеспечивает извлечение Zn до 86–88 % в раствор при одновременном переводе 98–99 % Cu и Fe в кек, устойчивое качество очищенного раствора и предотвращение зарастания электродов осадком.

РЖ Металлургия. – 2000. – № 6.

8. Елисеев, Е. И. Электролитическая очистка пульп при выщелачивании цинкового огарка / Е. И. Елисеев, И. Ф. Худяков // Цв. мет. – 1983. – № 6. – С. 38–40.

Приведены результаты лабораторных опытов по комбинированному двустадийному H_2SO_4 -выщелачиванию Zn-огарка одного из отечественных заводов с применением на второй стадии электролиза пульпы постоянным током. Дана принципиальная технологическая схема выщелачивания огарка, обеспечивающая получение растворов, очищенных от основного количества примесей, приведен состав продуктов выщелачивания, расход электрической энергии.

РЖ Металлургия. – 1983. – № 10.

9. Исследование и оптимизация режимов процесса выщелачивания цинковых огарков / А. Л. Рутковский, З. Г. Салихов, А. А. Саакянц, А. Н. Гаспарян // Цв. мет. – 2002. – № 9. – С. 42–46.

Приведены результаты исследований кислого выщелачивания на стадии отстаивания растворов. Исследования показали, что избежать возврата осевших в процессе очистки примесей можно путем разделения кислоторастворимого Zn и продуктов гидрометаллургической очистки. Найдено графическое решение задачи оптимизации процесса выщелачивания цинковых огарков при температуре 60 °С. Для пульп, которые самостоятельно не сгущаются, минимальное время ввода поверхностно-активных веществ должно быть не менее 15 мин.

РЖ Металлургия. – 2003. – № 3.

10. К вопросу конверсии железа в процессах выщелачивания сульфидных цинковых материалов при атмосферных условиях / Л. А. Казанбаев, П. А. Козлов, А. В. Колесников [и др.] // Цв. мет. – 2005. – № 5–6. – С. 20–24.

Изучено окисление железа в сульфатных цинковых растворах при высокой плотности с дозировкой нитрита натрия, в нейтральной среде и при pH 1,5–1,7 в области получения ярозитов аммония. Показана возможность использования растворов, содержащих трехвалентное железо, для выщелачивания сульфидных цинковых концентратов при атмосферных условиях. Использование в качестве иона осадителя NH_4^+ в процессе консервации трехвалентного железа в виде ярозитовых осадков позволяет повысить извлечение цинка в раствор, получить хорошую фильтрацию пульпы и провести высокотемпературное выщелачивание цинкового кека при меньшей кислотности растворов. Поддержание окислительного потенциала пульпы продувкой их техническим кислородом дает возможность проводить окисление двухвалентного железа до трехвалентного состояния в кислых растворах при pH = 1,7–1,8, при которых $e \text{Fe}^{3+}/\text{Fe}^{2+}$ принимает максимальные значения.

РЖ Металлургия. – 2006. – № 11.

11. Козлов, А. Н. Алгоритм расчета задания на расход растворителя в установку нейтрального выщелачивания цинкового огарка / А. Н. Козлов, З. Г. Салихов, А. В. Кузьмичев // Математические модели и алгоритмы систем управления процессами и производствами. – Киев, 1990. – С. 41–48.

12. Маргулис, Е. В. Процессы выщелачивания огарка в гидрометаллургии цинка / Е. В. Маргулис // Изв. вузов. Цв. металлургия. – 1983. – № 1. – С. 44–55.

Проведена систематизация процессов выщелачивания Zn-огарков по их назначению и режимам.

РЖ Металлургия. – 1983. – № 8.

13. Набойченко, С. С. Автоклавное высокотемпературное выщелачивание медно-цинкового концентрата / С. С. Набойченко, К. Н. Болатбаев // Цв. мет. – 1986. – № 10. – С. 27–29.

При автоклавно-м низкотемпературном выщелачивании (НТВ) медно-цинковых материалов ($\text{H}_2\text{SO}_4/\text{Zn} = 0,90 \pm 0,05$; $t = (110 \pm 2)^\circ\text{C}$; $P_{\text{O}_2} = 0,3\text{--}0,4$ МПа; $\tau = 3,5\text{--}4,0$ ч) и последующей обработке пульпы в безокислительной атмосфере ($t = 150\text{--}160^\circ\text{C}$; $\tau = 0,7\text{--}1,0$ ч) селективно извлекали в раствор 94–98 % Zn и Cd, а 94–96 % Cu, 96–98 % Fe и 85–90 % S концентрировали в твердом остатке.

14. Набойченко, С. С. Автоклавное сернокислотное выщелачивание цинковых концентратов / С. С. Набойченко, К. Н. Болатбаев // Цв. мет. – 1985. – № 2. – С. 23–25.

Исследованиями автоклавного окислительного выщелачивания Zn-концентрата модельным отработанным электролитом с использованием метода математического планирования эксперимента установлен характер влияния температуры, давления O_2 , плотности пульпы, гидродинамического режима, продолжительности выщелачивания на показатели процесса (извлечение Zn, Fe, S, степень использования кислоты, качество селекции). Определены оптимальные технологические параметры процесса.

РЖ Металлургия. – 1985. – № 7.

15. Набойченко, С. С. Влияние механической активации на показатели автоклавного выщелачивания цинкового концентрата / С. С. Набойченко, К. Н. Болатбаев // Изв. вузов. Цв. металлургия. – 1985. – № 4. – С. 104–106.

При использовании предварительной механической активации в сравнении с показателями автоклавного выщелачивания исходного Zn-концентрата (при прочих равных условиях), в ~ 2 раза ускоряется процесс и достигается большая селективность извлечения Zn в сравнении с Fe. Скорость отстаивания и фильтрации конечных пульп уменьшилась.

РЖ Металлургия. – 1986. – № 2.

16. Набойченко, С. С. Испытания автоклавного высокотемпературного выщелачивания цинковых концентратов / С. С. Набойченко, К. Н. Болатбаев // Цв. мет. – 1987. – № 5. – С. 22–25.

Предложено проводить окислительную стадию при $t = (440 \pm 5)^\circ C$; $H_2SO_4/Zn = 0,9$; $P_{O_2} = 0,6$ МПа, расходе ПАВ 4–6 кг/т, $\tau = 1,5–2,0$ ч, а последующую грануляцию – при $160^\circ C$ и $\tau = 1$ ч. При этих условиях селективно извлекали 93–98 % Zn и Cd в растворе и только 6–8 % Cu и 8–10 % Fe. Растворы по составу близки к составу верхнего слива кислых сгустителей существующей схемы цинкэлектролитного производства.

РЖ Металлургия. – 1987. – № 9.

17. Палфи, П. Удаление мышьяка из пиритных и цинк-сульфидных концентратов путем щелочного выщелачивания / П. Палфи, Л. Молнар, Э. Вирчикова // Цв. мет. – 2005. – № 5–6. – С. 79–82.

Значительное количество As может быть удалено из пиритного концентрата путем щелочного выщелачивания при повышенной температуре в течение 1 ч. Скорость выщелачивания при комнатной температуре составляет несколько процентов. Процесс выщелачивания Zn-концентрата зависит от величины pH, но корреляция между этими факторами неоднозначна. Растворе-

ние Zn в процессе выщелачивания незначительное. Слабое уменьшение концентрации после 6-дневной выдержки подтверждает предположение, что имеет место ресорбция (повторное поглощение) или осаждение мышьяка. Результаты исследований могут быть использованы при разработке технологии деарсенизации флотационных концентратов с применением щелочного выщелачивания.

РЖ Металлургия. – 2006. – № 11.

18. Поведение серебра при переработке продукта флотации цинковых кеков / В. В. Гейхман, Л. А. Казанбаев, П. А. Козлов [и др.] // Цв. мет. – 2003. – № 1. – С. 25–28.

Приведены результаты исследований вещественного состава флотоконцентрата, полученного из цинковых кеков, и условия его выщелачивания. При условии обжига флотоконцентрата при 800 °С и двух стадиях высокотемпературного, 90–95 °С, выщелачивания в раствор переходит около 99 % Zn, 90–95 % In, 82–96 % Fe и содержание серебра в твердом остатке возрастает до 6–15 %. Отмечено, что для цинковых концентратов другого состава параметры технологий на различных стадиях могут отличаться от полученных в работе.

РЖ Металлургия. – 2003. – № 11.

19. Садыков, С. Б. Автоклавное выщелачивание сульфидных цинковых концентратов с повышенным содержанием примесей / С. Б. Садыков, С. С. Набойченко // Цв. мет. – 2005. – № 4. – С. 40–42.

Рассмотрены результаты исследований серно-кислотного одностадийного автоклавного окислительного выщелачивания (АОВ) цинкового концентрата, содержащего 43,86 % Zn и повышенное количество примесных элементов (Fe, Cu, Pb и др.). Исследования показали возможность извлечения в раствор не менее 96,5 % Zn, однако проблемной является комплексная переработка твердого остатка (выход достигает 55 %), содержащего 54–58 % S, в том числе 36–40 % элементной.

РЖ Металлургия. – 2005. – № 8.

20. Салихов, З. Г. Внедрение процессов выщелачивания в кипящем слое в гидрометаллургии цинка / З. Г. Салихов // Цв. мет. – 1986. – № 2. – С. 11–15.

Приведена схема автоматизированного гидрометаллургического комплекса, внедренного на заводе «Укрцинк», описаны конструкции основных аппаратов, физико-химические процессы, протекающие в них. Показаны преимущества работы аппаратов данного комплекса по сравнению с работой оборудования, применяемого в гидрометаллургии Zn.

РЖ Металлургия. – 1986. – № 5.

21. Салихов, З. Г. Математическая модель структуры химико-технологической системы для нейтрального выщелачивания цинкового огарка в кипящем слое / З. Г. Салихов, А. Н. Козлов, Л. М. Чертов // Изв. вузов. Цв. металлургия. – 1990. – № 1. – С. 118–122.

Дано описание математической модели структуры химико-технологической системы (ХТС) для нейтрального выщелачивания цинкового огарка в кипящем слое с целью разработки системы оптимального управления.

РЖ Металлургия. – 1990. – № 9.

22. Салихов, З. Г. Математическое описание процесса флокулообразования в растворах после нейтрального выщелачивания в кипящем слое цинковых огарков / З. Г. Салихов // Изв. вузов. Цв. металлургия. – 1981. – № 6. – С. 74–79.

Рассмотрен механизм флокулообразования в продуктах выщелачивания в кипящем слое Zn-огарков. Выведена система уравнений, позволяющая рассчитать (прогнозировать) значения скорости флокулообразования при различных стационарных режимах работы выщелачивателей. Приведены результаты идентификации математических выражений по данным пассивного эксперимента. Достигнутая точность прогнозирования 5–8 %.

РЖ Металлургия. – 1982. – № 4.

23. Усовершенствованный непрерывный процесс выщелачивания цинкового огарка / Б. А. Сысоев, В. И. Корнилов, А. Ф. Матвеев [и др.] // Цв. металлургия. – 1986. – № 6. – С. 21–24.

Рассмотрены недостатки стандартной, двустадийной (нейтральное + кислотное) схемы выщелачивания Zn-огарка. Перевод Ленинградского цинкового завода на одностадийную схему непрерывного нейтрального выщелачивания повлек за собой снижение извлечения Zn в раствор и осложнения в работе оборудования, связанные с повышенным выходом песковой фракции. Описаны технологические усовершенствования, позволившие преодолеть указанные трудности и обеспечить ритмичную работу гидрометаллургического предела.

РЖ Металлургия. – 1986. – № 10.

24. Чинкин, В. Б. Исследование и разработка усовершенствованной безотходной технологии переработки цинковых кеков, обеспечивающей комплексное использование сырья / В. Б. Чинкин. – М., 2003. – 24 с.

Установлен вещественный состав флотоконцентрата, полученного флотацией из цинкового кека. Показано, что входящий во флотоконцентрат ковелин образуется техногенным путем в процессах выщелачивания цинкового огарка и является основным носителем Ag. Определены эффективные

режимы фильтрации флотоконцентрата на фильтр-прессах «Larox». Показано, что скорость фильтрации достигает максимального значения на 11-й минуте после начала фильтрации, это связано с завершением формирования слоя осадка. Определено, что при высокотемпературном выщелачивании обожженного флотоконцентрата отработанным цинковым электролитом наименьшее извлечение в раствор Fe и сульфатной S наблюдается после обжига флотоконцентрата при температуре 900 °С, Ag при этом остается в кеке выщелачивания. Установлено, что переход Ag в раствор при высокотемпературном серно-кислотном выщелачивании флотоконцентратов различного состава снижается с повышением содержания двухвалентного железа в растворе выщелачивания, что объясняется восстановительными свойствами Fe^{2+} .

РЖ Metallurgy. – 2003. – № 9.

25. Яржемский, А. С. К вопросу повышения надежности АСУТП выщелачивания цинкового огарка / А. С. Яржемский, Д. Н. Дюнова // Цв. металлургия. – 2006. – № 2. – С. 28–31.

Сформулирована задача оптимального резервирования автоматической системы регулирования (АСР), которая позволяет обеспечить требуемый уровень надежности комплекса технических средств (КТС) и рациональное использование для этих целей материальных ресурсов. Разработанная программа может быть полезна для исследования резервирования последовательных и последовательно-параллельных систем.

РЖ Metallurgy. – 2006. – № 7.

26. Li, X. Автоклавное выщелачивание низкосортных медно-цинковых концентратов / X. Li, X. Xu // Nanfang yujin xueyuan xuebao = J. South. Inst. Met. – 2004. – 25, № 4. – С. 5–9.

Изучен процесс окислительного выщелачивания халькопиритно-сфалеритного концентрата, содержавшего, %: Zn 24,6; Cu 9,8; Fe 27,9; S 31,25. Серно-кислотное выщелачивание под давлением O_2 происходит при окислении сульфидной S как непосредственно растворенным в пульпе кислородом, так и за счет Fe^{3+} по реакциям: $\text{ZnS} + \text{H}_2\text{SO}_4 + \frac{1}{2}\text{O}_2 = \text{ZnSO}_4 + \text{H}_2\text{O} + \text{S}$ $\text{CuFeS}_2 + \text{H}_2\text{SO}_4 + \frac{5}{2}\text{O}_2 = \text{CuSO}_4 + \text{FeSO}_4 + \text{H}_2\text{O} + \text{S}$ $2\text{FeSO}_4 + \text{H}_2\text{SO}_4 + \frac{1}{2}\text{O}_2 = \text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 + \text{H}_2\text{O}$ $\text{CuFeS}_2 + \text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 = \text{CuSO}_4 + \text{FeSO}_4 + \text{S}$. Изучено влияние на скорость перехода Zn и Cu в раствор таких факторов, как давление O_2 , концентрация H_2SO_4 , температура, время и различные добавки. В оптимальных условиях достигнута степень выщелачивания 99 %. Разработанный процесс не требует предварительного обжига и позволяет получить серу в элементарном виде, не загрязняя атмосферу сернистым газом.

РЖ Metallurgy. – 2006. – № 6.

27. Deveci, H. Биовыщелачивание комплексного сульфидного цинкового сырья с использованием мезофильных и термофильных бактерий: влияние pH и концентраций железа. Bioleaching of complex zinc sulphides using mesophilic and thermophilic bacteria: comparative importance of pH and iron / H. Deveci, A. Akcil, I. Alp // Hydrometallurgy. – 2004. – 73, № 3–4. – С. 293–303. – Англ.

Изучено биовыщелачивание комплексной Pb-Zn-руды и концентрата тремя типами микроорганизмов: мезофильные (I), умеренно термофильные (II) и термофильные (III) бактерии. В качестве I типа (до 30 °C) использовали Fe-окисляющие ацидобактерии, II тип (до 50 °C) был представлен сульфогенными и термосульфогенными штаммами, а III тип (до 70 °C) – бактерии *Acidithiobacillus brierleyi*. Химический состав исходной Pb-Zn руды был следующим, %: (в скобках состав концентрата): Zn 16,2 (43,3); Fe 7,95 (2,89); Pb 5,6 (11,17); Cu 0,27 (0,89); S 15,2 (26,8) и Ag 59 (145) г/т. Установлено, что все типы бактерий (I–III) обеспечивают эффективное и селективное извлечение Zn в раствор. При этом Pb количественно остается в кеке выщелачивания (> 98 %). В то же время II тип микроорганизмов имеет определенные кинетические преимущества по сравнению с I и III. Оптимальный режим pH для бактерий III типа лежит в интервале 1,0–2,0, а для I и II типов – 1,6 (продолжительность биобработки до 150 ч). В этих условиях в раствор вместе с Zn переходит и Fe, которое затем осаждается в виде ярозита К при температуре 50 °C. Обсуждено влияние добавок ионов Fe(II) на эффективность биовыщелачивания. В целом извлечение Zn из сульфидного сырья описанным методом составляет > 90 %.

РЖ Металлургия. – 2005. – № 7.

28. Выщелачивание свинцово-цинкового концентрата под давлением серной кислотой /Y. Chen, Y. Zhang, F. Yin, F. Wang // Nonferrous Metals. – 2003. – № 4. – С. 56–60.

Выщелачивание Zn достигает 95 % при 100 °C и парциальном давлении O₂ 5,9 атм. Марматит, халькопирит, гренокит, пирротин, арсенопирит в концентрате относятся к легко выщелачиваемым минералам. Галенит весьма трудно окисляется вследствие образования слоя сульфата свинца и плюмбоярозита на его поверхности. Сера – продукт выщелачивания, образует в свободном состоянии слой на поверхности остатка сульфида при 100 °C, но при 150 °C имеет форму свободных сферических частиц, привязанных к остатку от выщелачивания. Трудно выщелачиваются пирит, теннантит фрейбергит.

РЖ Металлургия. – 2004. – № 7.

29. Sahu, S. K. Выщелачивание цинковых сульфидных концентратов непальского месторождения Gagesh-Himal = Leaching of zinc sulfide concentrate from the Ganesh-Himal deposit of Nepal / S. K. Sahu, K. K. Sahu, B. D. Pandey // Met. and Mater. Trans. B. – 2006. – 37, № 4. – С. 541–549.

Состав непальских руд/концентратов, %: Zn 13,45/55,7; Pb 3,53/0,21; S 13,3/31,6; Fe 10,36/8,72; SiO₂ 0,98/0,18; Cu 0,025/0,04. Для выщелачивания сульфидных Zn-концентратов использовали сильный окислитель-персульфат аммония: $\text{ZnS} + (\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8 \rightarrow \text{ZnSO}_4 + (\text{NH}_4)_2\text{SO}_4 + \text{S}$. Оптимальные результаты (95 %-е извлечение Zn) получены при крупности концентрата <45 мкм и температуре 60 °С. При более высокой температуре процесс замедляется вследствие разложения персульфата. Выщелачивание вели в серно-кислом растворе 0,9 моль/л при плотности пульпы 0,1 кг/л и концентрации (NH₄)₂S₂O₈ 0,272 кг/л. При этом железо также растворялось: $\text{FeS} + \text{H}_2\text{SO}_4 \rightarrow \text{FeSO}_4 + \text{H}_2\text{S}$ с последующим окислением Fe²⁺ до Fe³⁺. Исследование кинетики процесса показало, что реакция контролируется как скоростью поверхностного взаимодействия с окислителем, так и транспортом его сквозь поры слоя серы, образующейся на поверхности минеральных частиц. Энергия активации реакции составляет 43 кДж/моль.

РЖ Металлургия. – 2006. – № 12.

30. Извлечение цинка и отделение железа жидкостной экстракцией при переработке растворов биовыщелачивания низкосортных сульфидных цинковых руд / X. Zou, W. Zhu, R. Zhu, D. Xu // Beijing keji daxue xuebao = J. Univ. Sci. and Technol. Beijing. – 2003. – 25, № 1. – С. 30–32. – Кит.; рез. англ.

После бактериального выщелачивания низкосортных сульфидных цинковых концентратов образуются растворы, содержащие большое количество Fe³⁺. Разделение Zn²⁺ и Fe³⁺ было успешно проведено посредством жидкостной экстракции реагентами D2ЕНРА-ТОА. Использование указанной системы позволяет на 12 % увеличить емкость по Zn органической фазы по сравнению с чистой Д2-этил-гексил-фосфорной кислотой. Полная реэкстракция серной кислотой Zn²⁺ из органической фазы происходит в одну стадию при H₂SO₄ 0,25 моль/л, в то время как Fe³⁺ реэкстрагируется только при 4 моль/л H₂SO₄ и то на 68 %.

РЖ Металлургия. – 2004. – № 12.

31. Abrantes, L. M. Изучение выщелачивания цинковых концентратов методом факториального планирования. Leaching study of a zinc concentrate ore by factorial design : Abstr. 130th Annual International Meeting and Exhibition of TMS, New Orleans, La, Febr. 11-15, 2001 / L. M. Abrantes, M. L. Afonso, M. L. Cunha // JOM: J. Miner., Metals and Mater. Soc. – 2000. – 52, № 11. – С. 148. – Англ.

Производство Zn по традиционной технологии связано с сильным загрязнением окружающей среды за счет выбросов сернистого ангидрида и сточных вод, содержащих тяжелые металлы и кислоты. В качестве альтернативы предложен метод электрохимического выщелачивания сульфидных концентратов. Изучение этого процесса проведено методом факториального планирования. Рассмотрено влияние следующих параметров: концентрация хлоридов в растворе и его pH, продолжительность выщелачивания, температура электролита, величина анодного потенциала, подаваемого на концентрат. Даны рекомендации по оптимизации процесса.

РЖ Металлургия. – 2002. – № 1.

32. Курамоти, Канэси. Усовершенствование процесса выщелачивания на цинковом заводе «Мацусима» / Канэси Курамоти // Нихон Коре Кайси, J. Mining and Met., Inst. Jap., 1985. – № 1166. – С. 244–247.

Описаны мероприятия на цинковом заводе по снижению энергозатрат и улучшению качества продукции. Основное внимание уделено процессам выщелачивания и очистки растворов от Fe. Отмечена перспективность внедрения непрерывного выщелачивания, позволяющего автоматизировать производственный процесс.

РЖ Металлургия. – 1986. – № 1.

33. Lan, Y. Лабораторные исследования по удалению фтора из высокофтористой цинковой оксидной руды = Laboratory study on the removal of fluorine from high fluorine bearing zinc oxide ore / Y. Lan, L. Ye, R. W. Smith // J. Mater. Sci. and Technol. : An International Journal (China). – 2005. – 21, № 5. – С. 767–769.

Изучены условия предварительной очистки от F оксидной Zn-руды, содержащей, %: Zn 32,43; Fe 0,69; F 0,35; S 4,16; Pb 8,10; Cd 0,19; Cl 0,03; As 0,18; CaO 4,11; MgO 2,61; Al₂O₃ 0,51; SiO₂ 11,0 и Sb 0,16. Для удаления F руду обжигали при температуре 1173°K в течение 90 мин. в атмосфере воздуха. В качестве связующего компонента лучшие результаты получены при использовании раствора H₂SO₄ (150 г/л, расход 15 %). В данных условиях очистка от F составляет ~93 %. Раствор серно-кислотного выщелачивания огарка содержит, %: Zn 97,5–99,0; F 0,026–0,030; Cl 0,021–0,025 и Cd 0,19–0,24. Таким образом, данный раствор пригоден для электроэкстракции Zn по стандартной технологии.

РЖ Металлургия. – 2006. – № 9.

34. Ximing, Li. Влияние механической активации при размоле на поведение ферритов цинка при выщелачивании / Li Ximing, Chen Jiayong, Roland Kammel // Юсэ цзиньшэ = Nonferrous Metals. – 1991. – № 2. – С. 44–48.

Изучено влияние измельчения в шаровой мельнице, а также совмещения измельчения с выщелачиванием на скорость и полноту извлечения Zn из

огарка. Показано, что после кратковременной обработки в истирателе химическая активность ферритов Zn резко возрастает, и выщелачивание проходит быстро при более мягких условиях. Это свидетельствует о возможности механической активации Zn-спеков.

РЖ Металлургия. – 1992. – № 1.

35. Van, Os. J. Маршрут технологического процесса на Sun Metals. Process route at sum metals / Os. J. Van // Metal Bull. Mon. – 1999. – Suppl. ; Ann. Proj. Rev. – С. 37, 38. – Англ.

Расположенный на 90 га завод Sun Metals (SM) связан железнодорожным сообщением с месторождением Mt Isa и глубоководным портом. Шихта из смеси концентратов подается в обжиговую печь и при 950 °С, из нее выделяют ZnO и SO₂. Из SO₂ в серно-кислотном цехе получают 325 тыс. т/год H₂SO₄, которую будут продавать на новый завод фосфорных удобрений компании WMC. Завод должен быть пущен в то же время, что и SM. Он расположен в 60 км южнее Mt Isa. Цинковый огарок содержит примеси Fe, Pb, Ni, Cu, Cd и Co, которые удаляют при выщелачивании. SME собирается построить специальный цех по переработке образующихся при выщелачивании ферритов Zn. Для этого будет использоваться отработанная на заводе Onsan в Корее пирометаллургическая технология. Очищенный от примесей сульфат Zn поступает в электролизный цех. Цинковые катоды плавят в электропечах и разливают в 25-килограммовые слитки. Если из металлов изготавливают сплавы, то их разливают в слитки большего веса. Из части Zn изготавливают цинковую пыль. Приведена технологическая схема переработки цинковых концентратов на SM от исходных материалов до готовой продукции: Zn, Cd и H₂SO₄.

РЖ Металлургия. – 2000. – № 7.

36. Пат. 4778520 США, МКИ⁴ С 22 В 19/00. Способ выщелачивания цинка серной кислотой из частично обожженных цинковых концентратов / Donald R. Spink, Y. Stein Jerry; Univ. of Waterloo. – № 30114 ; заявл. 26.03.87 ; опубл. 18.10.88 ; НКИ 75/120.

Сульфидный Zn-концентрат, содержащий Fe, подвергают окислительному обжигу с удалением S на 60–77 %. Огарок состава, %: Zn 63,9 Fe_{общ} 10,4 в том числе Fe (II) 9,42, S 8,5, выщелачивают разбавленной H₂SO₄ при 80 °С и полученный раствор нейтрализуют исходным огарком до pH 4,2. Конечный раствор содержит 159 г/л Zn и 30,6 г/л Fe, а кек выщелачивания, %: Zn 48,3, Fe 6,36 и S 27,6. Раствор поступает на осаждение Fe (в виде гетита) и далее – на электролитическое выделение Zn. Предусмотрена циркуляция отработанного электролита, кек выщелачивания и других продуктов. Приведена технологическая схема процесса.

РЖ Металлургия. – 1989. – № 7.

37. Piatkiewicz, Z. Применение пневматического транспорта в процессе выщелачивания обожженной цинковой обманки / Z. Piatkiewicz, H. Olejniczar, Z. Rydel // Rudy i met.niezelaz. – 1984. – № 5. – С. 180–188.

Описан способ пневматического транспорта обожженного порошка сфалкрита на металлургическом заводе цветных металлов Skzopienice с целью усовершенствования процесса выщелачивания огарка.

РЖ Металлургия. – 1984. – № 12.

38. St-Pierre, Jean. Электрохимическое извлечение цинка из щелочных растворов / Jean St-Pierre, L. Piron Dominique // J. Appl. Electrochem. – 1986. – № 3. – С. 447–456.

С целью разработки менее энергоемкого процесса, чем электролиз Zn-содержащих кислых растворов, исследовался процесс извлечения Zn электролизом щелочных растворов. В лабораторных опытах в качестве катода использовали Mg, нержавеющую сталь, Ni и Pb (99,755 % Pb и 0,25 % SiO₂), а подом служила Ni-пластина. Расстояние между электродами варьировали от 2,5 до 5 см, активная поверхность электродов составляла 10 см². При концентрации Zn 60 г/л изучали влияние содержания в электролите OH⁻ (300–500 г/л), Cu (50–200 г/л), NaAsO₂ (1–100 г/л); температуры электролита (24–75 °C), плотности тока (50–100 А/м²) на выход по току, напряжение на ванне, расход электроэнергии. При плотности тока 1 000 А/м², температуре 75 °C и содержании в электролите 300 г/л NaOH достигнут расход электроэнергии 1,75 кВт·ч/кг Zn. Для сравнения при извлечении Zn из кислых растворов в промышленных условиях при плотности тока 500 А/м² расход энергии составляет 3,3 кВт·ч/кг Zn.

РЖ Металлургия. – 1986. – № 11.

39. Svens, K. Последние достижения в совершенствовании технологии производства цинка = Recent experiences with modern zinc processing technology / K. Svens, B. Kerstiens, M. Runkel // Erzmetall. – 2003. – 56, № 2. – С. 94–103.

Рассмотрена главная технологическая схема переработки цинковых концентратов на заводах компании Outokumpu, которая включает обжиг, выщелачивание, очистку растворов, охлаждение, электролиз и литье заготовок. В качестве попутных продуктов по этой схеме получают пар, серную кислоту, элементную серу, кадмий, кобальтовый и медный кеки, а также железосодержащие отходы. Приведены особенности работы по этой схеме пущенного в 1969 г. Kokkola Zinc Plant (KZP), который в 2001 г. произвел 248 800 т Zn, 600 т Cd, 71 т Hg и 105 800 т SO₂. Расширение в 1998 г. KZP было осуществлено на базе использования технологии прямого выщелачивания цинковых концентратов, которая позволяет всю сульфидную серу выделять в виде эле-

ментной серы. Выщелачивание осуществляется при температуре около 100 °С при атмосферном давлении разбавленной серной кислотой, 10–40 г/л. Продолжительность выщелачивания зависит от типа концентрата, и из большинства из них за 5 ч извлекается свыше 90 % S. Сопоставление двух технологических процессов, обжигового и прямого выщелачивания, показывает необходимость их объединения для достижения лучших экономических и экологических показателей.

РЖ Металлургия. – 2003. – № 8.

40. Такала, Х. Выщелачивание цинковых концентратов на заводе в Коккола / Х. Такала // Обогащение руд. – 2001. – Спец. вып. июнь. – С. 65–68. – Рус. ; рез. англ.

С целью повышения объемов производства Zn на заводе в Коккола без необходимости увеличения производства H_2SO_4 исследовано прямое выщелачивание цинковых концентратов. Изучен химизм процесса и установлена корреляция между скоростью реакции и различными факторами. Процесс выщелачивания, осуществляемый при атмосферном давлении, интегрирован в состав цинкового производства фирмы Оутокумпу в Коккола. В результате одновременно происходит выщелачивание Zn-концентрата и осаждение ярозита. Химические процессы протекают в нормальном режиме, обеспечивая хорошие показатели экстракции. Также была улучшена технология выщелачивания ферритов.

РЖ Металлургия. – 2002. – № 3.

41. Wu, М. Схема управления и диагностики неисправностей для процесса выщелачивания цинка = An expert control and fault diagnosis scheme for the leaching zinc process / М. Wu, W. Gui // Kongzhi lilun yu jingyong = Contr. Theory and Appl. – 2001. – 18, № 6. – С. 861–866. – Англ. ; рез. кит.

Рассмотрена схема управления с помощью экспертного контроля и диагностики неисправностей применительно к процессу выщелачивания цинка. Экспертный контроль основан на статических математических моделях и управляющих моделях, которые определяют оптимальное значение pH и заданные скорости потока. Обычный одноконтурный контроллер может отслеживать заданные скорости потока. Для диагностики неисправностей использованы управляющие модели с показателями достоверности и способом задания Bayes, которые могут обеспечить надежную работу всего процесса в автоматическом и неавтоматическом режимах. Приведены схема выщелачивания цинксодержащего материала и схема управления. Они были опробованы на одном из заводов цветной металлургии и показали хорошие результаты.

РЖ Металлургия. – 2002. – № 7.

ОБЖИГ ЦИНКА

1. А. с. 32048, НРБ, МКИ С 22 В 7/00. Способ непрерывного извлечения цинка из цинкового огарка / А. Г. Апостолов, К. С. Спасов, Б. Г. Бечев. – № 50688 ; заявл. 06.02.81 ; опубл. 31.05.82.

Непрерывное извлечение Zn из огарка осуществляется прохождением пульпы из реактора в реактор с помощью системы насосов; при этом нагнетаемая струя направляется против вращательного движения реакционной смеси, создаваемого перемешивающими механизмами. Разгрузка готовой пульпы из последнего реактора проводится непрерывно. Преимущества изобретения: низкое содержание Zn в нерастворенном осадке вследствие эффективного обновления реагирующей поверхности частиц огарка, обусловленное противотоком, улучшение условий труда вследствие обеспечения постоянного нормального технологического режима, возможность полной автоматизации процесса.

РЖ Металлургия. – 1983. – № 9.

2. А. с. 924136, СССР, МКИ С 22 В 19/22 С 2 В 19/26. Способ переработки цинкового огарка / В. Л. Туленков, В. Ф. Балакирев, В. И. Авдюков [и др.]. – № 2839737/22-02 ; заявл. 12.11.79 ; опубл. Б. И. – 1982. – № 16.

Предложен способ переработки Zn-огарка, включающий нейтральное выщелачивание, кислое выщелачивание, отмывку кеков кислого выщелачивания и последующее их вельцевание. С целью сокращения выхода кека и удешевления технологии отмывку кеков ведут нагретым до 50–80 °С раствором H_2SO_4 с концентрацией 60–80 г/л в течение 10–20 мин при Т:Ж = 1:(3–5), а промывной раствор перерабатывают в отдельном цикле.

РЖ Металлургия. – 1983. – № 4.

3. А. с. 1486534 СССР, МКИ⁴ С 22 В 19/24, 15/10. Способ селективного извлечения цинка и меди из пиритного огарка / А. А. Перетрутов, П. П. Ким, И. С. Никандров [и др.]. – № 4295680/31-02 ; заявл. 25.06.87 ; опубл. 15.06.89.

Предложен способ селективного извлечения Zn и Cu из пиритного огарка, включающий двустадийное выщелачивание водоаммиачным раствором в присутствии на первой стадии вещества, содержащего сульфид-ион. Для повышения степени селективного извлечения Zn и Cu в качестве вещества, содержащего сульфид-ион, используют серный колчедан, который вводят в количестве 1,0–4,0 % от массы огарка. На первой стадии выщелачивание цинка ведут раствором хлорида аммония в аммиачной воде при отношении аммиака к хлориду аммония 0,10–0,24 и концентрации хлорида аммония 6,7–10,0 %. На второй стадии выщелачивание меди ведут 10,0–13,0 %-м

раствором хлорида аммония. Выщелачивание проводят при соотношении $T:Ж = 1:(5-10)$, причем продолжительность каждой стадии выщелачивания составляет 2–3 ч.

РЖ Металлургия. – 1989. – № 11.

4. Алгоритм расчета шихты цинковых концентратов при обжиге в печах КС / А. Л. Рутковский, В. Н. Топчаев, А. А. Саакянц, И. П. Зайцев // Оптимал. упр. технол. процессами цв. металлургии. – М., 1984. – С. 62–67.

Рассмотрен процесс формирования шихты Zn-концентратов. Показана сложность управления этим процессом при неавтоматизированном расчете состава шихты. Предложены критерии формирования шихты, обеспечивающие получение необходимых по технологии характеристик процесса. Исследованы решения поставленной задачи математического программирования линейными и нелинейными методами. Разработан алгоритм расчета шихты, который реализован на алгоритмическом языке ФОРТРАН-IV. Предусмотрено его использование в составе АСУ ТП основного цинкового производства на заводе «Электроцинк».

РЖ Металлургия. – 1984. – № 11.

5. Ахметов, Б. А. Оценка энергоиспользования печи кипящего слоя для обжига цинкового концентрата энергетическим методом / Б. А. Ахметов, Н. И. Тажбеков // Комплекс. использ. минерал. сырья. – 1982. – № 5. – С. 19–22.

Эксергетическим методом составлен полный энергетический баланс печи кипящего слоя для обжига Zn-концентрата. Раскрыта роль химической энергии сырья в осуществлении процесса обжига, показана возможность дальнейшего улучшения энергоиспользования. Приведен сравнительный анализ энергетических совершенств. процессов обжига.

РЖ Металлургия. – 1983. – № 2.

6. Влияние высокотемпературного обжига цинковых концентратов в кипящем слое на процесс ферритообразования цинка / Г. И. Сергеев, И. Ф. Худяков, А. А. Лыкасов [и др.]. // Изв. вузов. Цв. металлургия. – 1984. – № 5. – С. 67–71.

В опытно-промышленных условиях изучали высокотемпературный обжиг Zn-концентратов при различных скоростях газа в слое и постоянном окислительном потенциале газовой фазы. Проведена оценка степени влияния температуры и скорости газов в слое на выход кислоторастворимого Zn, а также эффекта их взаимного влияния. Показано, что влияние температуры на процесс ферритообразования скорости газов в слое этот экстремум смещается в сторону низких температур. С повышением температуры и скорости газов увеличивается выход кислоторастворимого Zn.

РЖ Металлургия. – 1985. – № 5.

7. Влияние высоты кипящего слоя на гранулометрические характеристики продуктов обжига / Г. И. Сергеев, И. Ф. Худяков, Л. В. Сергеева [и др.] // Комплекс. использ. минерал. сырья. – 1989. – № 4. – С. 53–56.

Представлены результаты опытно-промышленных исследований эффективности увеличения высоты сливного порога с 1200 до 1500 мм на протекание процессов десульфуризации сульфидного Zn-концентрата и укрупнения порогового огарка. Объектом изучения служила обжиговая печь цилиндрической формы высотой 7 550 мм и площадью 3 м². Показано, что с увеличением расхода воздуха до 15–16 тыс. м³/ч содержание сульфидной S в газовой пыли из экспериментальной печи уменьшается на 0,2–0,3 % и в пороговом огарке в 1,5–2,0 раза по сравнению с контрольной печью. Крупность порогового огарка становится на 15–20 % меньше по сравнению с огарком контрольной печи, что связано с интенсификацией процесса истирания частиц концентрата. Увеличение уровня разгрузочного порога с 1 200 до 1 500 мм позволило в сочетании с повышенной скоростью газа получить более высокий, плотный, равномерно оживленный, без поршневых проскоков кипящий слой. С увеличением высоты порога на 25 % (с 1 200 до 1 500 мм) интенсивность самоизмельчения в кипящем слое обожженного материала возрастает в среднем на 5–6 %, а степень однородности материала – на 15%. Дальнейшее увеличение высоты кипящего слоя позволит даже в условиях интенсификации процесса (повышение температуры обжига Zn-концентратов до 1 150–1 200 °С) получить однородный, равномерно оживленный и стабильный кипящий слой, что в свою очередь положительно скажется на процессах тепло- и массопереноса материала в печи КС и улучшении качества продуктов обжига (повышение десульфуризации, феррито- и силикатообразование).

РЖ Металлургия. – 1989. – № 8.

8. Влияние «живого» сечения подины на качество продуктов обжига высокожелезистого цинкового концентрата в кипящем слое / Г. И. Сергеев, И. Ф. Худяков, А. А. Лыкасов [и др.]. // Изв. вузов. Цв. металлургия. – 1983. – № 5. – С. 45–50.

В опытно-промышленных условиях проверено влияние изменения «живого» сечения подины на качество продуктов обжига. Подтверждено наличие критического сопротивления газораспределительной решетки, при котором достигается равномерное «кипение» материала и отсутствие сепарации по высоте слоя. С уменьшением «живого» сечения подины происходит интенсивное истирание крупных фракций подового огарка, уменьшается крупность порогового огарка, увеличивается удельная поверхность продуктов обжига, уменьшается содержание сульфидной S и увеличивается выход кислотрастворимого Zn (Челябинский политехнический институт).

РЖ Металлургия. – 1984. – № 2.

9. Влияние состава шихты на эффективность обжига цинковых концентратов в печах КС / Г. И. Сергеев, И. Ф. Худяков, Л. В. Сергеева [и др.] // Комплекс. использ. минерал. сырья. – 1990. – № 11. – С. 84–86.

Изучено влияние основности шлаковой фазы на степень десульфурзации цинкового концентрата при обжиге в кипящем слое (КС), на средне-взвешенный диам. порогового огарка, на выход кислоторастворимых форм кремнезема и ферритного Zn.

РЖ Metallургия. – 1991. – № 7.

10. Влияние эффекта возврата пыли в кипящий слой на гранулометрические характеристики обожженного цинкового концентрата / Г. И. Сергеев, И. Ф. Худяков, Л. В. Сергеева [и др.]. // Цв. металлургия – 1984. – № 1. – С. 21–24.

С помощью дисперсионного и статистического анализов гранулометрических составов обожженного цинкового концентрата произведена оценка влияния эффекта возврата пыли со стояка в слой на гранулометрические характеристики материала, выгружаемого через порог, при различной воздушной нагрузке на печь.

РЖ Metallургия. – 1984. – № 8.

11. Внедрение нового обжигового комплекса на заводе «Электроцинк» / М. С. Зак, Э. Я. Серебренникова, А. И. Доверман [и др.] // Цв. металлургия. – 1988. – № 12. – С. 17, 18.

Гинцветметом, СКБ ЦМ, Центроэнергоцветметом и заводом «Электроцинк» разработан, сооружен и пущен в промышленную эксплуатацию обжиговой комплекс большой единичной мощности для обжига Zn-концентратов на воздушном дутье, состоящий из печи КС и системы испарительного охлаждения новой конструкции. Печь допускает регулировку высоты кипящего слоя в пределах $\pm 20\%$ от среднего значения и обладает системой рассредоточенной загрузки концентрата. Производительность обжиговой печи новой конструкции при работе на воздушном дутье примерно в 1,5–1,9 раза выше, чем у печей фирмы «Лурги», и в 2–2,8 раза выше по сравнению с действующими печами КС с сосредоточенной загрузкой при практически одинаковом или несколько меньшем содержании сульфидной S в продуктах обжига.

РЖ Metallургия. – 1989. – № 3.

12. Данилин, Л. А. Влияние состава концентрата и температуры на крупность огарка / Л. А. Данилин, А. Л. Рутковский, В. М. Текиев // Изв. вузов. Цв. металлургия. – 1982. – № 1. – С. 65–68.

Определяли закономерности изменения размера частиц огарка в зависимости от вещественного и минерального состава сульфидного Zn-концентрата и температуры обжига. На основании результатов исследований и сведений

из литературы разработана гипотеза о схеме спекания и укрупнения частиц концентрата при обжиге в кипящем слое. Нежелательное укрупнение частиц огарка можно исключить. С этой целью в промышленных аппаратах разбавляют свежий концентрат готовым огарком.

РЖ Металлургия. – 1982. – № 6.

13. Данилин, Л. А. Исследование математическим моделированием статистических режимов окислительного обжига сульфидного цинкового концентрата в печи кипящего слоя / Л. А. Данилин // Изв. вузов. Цв. металлургия. – 1983. – № 1. – С. 118–122.

РЖ Металлургия. – 1983. – № 8.

14. Данилин, Л. А. Исследование механизма процесса обжига сульфидного цинкового концентрата в кипящем слое методом математического моделирования / Л. А. Данилин // Изв. вузов. Цв. металлургия. – 1985. – № 4. – С. 90–96.

При обжиге Zn-концентратов в КС потери Zn вызываются, по крайней мере, двумя причинами, одна из которых – физическое испарение Zn с поверхности частицы – должна вступать в действие после достижения степени десульфуризации, равной или достаточно близкой к 100 %. Потери Zn на начальных этапах окисления можно объяснить «химическим испарением», положив в основу этого объяснения механизм окисления пирротинов. Приведены решения математической модели процесса окисления Zn-концентратов в КС.

РЖ Металлургия. – 1986. – № 2.

15. Данилин, Л. А. Качество регулирования температуры в кипящем слое печей обжига цинковых концентратов / Л. А. Данилин, А. Л. Рутковский // Цв. металлургия. – 1981. – № 24. – С. 23, 24.

Для улучшения качества регулирования температуры в кипящем слое печей обжига Zn-концентратов и улучшения качества продуктов обжига рекомендуется замена одноконтурной автоматической системы регулирования (АСР) температуры в слое на АСР расхода шихты в печь с коррекцией по температуре в кипящем слое. Применение 2-контурной системы позволяет уменьшить время регулирования в 2,1 раза и максимальное динамическое отклонение – в 2,78 раза по сравнению с одноконтурной АСР температуры.

РЖ Металлургия. – 1982. – № 6.

16. Данилин, Л. А. Критерии оптимального управления процессом обжига сульфидных цинковых концентратов в печах кипящего слоя / Л. А. Данилин // Цв. металлургия. – 1983. – № 1. – С. 38–41.

Сформулирован критерий оптимального управления процессом обжига с целью получения максимальной прибыли обжиговым переделом за неко-

торый промежуток времени с учетом требований последующих переделов по качеству твердых и газообразных продуктов, т. е. выполнение критерия оптимального управления процессом обжига должно обеспечивать получение Zn-огарка, пылей и газа с качеством, наиболее экономически выгодным для всего цинкового производства.

РЖ Металлургия. – 1983. – № 4.

17. Данилин, Л. А. Математическое описание статистического режима окислительного обжига сульфидного цинкового концентрата в печах кипящего слоя / Л. А. Данилин // Цв. металлургия. – 1983. – № 1. – С. 38–41.

Разработан метод математического моделирования для получения статистических характеристик процесса обжига Zn-концентратов в печи кипящего слоя на основании кинетических зависимостей, получаемых в лаборатории.

РЖ Металлургия. – 1983. – № 4.

18. Димитров, Р. Фазовый состав настывлей, образующихся при обжиге цинковых концентратов в кипящем слое / Р. Димитров, Б. Боянов // Изв. вузов. Цв. металлургия. – 1983. – № 6. – С. 28–34.

Обобщенные результаты фазового состава настывлей показали, что 80–85 % состава проб представляют соединения Zn, причем в большей части проб преобладающая фаза – ZnSiO_4 . Феррит Zn содержится в большинстве случаев в пробах с пода печи. В пробах отсутствует фаза Fe_3O_4 . Хорошо виден дублет $\text{ZnO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ и секстет $\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$. Установлено, что 87 % Fe в пробе пода форкамеры связано в $\text{ZnO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$. Для уменьшения образования настывлей необходимо регулирование состава исходной шихты с целью уменьшения Pb, SiO_2 , Cu и Fe в ней. Повышение содержания O_2 увеличивает сульфатообразование и образование настывлей. Повышение температуры обжига способствует образованию настывлей на поду печи.

РЖ Металлургия. – 1984. – № 5.

19. Дорофеев, В. М. О влиянии температуры обжига цинковых концентратов в печах КС на кислоторастворимость кремнезема / В. М. Дорофеев, Н. И. Кулакова, Е. А. Самков // Цв. мет. – 1982. – № 10. – С. 27, 28.

В результате обработки статистических данных одной из печей КС Алмалыкского цинкового завода получено уравнение регрессии, которое позволит рассчитывать температурный режим обжига в зависимости от содержания общего SiO_2 в шихте с учетом допустимого, исходя из конкретных условий завода, содержания кислоторастворимого SiO_2 в огарке.

РЖ Металлургия. – 1983. – № 2.

20. Использование огнеупоров для вельц-печей цинкового производства / Л. А. Казанбаев, П. А. Козлов, А. В. Колесников, Д. А. Ивакин // Цв. мет. – 2003. – № 1. – С. 44–47.

Рассмотрены результаты исследований коррозионной устойчивости огнеупоров в вельц-печах. Они показали, что помимо технологических способов защиты футеровки для продления кампании вельц-печей цинкового производства актуальной остается задача по подбору наиболее износостойких огнеупорных материалов.

РЖ Металлургия. – 2003. – № 11.

21. Исследование поведения кипящего слоя при возврате циклонной пыли / М. С. Зак, М. Д. Дереш, Э. Я. Серебренникова [и др.] // Изв. вузов. Цв. металлургия. – 1988. – № 2. – С. 59–63.

Обжиг Zn-концентратов в КС в СССР осуществляется в основном в печах высотой 10–11 м и постоянного поперечного сечения с производительностью от 5,5–6 до 10–12 т/м² · сут. Вынесенная из печи пыль, как правило, обожжена не полностью и содержание сульфидной S в ней доходит до 1–1,5 %. В связи с этим задача ее дообжига является весьма актуальной. Промышленные испытания возврата циклонной пыли в КС на доработку с помощью эжекторов, работающих на воздухе, показали высокую технологическую эффективность метода. Испытания показали, что нарушение режима работы промышленных печей при возврате циклонной пыли в слой связано с накоплением крупных, плохо ожимаемых при рабочих скоростях дутья частиц и выпадением их на подине. Применение донной выгрузки материала с уровня пода позволяет вывести крупные нежимаемые частицы из слоя и стабилизировать режим псевдоожижения полидисперсного материала при полном возврате циклонной пыли в слой. Испытания, проведенные на опытно-промышленной печи КС для обжига Zn-концентратов, оборудованной системой возврата циклонной пыли и устройством для донной выгрузки огарка, подтвердили правильность выбранного направления модернизации печей.

РЖ Металлургия. – 1988. – № 9.

22. Исследование причин настыеобразования при обжиге в печах КС низкосортных сульфидных цинковых концентратов / Л. А. Абрамовская, В. А. Сапрыгин, А. Ф. Сапрыгин, Н. Н. Ушаков // Цв. мет. – 2003. – № 2. – С. 29–33.

В результате проведенных исследований установлено, что основной причиной образования сульфатных настывов является нарушение аэродинамики «кипения» материала в слое печи, которое происходит за счет укрупнения материала в процессе обжига низкосортных цинковых концентратов. Для исключения нарушения аэродинамики «кипения» материала в слое, предложено эффективно удалять с подины печи образующиеся крупные фракции огарка.

РЖ Металлургия. – 2003. – № 12.

23. Исследования надслоевого пространства и пылеулавливающей системы нового обжигового комплекса на заводе «Электроцинк» / М. С. Зак, Э. Я. Серебrenникова, В. Д. Хрипин. Н. В. Ходов // Цв. мет. – 1994. – № 10. – С. 24–27.

Приводятся результаты исследований температурного режима и запыленности газов в надслоевом пространстве и газопылеулавливающей системы. Замер температуры проводили в 5 точках, расположенных на расстоянии от 500 до 4 500 мм от свода. Для определения запыленности применен изокINETический метод отбора проб. Запыленность газов на выходе из печи составляла в среднем 125 г/нм^3 , перед входом в циклоны из испарительных стояков она уменьшалась до 58 г/нм^3 , а на выходе из циклонов составляла $3,2 \text{ г/нм}^3$, что соответствует улавливанию пыли на 97,8 %. Отмечено, что в целом аэродинамика газового потока в газоходах и пылеуловителях системы грубой очистки газа печи новой конструкции обеспечивает необходимые условия для эффективного осаждения грубых фракций пыли. Приведена схема цепи аппаратов установки очистки технологических газов печи КС и точки контрольных замеров.

РЖ Металлургия. – 1995. – № 3.

24. Кашперева, Л. А. Стойкость окисления сульфидов при окислительном обжиге цинкового концентрата / Л. А. Кашперева, Л. А. Порукова // Полезные ископаемые России и их освоение : науч. конф. студентов и мол. ученых С.-Петербург. гос. горн. ин-та, Санкт-Петербург, 24–25 апр., 1996 : тез. докл. – СПб., 1996. – С. 75.

Исследованием кинетики окисления сульфидного Zn концентрата при различных температурах в лабораторном реакторе кипящего слоя установлено, что окисление сульфидов протекает стадийно. Это обусловлено различием в температурах воспламенения сульфидов, присутствующих в концентрате. Установлено, что при температурах 550–600 °C идет преимущественно окисление пирита и халькопирита, а сфалерит начинает окисляться достаточно интенсивно при температурах > 650 °C.

РЖ Металлургия. – 1997. – № 11.

25. Лямина, М. А. К вопросу формирования кинетического описания окисления сульфида цинка / М. А. Лямина // Тр. ВНИИЦВЕТМЕТА. – 2003. – № 1. – С. 32–37.

Представлены результаты анализа и обобщения наиболее значимых исследований кинетики окисления сульфида цинка с целью оценки возможностей и ограничений применения кинетических уравнений основных стадий процесса при математическом моделировании промышленных пирометаллургических агрегатов. Результаты выполненного анализа могут быть использованы для физически обоснованного варьирования кинетических констант при

модельном описании промышленного процесса. Показаны возможности использования результатов кинетических исследований для описания процесса обжига-плавки цинксодержащих материалов.

РЖ Металлургия. – 2004. – № 12.

26. Механизмы обжига загрязненного цинкового концентрата в кипящем слое / М.-Л. Метсеринта, П. Таскинен, Й. Ниберг, Э. Ово // Цв. мет. – 2005. – № 5–6. – С. 92–99.

При проведении обжига следует обратить особое внимание на коэффициент использования кислорода в печи. Это требование может противоречить термодинамике кипящего слоя при обжиге очень мелкого концентрата и потребовать использования обогащения кислородом технологического воздуха с целью контроля переноса твердого материала в котел-утилизатор.

РЖ Металлургия. – 2006. – № 11.

27. Обжиг цинковых концентратов при повышенных температурах / Г. И. Сергеев, И. Ф. Худяков, Л. В. Сергеева [и др.] // Комплекс. использ. минерал. сырья. – 1989. – № 6. – С. 33–37.

Проведена оценка влияния температуры обжига цинковых концентратов в условиях работы печей «КС» на воздушном дутье, обогащенном кислородом, на качество продуктов обжига с использованием математическо-статистических методов. Исходя из представления о скорости процесса укрупнения огарка как произведения вероятности столкновения, слияния частиц и их истирания и раскалывания получено эмпирическое соотношение для частиц среднего размера обожженного материала в зависимости от температуры и интенсивности обжига и скорости воздуха на выходе из газораспределительных сопел. Предложено описывать изучаемый процесс с помощью полиномов второго порядка. Установлено, что модель, описывающая выход порогового огарка, имеет сложный экстремальный характер. Степень влияния фактора определяется линейным, квадратичным эффектами и эффектом взаимодействия, который зависит от уровня, принимаемого другим фактором. В связи с этим оценка степени влияния каждого отдельно взятого фактора для уравнения, содержащего эффекты взаимодействий, не может быть однозначной. Некоторым из них может быть придан определенный физический смысл.

РЖ Металлургия. – 1989. – № 11.

28. Обжиг цинковых концентратов с рассредоточенной подачей кислорода / В. В. Гейхман, Л. А. Казанбаев, П. А. Козлов [и др.] // Цв. металлы. – 2000. – № 5. – С. 20–22.

В 1980–1988 гг. на ЧЭЦЗ проведена реконструкция печей КС-2, 3, 4, 5 с установкой элементов испарительного охлаждения отходящих газов на вертикальном стояке, циклонах и своде с подачей шихты на обжиговые печи с

помощью ленточных транспортеров. Увеличена производительность печей до 320–420 т/сут концентрата.

29. Окислительный обжиг цинковых концентратов в кипящем слое / М. С. Зак, Н. В. Ходов, Э. Я. Серебренникова [и др.] // Цв. мет. – 1989. – № 7. – С. 62–65.

Гинцветметом, СКБЦМ, Центрэнергоцветметом и заводом «Электроцинк» разработан, сооружен и в 1987 г. промышленно освоен обжиговый комплекс новой конструкции большой единичной мощности для обжига цинковых концентратов на воздушном дутье, состоящий из печи КС, систем пульсной очистки газоходного тракта. Приведены конструктивные параметры и технологические показатели работ, печей КС для обжига цинковых концентратов и фазовый состав твердых продуктов обжига. Установлено, что печь новой конструкции работает с повышенными удельными нагрузками, обеспечивая при этом высокие технологические показатели процесса. Это достигается путем эффективной организации материальных потоков в кипящем слое и надслоевом пространстве и гидродинамической обстановки в этой печи в целом. Разработанная конструкция печи КС системы испарительного охлаждения вписывается в строительные конструкции существующих обжиговых цехов цинковых заводов и может быть эффективно использована для их реконструкции. Печь новой конструкции может быть применена для окислительного обжига других видов сульфидного сырья.

РЖ Металлургия. – 1989. – № 12.

30. Опытнo-промышленные испытания влияния высокотемпературного обжига цинковых концентратов на процесс укрупнения материала в кипящем слое / Г. И. Сергеев, И. Ф. Худяков, А. А. Лыкасов [и др.] // Изв. вузов. Цв. металлургия. – 1983. – № 4. – С. 16–20.

На основании опытно-промышленных испытаний высокотемпературного обжига высокожелезистого тонкодисперсного сульфидного Zn-концентрата на дутье, обогащенном O_2 , установлено, что процесс протекает стабильно при температурах до 1423 К и при скоростях кипения материала до $16,67 \cdot 10^{-2}$ м/с. Построена математическая модель 2-го порядка и исследованы сечения, отражающие влияние температуры и скорости газов в кипящем слое на процесс укрупнения материала в процессе обжига.

РЖ Металлургия. – 1984. – № 1.

31. Орлов, А. К. Селективный окислительный обжиг медно-цинкового промпродукта как основа для комбинированной технологии его переработки / А. К. Орлов // Обогащ. руд. – 1999. – № 4. – С. 23–25.

Проведенные исследования по изучению кинетики окислительного обжига Cu-Zn-промпродукта отчетливо показывают принципиальную воз-

возможность селективного окисления большей части сульфидов железа, присутствующих в исходном материале, не затрагивая при этом сульфид цинка, при 550–600 °С. Присутствие в полученном огарке Fe в основном в форме оксидов, а Zn в виде сульфида создает предпосылки для их разделения. В качестве процесса разделения может быть использована флотация, которая позволит получать сульфидный концентрат с более высоким содержанием Zn, чем в исходном материале, за счет перевода в хвосты оксидов железа. (Санкт-Петербургский гос. горный ин-т).

32. Орлов, А. К. Стадийность окисления сульфидов при окислительном обжиге цинкового концентрата / А. К. Орлов // Цв. мет. – 2003. – № 10. – С. 25, 26.

На основании характера кинетических кривых, показателей степени десульфуризации и значительных различных температур воспламенения пирита и халькопирита по сравнению со сфалеритом и галенитом сделан вывод, что при обжиге при температурах до 550 °С цинкового и медно-цинкового концентратов происходит окисление только пирита и халькопирита. При температурах выше 600 °С происходит совместное окисление всех сульфидов металлов, присутствующих в концентрате. Высказано предложение об использовании селективного окислительного обжига в комбинированных технологических схемах.

РЖ Металлургия. – 2004. – № 4.

33. Пат. 2175356 Россия, МПК⁷ С 22 В 19/00%19/38. Способ переработки цинксодержащих материалов / Гейхман В. В., Казанбаев Л. А., Козлов П. А., Колесников А. В. ; АООТ «Челяб. электролит. цинковый з-д». – № 2000113842/02 ; заявл. 30.05.2000 ; опубл. 27.10.2001.

Предложен способ переработки некондиционных цинксодержащих промпродуктов обогатительных фабрик и коллективных медноцинковых концентратов. Способ осуществляют путем проведения обжига материала при температурах 1 020–1 080 °С с последующим вельцеванием укрупненного обожженного материала, что обеспечивает уменьшение содержания железа в вельц-окси и механический пылевынос, а также содержание цинка в клинкере.

РЖ Металлургия. – 2002. – № 1.

34. Пат. 2171302 Россия, МПК⁷ С 22 В 19/02%1/10. Способ подготовки цинковых концентратов к обжигу / Гейхман В. В., Казанбаев Л. А., Кубасов В. Л., Козлов П. А., Колесников А. В. ; АООТ «Челяб. электролит. цинковый з-д». – № 2000101478/02 ; заявл. 18.01.2000 ; опубл. 27.07.2001.

В предложенном способе в шихту обжига вводят шламы очистки сточных вод, содержащие 62–68 % гидроксида кальция и 17–20 % цинка, в

количестве, обеспечивающем остаточное содержание в концентрате сульфата цинка менее 3 %. Достигается укрупнение огарка и повышение комплексности использования сырья.

РЖ Металлургия. – 2002. – № 1.

35. Пестунова, Н. П. О механизме обжига цинковых концентратов в печах кипящего слоя / Н. П. Пестунова, Ю. С. Ремизов, Н. М. Комков // Комплекс. использ. минерал. сырья. – 1990. – № 8. – С. 55–60.

Установлено, что обжиг цинкового концентрата включает стадию испарения металлического Zn, что должно положительно влиять на скорость окисления сульфида Zn. Поэтому целесообразно вести полное окисление сульфида до образования тонкопористых агрегатов оксида Zn с малым количеством феррита и силиката Zn, чего следует ожидать при сокращении времени пребывания огарка в кипящем слое. Это повысит извлечение Zn при гидрометаллургической переработке огарка и уменьшит выход кеков. Для снижения настыеобразования и потерь Zn при обжиге необходимо ограничить массоперенос парообразного Zn, что можно обеспечить при условии достаточно высокой концентрации кислорода в газовой среде, контактирующей с дисперсным материалом в КС.

РЖ Металлургия. – 1991. – № 3.

36. Прогностический расчет выхода цинковых, медных и кобальтовых кеков / П. А. Козлов, Л. А. Казанбаев, Д. А. Ивакин, А. В. Колесников // Цв. металлургия. – 2006. – № 4. – С. 6–13.

Разработана упрощенная методика прогностического расчета выхода кеков для оперативной оценки состава шихты, загружаемой на обжиг, применительно к условиям текущего состояния технологии и оборудования. В методике расчета использованы программы персональных компьютеров. Она позволяет осуществлять подбор цинковых концентратов.

РЖ Металлургия. – 2006. – № 8.

37. Разработка технологии переработки свинцового кека цинкового производства и оценка эффективности внедрения ее на Челябинском ЭЦЗ / Е. В. Чинкин, А. В. Тарасов, А. Д. Бессер ; гос. НИИ цв. мет. – М., 2002. – 8 с. : ил. – Рус. – Деп. в ВИНТИ 21.10.2002, № 1783-B2002.

Разработана технологическая концепция переработки свинцовых углеродсодержащих кеков, заключающаяся в окислительно-восстановительном обжиге шихты и последующей электротермической плавке «горячего» огарка с извлечением Pb в черновой металл, Cu – в товарный медно-свинцово-железный штейн и Zn – в шлак, пригодный для последующего вельцевания. Схема дает возможность максимально использовать инфраструктуру ЧЭЦЗ, в том числе переработать получаемые цинксодержащие шлаки в вельц-цехе

завода и утилизировать серосодержащие газы в сернокислотном производстве. Оценка финансово-экономической эффективности показала полную окупаемость проекта за 2 года и 11 месяцев при величине инвестиционных вложений в 3 330 тыс. дол. США и сроке строительства 1 год и 3 месяца.

РЖ Металлургия. – 2003. – № 5.

38. Рутковский, А. Л. Расчет выхода продуктов обжига цинковых концентратов в печи кипящего слоя / А. Л. Рутковский, Е. А. Хадзарагова // Изв. вузов. Цв. металлургия. – 1997. – № 1. – С. 86–88.

Рассмотренная задача расчета выходов огарка и пылей с помощью системы уравнений материального баланса на основе известных химических составов огарка, пылей и количества перерабатываемой шихты является обратной некорректной задачей. Минимизация функции штрафа в соответствии с методами многомерной оптимизации привела к неустойчивому решению, что является последствием наличия ошибки задания исходных данных. Поэтому для решения системы уравнений на основе метода регуляризации был построен сглаживающий функционал. Для различных составов продуктов обжига в печи кипящего слоя (данные завода «Электроцинк») получены результаты, которые хорошо согласуются с данными практики обжига. Разработанная методика может быть применена при решении задач оптимизации технологического процесса и диспетчеризации цинкового производства.

РЖ Металлургия. – 1997. – № 9.

39. Свенс, К. Современная технология переработки цинковых концентратов / К. Свенс, Б. Керстиенс, М. Рункель // Цв. мет. – 2005. – № 5–6. – С. 83–91.

Описаны различия двух технологий: обжига и прямого выщелачивания. В зависимости от состава концентратов и уровня примесей в них два процесса превосходно дополняют друг друга, придавая гибкость процессу переработки различных цинковых концентратов наиболее экономичным способом. В будущем цинковые заводы будут определенно использовать комбинацию этих двух процессов. В настоящее время компания Оутокумпу может предоставить полный пакет по производству Zn с наиболее эффективной технологией получения литого Zn из цинкового концентрата путем применения технологий, разработанных компанией.

РЖ Металлургия. – 2006. – № 11.

40. Старикова, Т. В. Исследование кинетики обжига садонского цинкового концентрата в кипящем слое / Т. В. Старикова, Н. В. Ходов, Л. А. Данилин // Изв. вузов. Цв. металлургия. – 1983. – № 5. – С. 40–44.

Исследования показали, что наибольший переход в раствор при сернокислотном выщелачивании обеспечивается при температуре 850–900 °С и

продолжительности обжига 20–40 мин. Эти условия также обеспечивают относительно низкое содержание в огарке кислоторастворимых соединений Si и феррита Zn.

РЖ Металлургия. – 1984. – № 2.

41. Сульфидизирующий обжиг окисленной свинцово-цинковой руды в атмосфере перегретого водяного пара / И. Г. Антропова, А. Н. Гуляшинов, К. А. Никифоров, Ю. О. Калинин // Научные основы и прогрессивные технологии переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья благородных металлов (Плаксинские чтения) : Тр. Междунар. совещания, Екатеринбург, 8–12 окт., 2001. – Екатеринбург, 2001. – С. 140–141.

Приведены результаты исследований практически необогатимой окисленной свинцово-цинковой руды одного из месторождений Бурятии, которые показали, что для переработки такого сырья перспективной является комбинированная схема, включающая сульфидирующий обжиг руды с серосодержащим агентом, в присутствии водяного пара. Обжиг осуществляется при температуре 650–700 °С. Обжиг сопровождается декрипизацией минералов, что значительно улучшает дальнейшее разделение ценных компонентов руды. В качестве сульфидизатора использован некондиционный пиритный концентрат с содержанием серы не менее 40 %.

РЖ Металлургия. – 2002. – № 11.

42. Фазовые превращения в процессе обжига цинковых концентратов / В. И. Ярыгин, Л. С. Гецкин, Ю. С. Ремизов, Е. А. Седченко // Комплекс. использ. минерал. сырья. – 1985. – № 2. – С. 60–65.

Сделаны некоторые выводы о механизме фазовых превращений и влияния их на качество огарка. Zn-огарок представлен следующими фазами, %: цинкита – 65–68, феррита Zn – 12–15, виллемита – 5, силикатов Ca, Zn и Fe – 1–2. Цинкит образуется главным образом на границе поверхности ZnS, частично в газовой фазе за счет испарения и окисления сульфида Zn в виде пористого слоя на поверхности зерен и гранул. По мере отступления границы ZnS/ZnO в глубь зерна фронт окисления паров сульфида Zn также перемещается в пористый слой ZnO, вследствие чего заполняются поры и уплотняются периферийные зоны. Ферритообразование по продуктам окисления пирита при обжиге в динамических условиях (печах КС), когда между пиритом и сфалеритом отсутствует твердофазный контакт, включает стадию массопереноса через испарение и конденсацию Zn-содержащего компонента в виде сульфида и Me на окисляемый пирит. Эта стадия играет главную роль в процессе фирритизации пиритной составляющей Zn-концентратов в печах КС. Эффективное снижение образования ферритов при промышленном обжиге в

печах КС можно ожидать при сокращении времени пребывания огарка в реакторе и ингибирования стадии переноса реагентов через газовую фазу.

РЖ Металлургия. – 1985. – № 12.

43. Факторы, влияющие на растворимость цинка в продуктах обжига цинковых концентратов в печах КС на дутье, обогащенном кислородом / Г. И. Сергеев, И. Ф. Худяков, И. В. Бакин, А. С. Огиенко // Комплекс. использ. минерал. сырья. – 1986. – № 12. – С. 37–40.

Рассмотрены причины, ухудшающие выход кислоторастворимых форм Zn и Cd при обжиге тонкодисперсных высокожелезистых Zn-концентратов в печах КС на дутье, обогащенном O₂. Показано влияние содержания свободного O₂ под сводом печей КС и скорости газового потока в слое на растворимость Zn и Fe в продуктах обжига. Определено оптимальное содержание O₂ в отходящих обжиговых газах с печей КС, которое равно 5–6 % в условиях обжига Zn-концентратов на Челябинском электролитном цинковом заводе.

РЖ Металлургия. – 1987. – № 5.

44. Ферритообразование в пороговом огарке при обжиге цинковых концентратов с подачей газоходной пыли стояка в кипящий слой / Г. И. Сергеев, И. Ф. Худяков, В. И. Ярыгин [и др.]. // Комплекс. использ. минерал. сырья. – 1989. – № 7. – С. 60–64.

Проведены исследования, посвященные анализу эффективности установки вертикального газохода (стояка на свод печи кипящего слоя (печь «КССВ»). Если раньше пыль, осаждаемая в стояке за счет сил гравитаций, выводилась из процесса обжига, то теперь она самостоятельно и непрерывно возвращается в кипящий слой. Рассматриваемые технологические параметры за период опытно-промышленных исследований изменялись в следующих пределах: содержание в шихте, %: Zn 44,04–48,96, Fe 9,90–12,22, S 32,54–39,98, влаги 8,20–11,68; температура, К: кипящего слоя 1 225–1 285, под сводом печи 1 116–1 296; давление под сводом, Па, +21,87... –23,54; упругость воздушного дутья (аэродинамическое сопротивление кипящего слоя), кПа, 15,695–21,825; скорость кипения материала в слое, см/с, 8,92–16,20; концентрация кислорода в дутье, %, 28,30–34,26. В качестве выходного параметра выбрано содержание ферритного цинка в пороговом огарке, которое за период опытно-промышленных исследований менялось от 6,43 до 9,83 %. Корреляционный анализ показал, что множественный коэффициент равен 0,717. Это свидетельствует о существенной статистической связи между исходными переменными технологическими параметрами и выходным параметром оптимизации. В ходе статистической обработки, проведенной с помощью ЭВМ М-6000, и статистического анализа на зависимость по f-критерию Стьюдента и адекват-

ность по F-критерию Фишера ($F_{\text{эксп}} < E_{\text{абл}}$; $2,14 < 2,64$ при $f_{\text{ад}} = 11$ и $f_E = 54$ и уровне значимости 0,01), получено уравнение регрессии, отражающее влияние технологических параметров на содержание ферритного цинка в пороговом огарке. Установлено, что исследуемый твердофазный процесс ферритообразования цинка имеет сложный экстремальный характер. Двойные и тройные эффекты взаимодействия свидетельствуют о комплексном взаимодействии переменных факторов на параметр оптимизации. Наличие квадратичных эффектов обуславливает экстремальный характер полученной поверхности отклика. Поэтому однозначную оценку влияния любого из рассматриваемых технологических параметров на выход ферритного цинка в пороговом огарке необходимо давать с учетом значений, принимаемых остальными факторами.

РЖ Металлургия. – 1989. – № 11.

45. Ярыгин, В. И. Механизм и кинетика образования силиката цинка при обжиге цинковых концентратов / В. И. Ярыгин, Ю. С. Ремизов, Т. В. Иванова // Цв. мет. – 1986. – № 3. – С. 28–31.

Установлено образование ортосиликата Zn в системе сфалерит – кварц с массопередачей Zn-содержащих компонентов ZnS_r и Zn_r через газовую фазу. Показано, что для снижения степени силикатообразования необходимо кроме снижения температуры обжига и времени пребывания материала в реакторе ликвидировать зоны с пониженным содержанием кислорода.

РЖ Металлургия. – 1986. – № 9.

46. Asteljoki, J. Производство цинка взвешенной плавкой обожженных концентратов / J. Asteljoki, H. H. Kellogg, J. V. Kojo // Extr. Met. 89 : Pap. Symp., London, 10–13 July, 1989. – London, 1989. – С. 3–26.

Рассмотрена технология получения металлического Zn с использованием взвешенной плавки Оитокимпии. Предлагаемая технология включает обжиг цинкового концентрата в кипящем слое, взвешенную плавку цинкового огарка с углеродистым материалом, конденсацию паров Zn. Рассмотрены термодинамические и кинетические аспекты такой технологии. Обжиг в кипящем слое технически хорошо отработан, автогенен, мало загрязняет окружающую среду и позволяет получать пылевидный огарок высокого качества (средний размер частиц 95 мкм). Приведены основы материальных и тепловых балансов взвешенной плавки и конденсации Zn, а также экспериментальные результаты, полученные на опытной установке. Хотя при опытных плавках концентрация Zn в шлаке была 11–18 %, полагают возможным снизить ее до 3–4 %. Анализ данных показывает возможность реализации такой технологии. Она будет отличаться меньшими энергозатратами (33 Дж/т) и меньше загрязнять окружающую среду.

РЖ Металлургия. – 1989. – № 12.

47. Bassett, G. L. Обжиговая печь и сернокислотная установка / G. L. Bassett // Eng. And Mining J. – 1981. – С. 102, 103.

Дано описание обжиговой печи и сернокислотной установки на заводе Corpus Christi, где получают Zn из сульфидных концентратов. Состав концентратов, получаемых заводом, весьма различен. Содержание основных компонентов колеблется в широких пределах, %: Zn 48–60, Fe 0–10, Pb 0,5–7, S 28–33, влажность составляет ~ 7. Поступающие концентраты усредняют ковшовыми погрузчиками, а затем ленточными транспортерами подают в два 400-тонных чана. Концентрат подают в печь в виде водной пульпы тарельчатым питателем. Обжиг проводят в печи KC фирмы Lurgi при 950 °C; 46,5 % огарка выводят из кипящего слоя через перелив, остальные 53,5 % выделяют в котле-утилизаторе тепла отходящих газов (35 %), в циклонах (18 %), в электрофилт্রে (0,5 %). Избыточное тепло, выделяющееся при обжиге, отводят в двух точках: в зоне кипящего слоя, где размещены 3 холодильника, и в котле-утилизаторе, где вырабатывается 15 тыс. кг/ч пара. В котле-утилизаторе газы охлаждаются с 900 до 340 °C. Из горячего электрофилтра газы с температурой 300 °C поступают в водооращаемый скруббер, где температура их снижается до 60 °C, а затем в водооращаемую насадочную колонну, где охлаждаются до 30 °C. Далее SO₂-содержащие газы (7 % SO₂) поступают на сернокислотную установку двойного контактирования, после которой выбрасываются в атмосферу через трубу высотой 90 м. Степень извлечения SO₂ 99,6 %. Производительность сернокислотной установки 270 т H₂SO₄/день. В 1981 г. введена операция сернокислотного выщелачивания Mg из концентратов перед обжигом.

РЖ Металлургия. – 1982. – № 1.

48. Boorman, R. S. Сульфатизирующий обжиг полиметаллических сульфидных руд и концентратов / R. S. Boorman, R. S. Salter, D. W. Davis // Mining Mag. – 1984. – № 3. – С. 225, 229, 231, 233, 235.

Исследовательскими организациями провинции New Bruns-Wick (Канада) в 1978–1982 гг. разработана и испытана на опытной установке производительностью 400 кг/сут новая технология переработки Pb-Zn и коллективных концентратов, а также хвостов от флотации и руд, содержащих, %: Zn ~ 34, Pb ~ 2. Она включает сульфатизирующий обжиг сырья при температуре 685 °C в аппарате кипящего слоя и 2-ступенчатое – нейтральное и кислотное выщелачивание (В) обожженного продукта. Нейтральное В производят оборотной разбавленной H₂SO₄ при комнатной температуре с продувкой воздухом или добавкой MnO₂ или KMnO₄. Раствор с 110–150 г/л Zn направляют на электролиз, предварительно цементируя из него Zn-пылью Cu и Cd. Шлам (Ш) нейтрального В подвергают В при 95 °C отработанным электролитом, причем в

раствор переходят 95 % Zn из ферритов и 80 % Zn из остаточных сульфидов. Раствор идет на электролиз, а Ш после промывки водой выщелачивают насыщенным раствором NaCl с добавкой CaCl₂. Раствор после В обрабатывают известковым молоком для осаждения 3Pb (ОН)₂·PbCl₂ и Ag₂O·H₂O, которые потом кальцинируют. В отвальный Ш от хлоридного В переходят Fe₂O₃ и CaSO₄. Извлечение из концентратов составляет: Zn и Cu – 95–97 %, Pb – 97 %, Ag – 84 %. На март намечается пуск работающего по этому способу опытного завода мощностью 10 т/сут.

РЖ Metallurgia. – 1985. – № 1.

49. Димитров, Р. Возможности усовершенствования обжига цинковых концентратов / Р. Димитров, Я. Балабанов, П. Ралчев // 5 Нац. науч.- техн. конф. цвет. металлургии междунар. участие, посвет. 1300-год. Основаването Бълг. държава, Пловдив, 29-31 окт., 1981. Докл. Ч. 1. Б. м., б. г. 246–265.

На основе литературных и экспериментальных данных выяснены возможности интенсификации процессов обжига Zn-концентратов в кипящем слое. Исследованы кинетика и механизм процесса окисления ZnS. Улучшения показателей обжига Zn-концентратов можно достичь путем повышения температуры до оптимального значения, характерной для соответствующей шихты; повышения высоты печи и увеличения ее диаметра в верхней части; периодического выпуска более крупной фракции кипящего материала через отверстие в дне печи; повышения степени использования тепла отходящих газов; использования воздуха, обогащенного до 30 % O₂.

РЖ Metallurgia. – 1985. – № 1.

50. Dimitrov, R. Математическая модель процесса окисления при обжиге цинковых концентратов в кипящем слое / R. Dimitrov, T. Dimov, T. Ivanov // Freiberg. Forschungsh. – 1985. – № 25. – С. 77–85.

Процесс окисления ZnS при температуре 900–960 °С идет в кинетическом режиме. Разработана математическая модель процесса – система нелинейных дифференциальных уравнений, описывающих материальный баланс по S в шихте, O₂ в газовой фазе, SO₂ в отходящих газах, включающая уравнения теплового баланса. Активные эксперименты на печи кипящего слоя комбината по переработке ЦМ «Д. Благоев» в г. Пловдиве при обжиге импортных, бедных по Fe концентратах с широким спектром крупности частиц позволили адаптировать модель. Систему уравнений решали методом Рунге – Кута. Для минимизации целевой функции (максимального согласования расчетных и экспериментальных характеристик) реализована итеративная процедура оптимизации по методу Нельделя и Меда. Значения регулируемых па-

раметров (расхода дутья и температуры) выбирали с учетом технологических требований: получение богатых по SO_2 отходящих газов, учитывая их совместное использование с бедными газами производства Pb; получение огарков с максимальным содержанием сульфатной и минимальным – сульфидной S; высокая производительность печи. Исследования легли в основу разработки АСУТП, обеспечивающую гибкое управление процессом.

РЖ Металлургия. – 1986. – № 12.

51. Dimitrov, R. Оптимизация реакторов кипящего слоя для обжига сульфидных концентратов / R. Dimitrov, N. Schopov // Freiberg. Forschungsh. – 1985. – № 25. – С. 55–66.

Концентраты имеют малый размер частиц (Cu-концентрат 60–70 % фракции, 63 мкм, Zn-концентрат 20–40 % фракции, 75 мкм) и тенденцию к его уменьшению. Печи для обжига в кипящем слое (КС) характеризуются неравномерным изменением состава газовой фазы по SO_2 и O_2 , температуры гранулометрического состава материала по высоте и диаметру печи. Для уменьшения работы печей КС необходим рациональный выбор сырья на основе химического, минералогического и гранулометрического состава. Рекомендованы шихты с малым содержанием Fe (желательно в виде марматита), Pb, Cu, Si (в виде SiO_2). Контроль концентратов должен включать определение химического, фазового и гранулометрического состава, плотности, насыпной массы, скорости дутья для образования КС и характеристической температуры. Оптимальная конструкция печи предусматривает: высоту печи 12–15 м, угол наклона стенок и нижней части – 20–30°, площадь обжига – 50–60 м², отношение объема камеры к площади обжига – 20, монтаж ограждения щели для выпуска материала, новое отверстие для выгрузки грубой фракции через дно, подачу дутья, обогащенного кислородом, в зону наиболее интенсивного протекания процесса. Определены оптимальные параметры обжига Zn-концентратов: температура составляет 780 °С и содержание O_2 в дутье – 27 %.

РЖ Металлургия. – 1986. – № 12.

52. Dimitrov, R. Усовершенствование обжига цинковых концентратов в кипящем слое / R. Dimitrov // Rud. – met. Zb. – 1983. – № 4. – С. 397–419.

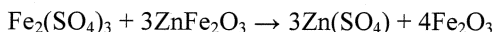
На основании лабораторных исследований, проведенных в НРБ, предложена модель процесса окисления сферических частиц ZnS. Увеличение температуры обжига является основным фактором повышения содержания Zn в огарке и SO_2 в отходящих газах. Верхний предел повышения температуры определяется содержанием Pb и SO_2 . В результате промышленных испытаний, проведенных на концентрате содержанием Zn 50,7, S 33,7, Fe 8,1, Pb 1,8,

Cu 0,9, SiO₂ 2,9, CaO 1,4, Al₂O₃ 1,1 %, было рекомендовано следующее: использовать оптимальный интервал температуры обжига 960–980 °С и скорость подачи 28–30 %, отвод избыточного тепла из реакционной зоны проводить с помощью водоохлаждаемых трубок, обжиг проводить в печи высотой 12–15 м с отношением диаметра ее верхней и нижней частей 1,5:1, загрузку концентрата производить непосредственно в зону кипящего слоя.

РЖ Металлургия. – 1984. – № 8.

53. El-Tawie, S. Z. Сульфатизирующий обжиг феррита цинка / S. Z. El-Tawie, A. A. Ibrahim, M. B. Morsi // Pyromet. : '87 : Symp., London, 21–23 Sept., 1987. – L., 1987. – С. 347–361.

Методами термогравиметрического дифференциально-термического и рентгеновского анализов исследована кинетика и механизм сульфатации оксида цинка сульфатом аммония. Максимальная сульфатация достигается при расходе 10–12 моль (NH₄)₂SO₄ на 2 моль ZnFe₂O₄ за 60 мин при температуре 650 °С. Сульфатация железа при этом бывает меньше 1 %. Добавление к ферриту цинка гематита увеличивает выход растворимого ZnSO₄ (98 %). Механизм сульфатации включает несколько параллельных реакций: прямое взаимодействие реагентов или продуктов их диссоциации; реакцию с промежуточным образованием Fe₂(SO₄)₃. Предлагаемая схема сульфатации поэтому включает стадию низкотемпературной сульфатации с образованием Fe₂(SO₄)₃ (400–450 °С) и высокотемпературный обжиг при температуре 6 000–550 °С, при котором протекает реакция



РЖ Металлургия. – 1988. – № 3.

54. Физико-химические свойства и механизм обжига цинкового кека выщелачивания / W. Yao, M. Tang, Z. Liu [и др.] // Zhongguo youse jinshu xuebao = Chin. J. Nonferrous Metals. – 2003. – 13, № 1. – С. 259–264.

Обсуждено влияние некоторых параметров (температура, давление, расход воздуха, состав исходного сырья и т. п.) на процесс обжига цинкового кека, образующегося при выщелачивании Zn-концентратов. В частности, показано, что при высоких температурах за счет выделения SO [2] возможно образование соответствующих сульфидных фаз Zn (II), Fe (II) и Cu (I).

РЖ Металлургия. – 2003. – № 8.

55. Антропова, И. Г. Физико-химические и технологические основы сульфидизирующего обжига окисленной свинцово-цинковой руды в атмосфере перегретого водяного пара : автореф. дис. ... канд. техн. наук / Антропова И. Г. ; Гос. ун-т цв. мет. и золота. – Красноярск, 2005. – 23 с.

Впервые разработан способ подготовки труднообогатимой окисленной свинцово-цинковой руды к флотационному обогащению, основанный на изменении минералогического состава ценных компонентов руды по флотационным свойствам путем глубокого сульфидирования окисленных минералов в процессе обжига в атмосфере перегретого водяного пара с использованием в качестве сульфидизатора некондиционных пиритных концентратов. Разработана технологическая схема комплексной переработки окисленных свинцово-цинковых руд месторождения Доватка. По патентно-защищенной технологии извлечение свинца и цинка в одноименные концентраты составляет 89 и 70 % соответственно. Технологией предусматривается получение, наряду с целевым, попутного продукта – магнетитового концентрата. Технология отвечает требованиям охраны окружающей среды, что особенно важно для региона с режимом особого природопользования – бассейна озера Байкал. Выданы рекомендации ГФУП «Бурятгеоцентр» для технико-экономического обоснования разведочных кондиций на руды месторождения Доватка.

РЖ Металлургия. – 2006. – № 5.

56. Характеристика продуктов обжига концентратов цинка / Р. Димитров, Б. Боянов, А. Хекимова, Л. Нушева // Науч. тр. Пловдив. ун-т. химии. – 1985. – № 1. – С. 69–80.

Методами рентгеноструктурного и химического анализов, рентгеновского микроанализа, а также ДТА изучен состав проб материала, отобранного из восьми точек печи кипящего слоя. Определяли содержание Zn общего, водорастворимого, Fe, Pb, SiO₂, Cu, S, Cd, As, Sb, Ge, Ni, Tl, а также S общей, сульфидной и сульфатной. Даны рекомендации по оптимизации режима обжига Zn-концентратов с целью уменьшения содержания сульфидов и ферритного Zn в огарке.

РЖ Металлургия. – 1987. – № 12.

57. Moldovanska, N. Кинетические исследования окисления сульфида цинка различного происхождения в неизотермических условиях. Kinetic investigation of the oxidation of different kinds of zinc sulphide in non-isothermal conditions / N. Moldovanska, R. Dimitrov // J. Univ. Chem. Technol. and Met. – 2001. – 36, № 2. – С. 43–50. – Англ. ; рез. болг.

Приведены результаты исследований окисления сульфидов цинка различного происхождения (синтетического с кубической решеткой, природного сфалерита ZnS, содержащего менее 1 % Fe, и природного марматита Zn(Fe)S, содержащего 10,8 % Fe с использованием дифференциально-термического анализа. Окисление синтетического сульфида цинка в интервале 700–900 °С происходит в соответствии с теоретическим до ZnO. Аналогично окисляется сфалерит при 650–860 °С. Окисление марматита в интервале температур

550–920 °С происходит с образованием в качестве промежуточных фаз сульфатов железа и цинка, которые и окисляются до оксидов. Определены значения кажущейся энергии активации реакции окисления для всех исследованных материалов, величина которой указывает на то, что лимитирующей стадией процесса является кинетическая. Для расчета энергии активации при неизотермических условиях был использован метод Kissinger'a.

РЖ Металлургия. – 2002. – № 12.

58. Пат. 146317 ПНР, МКИ⁴ С 22 В 19/ 02, F27 В 15/00. Способ обжига сульфидных концентратов цинка и устройство для его осуществления / Stepniewski J., Kubas J., Lis W.; Gorniczو Hutniczy Kombinat Metali Niezaleznych, Gorniczو – Hunnicze «Boleslaw». – № 255771 ; заявл. 14.10.86 ; опубл. 30.06.89.

Обжиг сульфидных концентратов Zn осуществляют в печи КС следующим образом. На решетчатый под печи загружают огарок сульфида Zn с малым количеством летучих составляющих зернистостью 0,08–1,2 мм слоем, обеспечивающим статистическое сопротивление ожигения 1 500–1 700 мм водяного столба. После этого камеру закрывают, под печи подают воздух с расходом 250–350 м³/м² пода печи и зажигают горелки жидкого топлива, а затем – пылевидного топлива с низкой температурой воспламенения и расходом 30–40 кг/ м² пода печи. При достижении температуры ожигенного слоя > 450 °С горелки жидкого топлива гасят и дальнейший нагрев до 950–980 °С проводят сжиганием твердого топлива. После чего на ожигенный слой подают загущенную пульпу (23 % H₂O) Zn-концентрата и побочных Zn-носных шламов. Если температура ожигенного слоя снижается до 800 °С, то подают одноразово либо порциями твердое топливо. Устройство для осуществления способа состоит из накопителя пульпы концентрата, печи КС, воздуходувки, камеры охлаждения, котла-утилизатора, комплекта циклонов, системы транспортировки огарка и приспособлений для подогрева ожигенного слоя. Отличие предложенного устройства заключается в том, что через контрольный люк разгрузки огарка введена трубчатая пика для ввода твердого топлива. На границе цилиндрической и расширяющейся части шахты печи предусмотрены минимум 2 отверстия для ввода жидкотопливных горелок, предпочтительно циклонных.

РЖ Металлургия. – 1990. – № 3.

59. Пат. 2171302 Россия, МПК{7} С 22 В 19/02%1/10. Способ подготовки цинковых концентратов к обжигу / Гейхман В. В., Казанбаев Л. А., Кубасов В. Л. [и др.]; АООТ «Челяб. электролит. цинковый з-д». – № 2000101478/02 ; заявл. 18.01.2000 ; опубл. 27.07.2001.

В предложенном способе в шихту обжига вводят шламы очистки сточных вод, содержащие 62–68 % гидроксида кальция и 17–20 % цинка, в количестве, обеспечивающем остаточное содержание в концентрате сульфата цинка менее 3 %. Достигается укрупнение огарка и повышение комплексности использования сырья.

РЖ Металлургия. – 2002. – № 1.

60. Potesser, M. Фирма Asturiana de Zinc S. A., город Aviles. Asturiana de Zinc S. A., Aviles / M. Potesser // Erzmetall. – 2005. – 58. – № 4. – С. 227–228.

Цинковый завод фирмы Asturiana de Zinc в г. Aviles ежегодно перерабатывает 980 тыс. т концентрата со средним содержанием Zn 50 %, морем привозимого с Аляски, Перу и ЮАР. Из порта на завод он подается транспортером, поступает на склад (100 тыс. т). Обжиг проводят в 4 печах кипящего слоя производительностью 300, 400 и 2×850 т/сут. Работа ведется при 950 °С, расходе воздуха 7 500 м³/ч. Отходящие газы поступают в контактные аппараты, где при 400–420 °С SO₂ окисляется до SO₃. Производится 3 тыс. т/сут H₂SO₄ чистотой 98 %. Завод потребляет лишь 10 % кислоты, остальное поступает в продажу. На одной из установок производится олеум (75 H₂SO₄ + 24 % SO₃), который поставляют для производства удобрений и бумаги. Выщелачивание ведут в 2 стадии: легко растворимый ZnO – в слабокислом растворе и трудно-растворимый ZnO · Fe₂O₃ – в горячей H₂SO₄. В 4 электролизных цехах производят в год 492 тыс. т Zn чистотой 99,995 %. Электролит содержит 45 г/л Zn 160 г/л H₂SO₄. Температура составляет 32 °С, напряжение – 3,4 В, плотность тока – 530 А/м², энергозатраты – 3 250 кВт·ч/т.

РЖ Металлургия. – 2005. – № 11.

61. Система управления при помощи микропроцессоров печами для обжига цинковых микропроцессоров печами для обжига цинковых концентратов и установками для производства серной кислоты // Instrum. Mining and met. Ind. Vol. 11: Proc. 12 th Annu. Mining and Met. Ind. Symp. And Exhib., Vancouver. May 2–4, 1984. research Triangle Park, N. C., 1984. – С. 63–69.

Завод Vailey Field фирмы Canadian Electrolytic Zinc, Квебек (Канада)) имеет мощность 227 тыс. т/г. Zn, 410 тыс. т/г. H₂SO₄. Для обжига концентрата, содержащего в Zn 52, S 32, Fe 10%, установлены 4 печи КС с донными решетками площадью 76 м². Газы, содержащие SO₂, выходят из печей при 940 °С и после очистки и обогрева котлов-утилизаторов используются в установках Monsanto для производства H₂SO₄. Охлажденный до 50 °С огарок поступает на гидрометаллургическую переработку. Описана система микропроцессоров

и исполнительных механизмов, поставленных фирмой Foxboro (Канада), используемых для автоматического управления работой обжиговых печей и оборудования для производства H_2SO_4 .

РЖ Металлургия. – 1986. – № 3.

62. Советский проект обжига цинковых концентратов в печи кипящего слоя / M. S. Zak, N. V. Hodov, E. Ja. Serebrennikova, A. E. Grinberg // JOM. – 1992. – № 4. – С. 44, 45.

Увеличить производительность печей кипящего слоя для обжига Zn-концентратов пытаются за счет обогащения дутья кислородом, однако на заводе «Электроцинк» (г. Владикавказ) пошли по пути модернизации установок в направлении улучшения гидродинамики. 5-летний опыт эксплуатации усовершенствованной печи позволил увеличить ее производительность в 2,5 раза по сравнению с традиционными. Сравнительные параметры печей завода «Электроцинк» модернизированных/традиционных (двух канадских печей фирмы Лурги), м², таковы: площадь пода равна 33,5/35 (32,15/72,3), сечение верхней части шахты равно 67/35 (73,86/130,6), высота составляет 12,5/10 (12/16) м, высота КС – 1,65–1,8/1,4 (1,5/1,6) м, объем дутья – 20–32/13,5 (17/37) нм³/(ч · 10⁻³), уд. расход дутья – 1 600/1 800 (1 700/1 600) нм³/г, производительность по концентрату 300–480/180 (240/552) т/сут; уд. производительность – 11,2–14,3/5,15 (7,46/7,63) т/м²·сут; скорость воздуха в зоне КС – 0,21–0,27/0,107 (0,146/0,142) нм³/с, то же в верхней зоне шахты – 0,1–0,135/0,11 (0,064/0,07) нм³/с; средняя температура в печи – 950/950 (940/940) °С, температура на выходе – 600–620/980 (980/980) °С, содержание сульфатов в огарке – 262–2,74/2,66 (3,26/3,26) %, содержание сульфидов в огарке 0,28–0,31/0,46 (0,26/0,26) %.

РЖ Металлургия. – 1993. – № 7.

63. Станислов, И. Исследование максимально допустимых температур при обжиге цинковых концентратов / И. Станислов // Металлургия (НРБ). – 1983. – № 2. – С. 20–22.

Проведены исследования зарубежных Zn-концентратов и семи видов шихт. Испытания проводили на опытной установке КЦМ Д. Благоева. Максимально допустимую температуру обжига определяли по резкому понижению электросопротивления кипящего слоя при появлении минимального количества жидкой фазы. Изменения в электросопротивлении кипящего слоя измерены в интервале температур до 1 200 °С. На основании проведенных исследований выявлен ряд материалов, которые должны подвергаться обжигу отдельно от других Zn-концентратов; при нарушении заводских норм по содержанию основных компонентов в Zn-концентратах необходимо понижение

максимально допустимых температур обжига. Они могут быть установлены в течение 24 ч на имеющейся опытной установке.

РЖ Металлургия. – 1983. – № 8.

64. Тадаеси, Сато. Экономия энергии при обжиге и сернокислотном выщелачивании в производстве цинка / Сато Тадаеси // Сиган тосодзай = J. Mining and Mater. Process. Inst. Jap. – 1990. – № 5. – С. 296–302.

Описаны результаты работ по экономии энергии на комбинате по получению электролитического Zn из руды. Исходная руда подвергается обжигу. Образующийся при обжиге SO_2 используют при производстве H_2SO_4 . Полученные огарки выщелачивают H_2SO_4 , Zn переходит в сульфатный раствор, который подвергают электролизу. Был проведен анализ расхода электроэнергии, который выявил возможность ее экономии на трех главных направлениях – воздухоподогреве, работающей с печью для обжига в КС, газодогреве и дымоососе. За счет оптимизации рабочих характеристик этих агрегатов удалось снизить уд. расход электроэнергии. Достигнута экономия энергии 4,628 МВт · ч/т, что составило в денежном выражении 46,6 млн иен.

РЖ Металлургия. – 1991. – № 2.

65. Themelis, N. J. Поведение кипящего слоя в печах для обжига цинка / N. J. Themelis, G. M. Freeman // J. Metals. – 1984. – № 2. – С. 52–57.

Сравнены технологические характеристики различных моделей печей кипящего слоя (КС) для обжига Zn-концентратов. Обычно процесс ведут при температуре 900–940 °С в зоне КС, удельная нагрузка печи составляет 0,3 т/(ч·м²) сечения печи в области подачи воздуха, скорость движения частиц на поверхности КС равна 30–50 см/с. Обжиг Cu или Cu-Ni-концентратов проводят при температуре 600 °С, скорость движения частиц в КС и в шахте печи выше по сравнению с обжигом Zn в 2 раза, удельная нагрузка – в 6 раз. Расход воздуха при обжиге Zn-концентрата (52 % Zn, 32 % S, 8 % Fe) составляет 1,6 нм³/кг концентрата, при обжиге CuFeS₂-концентрата (32 % Cu, 31 % S, 30 % Fe) – 0,7 нм³/кг. Скорость реакции обжига Zn-концентратов контролируется массопередачей O_2 между реагирующими частицами и окружающей средой. Длительность пребывания частиц в КС зависит от их размера: для частиц со средним диаметром 59 мкм она составляет 3,7 ч, для частиц со средним диаметром 315 мкм – 12 ч. Она зависит также от скорости дутья, веса КС, сил взаимодействия между частицами концентрата. Взаимодействие частиц можно усилить добавлением H_2O в питание печи или повышением температуры КС. Уменьшить вес КС можно увеличением скорости выгрузки печи или в экстренных случаях удалением материала из нижней части КС с помощью механизмов. Без значительных потерь Zn удается получить огарок с ~ 0,2 % S.

РЖ Металлургия. – 1985. – № 4.

ОЧИСТКА СУЛЬФАТНЫХ ЦИНКОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

1. А. с. 1211321 СССР, МКИ С 22 В 19/00. Способ извлечения цинка из кислых растворов / А. И. Кириллов, И. П. Голентовская, О. В. Землянушнова [и др.]. – № 3789888/22-02 ; заявл. 18.07.84 ; опубл. в Б. И. – 1986. – № 6.

Способ включает сорбцию Zn-органическим сорбентом. Для повышения степени извлечения Zn в качестве органического сорбента используют полиалкилсилоксан с тиомочевинными фрагментами в алкильном радикале. Извлечение Zn проводят из кислых растворов с концентрацией 0,001–18 М по H_2SO_4 .

РЖ Металлургия. – 1986. – № 9.

2. А. с. 1186678 СССР, МКИ С 22 В 19/00. Способ извлечения цинка из хлоридно-сульфатных растворов / И. Ю. Флейтлих, В. Н. Докучаев, В. В. Сергеева. – № 3769867/22-02 ; заявл. 09.07.84 ; опубл. в Б. И. – 1985. – № 39.

Способ извлечения Zn включает экстракцию Zn третичным амином, водную отмывку экстрагента от примесей, реэкстракцию Zn водой из амина, экстракцию Zn раствором ди-2-этилгексилфосфорной кислоты и реэкстракцию раствором H_2SO_4 . Для упрощения процесса при переработке растворов, содержащих более 3г/л Fe, экстракцию Zn третичным амином проводят в присутствии алкилфенола при молярном соотношении аминалкилфенола, равном 1:1 – 1:5. В качестве алкилфенолов применяют фенол с алкильными заместителями C_4 – C_8 .

РЖ Металлургия. – 1986. – № 4.

3. А. с. 1043177 СССР, МКИ С 22 В 19/26. Способ непрерывной двухстадийной очистки сульфатных цинковых растворов от примесей / И. В. Шишкин, Н. А. Голяндина, А. Н. Кутняков [и др.]. – № 3435325/22-02 ; заявл. 14.05.82 ; опубл. в Б. И., 1983. – № 35.

Для повышения степени очистки растворов от примесей, снижения выхода и улучшения качества Cu-Cd-кека, очистку на 1-й стадии ведут пульпой, состоящей из оборотного кека, нейтрального раствора и отработанного электролита при их весовом соотношении 1 : (2,6–4,1) : (0,24–0,6).

РЖ Металлургия. – 1984. – № 4.

4. А. с. 933770 СССР, МКИ С 22 В 19/26. Способ очистки раствора сульфата цинка от кадмия / Е. И. Елисеев, Е. Г. Третьякова, И. Ф. Худяков. – № 3006787/22-02 ; опубл. в Б. И., 1982. – № 21.

Предложен способ очистки раствора сульфата Zn от Cd цементацией Cd на металлическом Zn. С целью стабилизации составов твердой и жидкой фазы пульпы цементационного осадка и уменьшения расхода Zn в пульпу цементационного осадка вводят H_2O_2 в количестве 40–400 г на 1 дм³ пульпы, рН поддерживают равным 3,2–5,5 добавлением H_2SO_4 .

РЖ Металлургия. – 1983. – № 5.

5. А. с. 1296617 СССР, МКИ С 22 В 19/26. Способ очистки раствора сульфата цинка от примесей / Е. И. Елисеев. – № 3884204/22-02 ; заявл. 15.04.85 ; опубл. в Б. И., 1987. – № 10.

Способ очистки раствора $ZnSO_4$ от примесей включает их цементацию на металлическом Zn с добавлением в раствор $KMnO_4$. Для уменьшения расхода $KMnO_4$ и повышения степени очистки от Cd и Co в раствор вводят $MnSO_4$ при массовом соотношении $Mn^{+2}Mg^{+7}$, равном (1,5–700) : 1.

РЖ Металлургия. – 1987. – № 9.

6. А. с. 1118705 СССР, МКИ С 22 В 19/26. Способ очистки сульфатных цинковых растворов от железа / А. К. Пинаев. – № 3567735/22-02 ; заявл. 24.01.83 ; опубл. в Б. И., 1984. – № 38.

Для упрощения процесса и устранения потерь Zn с железистыми осадками окисление ионов Fe^{2+} ведут при рН 1,0–1,65 и концентрации А окислителя 0,075–0,11 г/л.

РЖ Металлургия. – 1985. – № 3.

7. А. с. 1388448 СССР, МКИ С 22 В 19/26. Способ очистки сульфатных цинковых растворов от хлора / К. М. Ахметов, Н. Н. Попрукайло, Л. А. Макеева [и др.]. – № 4075944/31-02 ; заявл. 06.05.86 ; опубл. в Б. И., 1988. – № 14.

Цель изобретения – повышение степени очистки и удешевление процесса. Сульфатные Zn-растворы обрабатывают сначала солью Pb. Полученный осадок отделяют от раствора, затем в раствор добавляют соль фтора, причем обработку ведут при соотношении $Pb:Cl = F:Cl = 0,15:1$. В качестве осадителей используют $Pb(NO_3)_2$ и NH_4F .

РЖ Металлургия. – 1988. – № 9.

8. А. с. 1033557 СССР, МКИ С 22 В 19/26. Способ очистки сульфатных цинковых растворов от хлора / В. И. Гарбуль, Ю. Н. Цой, Б. И. Руденко [и др.]. – № 3435593/22-02 ; заявл. 11.03.82 ; опубл. в Б. И., 1983. – № 29.

Для повышения степени очистки растворы обрабатывают комплексной сернистокислородной солью окисно-закисной Cu. Комплексную сернистокислородную

соль окисно-закисной Cu подают из расчета 20–30 вес. ч. на 1 вес. ч. Cl_2 при 20–80 °С и содержания H_2SO_4 20–250 г/л. Способ позволяет очистить Zn -растворы от Cl_2 до концентрации 0,080–0,070 г/л.

РЖ Металлургия. – 1984. – № 4.

9. А. с. 947055 СССР, МКИ С 01 G9/06. Способ очистки цинкового электролита от примесей / В. М. Пискунов, А. Ф. Матвеев, Б. Ф. Столбова [и др.]. – № 3246622/02 ; заявл. 06.02.81 ; опубл. в Б. И., 1982. – № 28.

Предложен способ очистки Zn -электролита от примесей, включающий обработку раствора аммиаком или гидроокисью аммония и осаждение гидроксосульфата Zn при pH 5,4–7,0. С целью повышения степени очистки осаждение гидроксосульфата Zn ведут при 20–55 °С. Способ позволяет повысить степень очистки Zn -электролита от примесей Mg , Mn , K , Na до 90–95 %, вовлечь в переработку Zn -сырье с высоким содержанием Mg и Mn , улучшить показатели при электролизе Zn . Экономический эффект от внедрения изобретения составит 187,2 тыс. руб.

РЖ Металлургия. – 1983. – № 5 .

10. А. с. 1178785 СССР, МКИ С 22 В 19/22. Способ переработки цинковых концентратов с повышенным содержанием фтора / Э. А. Кочеткова, С. П. Киселева, А. Л. Вязникова. – № 3734110/22-02 ; заявл. 29.04.84 ; опубл. в Б. И., 1985. – № 34.

Способ переработки Zn -концентратов с повышенным содержанием F включает окислительный обжиг концентратов с последующим серноокислотным выщелачиванием огарка. Для повышения степени удаления F концентраты перед обжигом подвергают двухстадийной обработке растворами H_2SO_4 с концентрацией 50–70 г/л при Т:Ж = 1: (3–5) и температуре 70–80 °С, а промывной серноокислый раствор обрабатывают перекисью Ba и направляют в оборот. Промывной серноокислый раствор обрабатывают 5–6 кратным количеством перекиси Ba по отношению к стехиометрическому расходу его на осаждение F -иона. Способ позволяет вывести основную массу F из технологического цикла в голове процесса, обеспечивает получение Zn -раствора, пригодного для электролиза. Степень осаждения F составляет 99,0 %.

РЖ Металлургия. – 1986. – №2.

11. Алкацев, М. И. Селективная цементация примесей цинком из сульфатных цинковых растворов / М. И. Алкацев. В. М. Алкацева // Изв. вузов. Цв. металлургия. – 1985. – № 5. – С. 102–104.

Определены условия селективной цементации примесей (Cu , Cd , Co , Ni) из сульфатных Zn -растворов при одновременном воздействии ряда факторов, а также сформированы математические модели, позволяющие прогнозировать ход процесса. Был реализован 3-уровневый планируемый экспери-

мент. Цементацию вели Zn-пылью Беловского завода. В качестве активатора процесса цементации Co использовали порошок металлической Sb. Получена математическая модель селективной цементации Cu. Скорость осаждения Ni цементацией выше, чем Co. Наиболее сильное влияние на процесс цементации Ni оказывает избыток Zn и температура. Исследование процесса цементации Cd в растворах, из которых удалена вся Cu, показало склонность цементных осадков Cd к окатыванию. Этот процесс можно предотвратить добавкой в раствор солей Cu или Sb в соотношении Cd:Cu < 100 или Cd:Sb < 500.

РЖ металлургия. – 1986. – № 4.

12. Боровков, Г. А. Автоматический вольтамперометрический контроль ионов кобальта (II) в процессе перманганатной очистки цинковых растворов от кобальта / Г. А. Боровков, В. И. Монастырская, О. В. Щербич // Завод. лаб. : диагност. матер. – 2002. – 68, № 7. – С. 13–17, 71.

Ионы Co^{+2} входят в число примесей, оказывающих наиболее вредное влияние на электролиз цинка. В этой связи на цинковых заводах внедряются новые технологии очистки, позволяющие снизить концентрацию Co^{+2} в электролите до 0,5 мг/л. Кроме того, мешающее влияние на определение Co^{+2} оказывают также ионы Ni^{+2} и Mn^{+7} , 5-кратные избытки которых полностью маскируют пик дифференциальной импульсной полярографии (ДИП-пик) Co на фоне 0,1 М NH_4Cl + 0,1 М $\text{Na}_2\text{C}_2\text{O}_4$ + 0,08 % диметилглиоксима (ДМГ). Показана возможность существенного повышения чувствительности и селективности анализа при проведении полярографических измерений в хлоридно-аммиачном фоновом электролите, содержащем ДМГ и солянокислый гидроксиламин. Наиболее оптимальным для автоматического контроля Co^{+2} в процессе перманганатной очистки растворов ZnSO_4 является фоновый электролит состава 1 М NH_4Cl + 1 М NH_4OH + $1,25 \cdot 10^{-3}$ М $\text{C}_4\text{H}_8\text{O}_2\text{N}_2$ + 0,1 М $\text{NH}_2\text{OH} \cdot \text{HCl}$. При проведении измерений методом ДИП на стационарном ртутно-капельном электроде в указанном фоне с предварительным разбавлением пробы водой в 1 000 раз обеспечивается возможность определения ионов Co^{+2} с нижним пределом обнаружения 0,25 мг/л при соотношении ионных концентраций, мг/л: $[\text{Zn}]:[\text{Co}] = 300\,000:1$, $[\text{Fe}]:[\text{Co}] = 4\,000:1$, $[\text{Ni}]:[\text{Co}] = 400:1$, $[\text{Ge}]:[\text{Co}] = 100:1$. Ионы Mn^{+7} , Mn^{+2} , Cu^{+2} , Cd^{+2} , Pb^{+2} , Sb^{+3} , As^{+3} полярографическому определению Co^{2+} не мешают. Разработанная методика вольтамперометрического определения Co^{2+} в технологических растворах цинкового производства положена в основу автоматического вольтамперометрического анализатора «Кобальт-1», внедренного на заводе «Электроцинк» (г. Владикавказ). Продолжительность анализа ≤ 7 мин. Приведенная среднеквадратичная погрешность измерения Co^{+2} в диапазоне концентраций 0–2,5 мг/л для 55 проб не превысила 1,7 %.

РЖ Металлургия. – 2003. – № 8.

13. Гидрометаллургическое извлечение цинка из сульфидных концентратов / Ю. П. Зайков, П. А. Архипов, О. В. Лимановская [и др.] // *Металлургия цветных и редких металлов* : сб. ст. – М., 2002. – С. 188–193.

Приведены результаты исследований по разработке замкнутой гидрометаллургической технологии извлечения цинка из сульфидных концентратов, исключающей стадию обжига. Разработанная технологическая схема состоит из сернокислотного выщелачивания, очистки раствора от примесей и электролитического осаждения цинка. Процесс выщелачивания ведут при температуре 96 °С и в раствор за 5 ч переходит 85–91 % Zn, содержащегося в концентрате. Образующийся при электролизе обратный раствор электролита и диоксид Mn могут быть использованы на стадии очистки раствора, образующегося при выщелачивании концентратов, от примесей.

РЖ *Металлургия*. – 2003. – № 7.

14. Исследования процессов, сопровождающих цементационную очистку сульфатных цинковых растворов / П. А. Козлов, Л. А. Казанбаев, А. В. Колесников [и др.] // *Цв. мет.* – 2005. – № 5–6. – С. 35–38.

Показано, что в процессе цементации совместно с восстановлением примесей на катодных участках цинка происходит выделение газообразного водорода. Параллельно и взаимосвязано с этим процессом на анодных участках протекают процессы окисления цинка с переходом Zn^{2+} в раствор и участием его в образовании гидрооксосульфатов цинка. Процесс образования $ZnSO_4 \cdot 3Zn(OH)_2 \cdot 4H_2O$ приводит к регенерации в системе катионов водорода с их дальнейшим участием в катодном процессе. С использованием химико-аналитического, спектроскопического, микроскопического, рентгеноструктурного и рентгеноспектрального методов анализа показано, что образующиеся осадки включают гидрооксосульфат цинка $ZnSO_4 \cdot 3Zn(OH)_2 \cdot 4H_2O$ – пассивирующий цементатор. Расчетами показано, что на непосредственное восстановление примесных катионов на конечной стадии очистки от кобальта и никеля в промышленных растворах, прошедших предварительно очистку от меди и кадмия, приходится от 2,4 до 4,2 % металлического цинка, а основная масса цинка остается в цементном осадке и ~ 30 % расходуется на образование газообразного водорода. Исследована кинетика выделения водорода в присутствии меди в модельных цинк-сульфатных растворах. Показано ускорение выделения водорода с возрастанием расхода цинковой пыли, содержания меди и цинка в исходных растворах. Полученные данные позволяют глубже понять протекающие процессы при разработке мероприятий снижения расхода цинковой пыли при цементации примесей в сульфатных цинковых растворах.

РЖ *Металлургия*. – 2006. – № 11.

15. Карелов, С. В. Опытнo-промышленные испытания технологии электроцементационной очистки сульфатных цинковых растворов / С. В. Карелов, С. В. Мамяченков, О. С. Анисимова [и др.] // Цв. мет. – 2004. – № 2. – С. 16–18.

Предложена технология, позволяющая эффективно очищать цинковые растворы от электроположительных примесей. При этом образуется цементный осадок более высокого качества по сравнению с осадком, получаемым по классической технологии, что упрощает его дальнейшую переработку до товарного продукта. Расход электроэнергии, затрачиваемой на извлечение примесей меди, составляет 36,2 кВт·ч/кг, что в стоимостном выражении более эффективно, чем при проведении операции классической цементации. Внедрение предложенной технологии позволит снизить расход цинкового порошка на операции очистки на 85–90 %.

РЖ Металлургия. – 2004. – № 7.

16. Маргулис, Е. В. Осаждение $ZnSO_4$ из водных растворов промежуточными продуктами цинкового производства / Е. В. Маргулис, О. К. Кузнецов // Изв. вузов. Цв. металлургия. – 1985. – № 1. – С. 57–59.

Эффективным осадителем $ZnSO_4 \cdot ag$ из горячих и разбавленных растворов ($\geq 70^\circ C$ и $C_{Zn} \leq 30$ г/дм³) является вельцокись, малоэффективным – Zn-огарок и непригодной для этого является циклонная пыль от обжига Zn-концентратов. Реакционная способность ZnO как осадителя $ZnSO_4 \cdot ag$ в вельцокиси мало уступает реактивной ZnO, но значительно превосходит ее в огарке.

РЖ Металлургия. – 1985. – № 7.

17. О механизме обесфторивания серноокислых цинковых растворов гидроксидом алюминия / А. И. Рахманкулов, П. А. Козлов, О. А. Хан [и др.] // Комплекс. использ. минерал. сырья. – 1985. – № 6. – С. 63–66.

Исследован процесс осаждения Г из раствора $ZnSO_4$ сульфатом алюминия. При нейтрализации серноокислых цинковых растворов F выделяется в твердую фазу при значениях pH среды, отвечающих значениям pH гидролиза $Al_2(SO_4)_3$. Предложен механизм обменной хемосорбции обесфторивания гидроксидом алюминия растворов $ZnSO_4$.

РЖ Металлургия. – 1986. – № 1.

18. Особенности процесса освоения фильтрации пульп на стадии цементационной очистки растворов / А. В. Затонский, Л. А. Казанбаев, С. Ю. Перевалов [и др.] // Цв. мет. – 2005. – № 5–6. – С. 28–31.

Рассмотрены причины снижения скорости фильтрации пульп, главной из которых является высокое содержание аморфных гидрофильных осадков и коллоидных частиц гидроксидов железа, кремнезема, кальция и гидрооксо-сульфатов цинка. Промышленные испытания показали, что регенерация по-

лотен после каждого цикла фильтрации позволяет обеспечить необходимое содержание кадмия в фильтрате за счет снижения обратного его растворения.

РЖ Металлургия. – 2006. – № 10.

19. Пат. 2274667 Россия, МПК⁷ С 22 В 3/20 % С 22 В 19/00 % С 22 В 3/46. Способ очистки сульфатных цинковых растворов от примесей / Казанбаев Л. А., Козлов П. А., Колесников А. В.; ОАО «Челяб. цинковый з-д». – № 2004128866/02 ; заявл. 29.09.2004 ; опубл. 20.04.2006.

Очистку растворов осуществляют цементацией цинковой пылью кобальта и других примесей с дозировкой соединений сурьмы и в присутствии в растворе меди, при этом в раствор дополнительно вводят сульфат свинца в количестве, в 4–8 раз превышающем концентрацию в миллиграммах на литр кобальта в поступающем на очистку растворе.

РЖ Металлургия. – 2006. – № 9.

20. Пат. 2282671 Россия, МПК⁷ С 22 В 3/20 % С 22 В 19/00. Способ очистки сульфатных цинковых растворов от примесей / Казанбаев Л. А., Козлов П. А., Колесников А. В. [и др.]; ОАО «Челяб. цинковый з-д». – № 2004128865/02 ; заявл. 29.09.2004 ; опубл. 27.08.2006.

Предложенный способ включает стадию очистки от меди и кадмия с получением медно-кадмиевого кека с последующим его выщелачиванием до медного кека и конечную стадию очистки от оставшихся примесей с подачей медьсодержащего раствора и сурьмосодержащей добавки. В качестве медьсодержащего раствора используют раствор от переработки медного кека. Переработка медного кека включает промывку от примесей в течение 4–6 ч при температуре 50–70 °С и конечном рН 2–3 и последующую стадию сернокислотного выщелачивания меди из отмытого кека, обеспечивается снижение затрат на цементационную очистку.

РЖ Металлургия. – 2006. – № 12.

21. Пат. 2233893 Россия, МПК⁷ С 22 В 3/44 % 19/00. Способ очистки сульфатных цинковых растворов от примесей / Казанбаев Л. А., Козлов П. А., Затонский А. В. [и др.]; ОАО «Челяб. цинковый з-д». – № 2003104850/02 ; заявл. 17.02.2003 ; опубл. 10.08.2004.

Способ включает двухстадийную очистку указанных растворов от меди и кадмия. Очистку раствора от кадмия на первой стадии осуществляют до остаточного содержания не более 30 мг/л, а вторую стадию проводят за счет дополнительной подачи раствора медного купороса при содержании суммы ионов меди и кадмия в поступающем растворе в пределах 70–100 мг/л при температуре раствора 75–80 °С и рН 4,6–4,9, при этом обеспечивается повышение качества очищенного раствора.

РЖ Металлургия. – 2004. – № 10.

22. Пат. 2059006 Россия, МКИ ⁶ С 22 В 3/20. Способ очистки цинкового сульфатного раствора от примесей / Зленко С. Б., Дьяков С. М., Федьковский А. И. [и др.]. – № 94006945/02 ; заявл. 28.02.94 ; опубл. 27.04.96, Бюл. № 12.

Для окисления примесей при очистке сульфатного цинкового раствора в качестве окислителя используют диоксидсульфатную фракцию лома кислотных свинцовых аккумуляторов, взятую с 10–15 %-м избытком от теоретически необходимого для окисления примесей, при этом твердую фазу соединений Pb отделяют от очищенного раствора.

РЖ Металлургия. – 1997. – № 1.

23. Пикунов, М. В. Способ очистки цинка от свинца / М. В. Пикунов // Научно-технологическое обеспечение инновационной деятельности предприятий, институтов и фирм в металлургии: материалы науч.-практ. семинара. – М., 2004. – Т. 2. – С. 668, 669.

Предложен способ очистки цинка от свинца, в котором использовано монотектическое превращение, когда образуется твердая фаза, содержащая не более 0,002 % свинца. Приведены расчеты, которые показывают возможность при однократном процессе получать 9,3 кг/ч очищенного цинка. Способ наиболее пригоден для переработки мелких партий вторичного металла.

РЖ Металлургия. – 2005. – № 7.

24. Саакянц, А. А. Исследование процесса комплексной очистки цинковых растворов от примесей / А. А. Саакянц // Цв. мет. – 2006. – № 6. – С. 20–22.

Методом математического моделирования исследован процесс комплексной очистки цинковых растворов от примесей в широком диапазоне изменения параметров. Составлены статические зависимости, позволяющие выбрать оптимальные соотношения параметров (расход активирующей добавки сурьмы, металлического осадителя и исходной концентрации меди).

РЖ Металлургия. – 2006. – № 12.

25. Сурьмусодержащие активирующие добавки на цементационной очистке сульфатных цинковых растворов / Л. А. Казанбаев, П. А. Козлов, А. В. Колесников [и др.] // Цв. мет. – 2003. – № 1. – С. 47–51.

Проверено влияние различных добавок (трихокси сурьмы, соли Шлиппе, сурьмяновиннокислого калия) на показатели очистки цинксодержащих растворов от кобальта в условиях трехстадийной и двухстадийной медно-кадмиевой очистки. Показано, что эффективность действия сурьмусодержащих добавок на очистку от кобальта в большей степени зависит не от вида сурьмусодержащих соединений, а от содержания кобальта, меди в поступающих

на очистку растворах и соотношения в них меди и сурьмы. Приведены оптимальные содержания меди и сурьмы для максимального осаждения кобальта.

РЖ Металлургия. – 2003. – № 11.

26. Хилай, В. В. Очистка сульфатных цинковых растворов от меди и никеля при переработке цинкосодержащих промпродуктов : автореф. дис. ... канд. техн. наук / В. В. Хилай / УГТУ-УПИ. – Екатеринбург, 2004. – 23 с.

Предложена технология очистки сульфатных цинковых растворов от Cu и Ni при переработке цинковых пылей медеплавильного производства. Рекомендованы для промышленного внедрения параметры процесса электроцементации и статистические модели, прогнозирующие показатели работы, состав получаемых продуктов и энергетические затраты. Результаты работы приняты в качестве исходных для построения промышленного аппарата электроцементационной очистки, включенного в технологический цикл действующего предприятия по переработке цинковых пылей медеплавильного производства ЗАО «Технический Центр С» г. Кировограда. Используются химический, рентгенофазовый, потенциодинамический, хроноамперометрический, электронно-зондовый методы исследований и анализа.

РЖ Металлургия. – 2004. – № 11.

27. Цанева, М. Очистка растворов сульфата цинка от хлора с помощью висмутового шлама / М. Цанева, Н. Лесков. Т. Николов // Металлургия (НРБ). – 1983. – № 7. – С. 15–17.

Разработан способ очистки растворов $ZnSO_4$ от Cl при содержании последнего 5,56 г/л с использованием Вi шлама следующего состава, %: Р 1,2, Вi 85–90, С 0,1–0,3 – промпродукта производства Вi, имеющего произведение растворимости $1,8 \cdot 10^{-31}$. Установлены оптимальные условия работы: соотношение Cl_2 : Вi = 1:10, рН 11, продолжительность очистки при комнатной температуре – 6 ч при работе с первичным шламом и 5 ч при работе с регенерированным шламом. Подтверждена применимость разработанного способа для очистки растворов с различным содержанием Cl. Установлено, что такие примеси, как Fe, Cu, Cd, не влияют на процесс очистки. При оптимальных условиях работы концентрация Вi в растворе $ZnSO_4$ после его очистки составляет $\leq 0,01$ г/л.

РЖ Металлургия. – 1984. – № 1.

28. Chmielarz, A. Электродиализная конверсия хлорида цинка в сульфат цинка – новая концепция для решения проблемы очистки растворов от хлорид-ионов в гидрометаллургии цинка. Conversion of zinc chloride to zinc sulphate by electrodialysis – a new concept for solving the chloride ion problem in zinc hydrometallurgy / A. Chmielarz, W. Gnot // Hydrometallurgy. – 2001. – 61, № 1. – С. 21–43.

С использованием моно- и биполярных ионообменных мембран изучены возможности электродиализной очистки смешанных растворов $\text{ZnSO}_4 + \text{ZnCl}_2$ от Cl^- -ионов. Показано, что при содержании в растворе до 1 % Cl^- возможно его понижение до 0,09 г/л за 1 стадию электродиализного передела. При высоких концентрациях Cl^- (до 30 г/л) для достижения аналогичных результатов требуется 2 ступени электродиализа. Полученные результаты открывают новые перспективы очистки Zn -содержащих растворов, поступающих на электролиз, от Cl^- -ионов, оказывающих негативное влияние на показатели этого процесса.

РЖ Металлургия. – 2002. – № 2.

29. Dobrescu, L. Извлечение цинка из кислых растворов / L. Dobrescu, S. Wisan, Gr. Lordachescu // Mine, petrol si gaze. – 1983. – № 34. – С. 329–332.

Рассмотрено осаждение Zn из сульфатных Fe -содержащих растворов различными способами и их применение к исследуемому раствору.

РЖ Металлургия. – 1984. – № 3.

30. Kumar, V. Экстракция цинка и кобальта из сульфатных кобальтсодержащих растворов переработки индийских океанских конкреций с использованием Д2ЭГФК. Extraction of zinc-cobalt from sulphate solution of cobalt cake by D2ЕНРА in the rprocessing of indian ocean nodules / V. Kumar, D. Bagchi, B. D. Pandey // Steel Res. Int. – 2006. – 77, № 5. – С. 299–304.

В процессе гидрометаллургической переработки океанских конкреций получают сульфатные Co -растворы, содержащие 20 г/л Co и 17,5 г/л Zn (микропримеси Cu , Ni , Fe и Mn – 0,07–0,08 г/л). Для разделения этих Me предложено использовать жидкостную экстракцию с Д2ЭГФК. В качестве экстрагента применяли 0,64 М раствора Д2ЭГФК (в Na -форме) с добавками изодеканола (4 %), разбавитель – керосин. Согласно разработанной технологии на 1-м этапе при $\text{pH} = 2$ селективно извлекают Zn при отношении фаз $\text{O/B} = 2,5$ за 4 ступени противоточной экстракции. Насыщенный экстракт Д2ЭГФК промывают 0,05 М раствором H_2SO_4 при отношении фаз $\text{O/B} = 5$ для более глубокой очистки от Co и реэкстрагируют из органической фазы Zn 0,56 М раствором H_2SO_4 на 98,05 % за I ступень. Затем, на 2-м этапе, извлекают Co Д2ЭГФК при $\text{pH} = 5$. Режим экстракции Co таков: количество ступеней противоточной экстракции 3, отношение фаз $\text{O/B} = 1$, продолжительность интенсивного контакта фаз 2 мин. Из экстракта количественно реэкстрагируют Co 0,25 М раствором H_2SO_4 при отношении фаз $\text{B/O} = 1$ за 2 ступени противоточной реэкстракции. Приводится общая технологическая схема описанного процесса, предусматривающая рециркуляцию органической фазы.

РЖ Металлургия. – 2006. – № 11.

31. Использование цинкового порошка для очистки цинксо-держающих растворов выщелачивания от кобальта в присутствии оксида мышьяка / L. Jiang, D. Wang, J. Dai [и др.] // Youse jinshu = Nonferrous Metals. – 2003. – 55, № 1. – С. 90–91, 95.

Изучены условия очистки от Со нейтральных сульфатных растворов выщелачивания Zn, содержащих следующие элементы, г/л: Zn 154; Cu 0,29; Cd 0,610; Co 0,022; Fe 0,003; Ni 0,006 и Sb 0,002. Процесс основан на обработке раствора Zn-порошком в присутствии ионов Cu (II) и оксида As. Наиболее высокие результаты достигаются при следующих условиях: температура 70 °С, скорости перемешивания пульпы 200 об/мин, pH 4,5, добавках ионов Cu (II) 20 мг/л, оксида As – 100 мг/л, расходе Zn-порошка – 2 г/л. Степень очистки от Со в данном режиме за I ступень составляет ~ 50 %. При этом, концентрация Со в растворе понижается до < 0,75 мг/л Со.

РЖ Металлургия. – 2003. – № 11.

32. Кинетика цементационной очистки от кобальта промышленных цинковых электролитов в присутствии солей Cu, Cd, Pb, Sb и Sn. The kinetics of cobalt removal by cementation from an industrial zinc electrolyte in the presence of Cu, Cd, Pb, Sb and Sn additives / T. M. Dreher, A. Nelson, G. P. Demopoulos, D. Filippou // Hydrometallurgy. – 2001. – 60, № 2. – С. 105–116.

Изучено влияние добавок солей некоторых Me (Cu, Cd, Pb, Sb и Sn) на кинетику цементации Со на Zn-порошке из реальных растворов, образующихся при электролитическом получении Zn. Эксперименты проводились в термостатированной ячейке при скорости перемешивания пульпы 1 000 об/мин. Площадь поверхности образцов Zn-порошка составляет 1,74 м²/г, размер частиц – 50–750 мкм. Определен следующий оптимальный режим цементации: температура – 85 °С, добавки Cu – 15 мг/л, Cd – 10 мг/л и Sb – 2 мг/л, расход Zn-порошка – до 10 %. Показано, что исследуемый процесс описывается кинетическим уравнением 1-го порядка и скорость цементации в рекомендуемых условиях равна 1,6·10⁻³ с⁻¹. При этом, кажущееся значение энергии активации составляет 51 кДж/моль, что свидетельствует о кинетическом характере данного процесса, определяемого химическими реакциями, протекающими на поверхности.

РЖ Металлургия. – 2002. – № 2.

33. Механизм очистки от кобальта сульфатных цинковых растворов в присутствии кадмия. Mechanism of cobalt removal from zinc sulfate solutions in the presence of cadmium / D. Yang, G. Xie, G. Zeng [и др.] // Hydrometallurgy. – 2006. – 81, № 1. – С. 62–66.

Изучено влияние ионов Cd(II) и Cu(II) на цементационную очистку Zn-порошком (крупность 53–63 мкм) растворов ZnSO₄ от Со. Исходный мо-

дельный раствор содержал 140 г/л Zn, 3 г/л Co, pH = 4. Установлено, что ионы Cd активируют, а ионы Cu ингибируют исследуемый процесс. Определены следующие оптимальные параметры цементации: температура – 90 °С, pH = 4, концентрация ионов Cd – 1400 мг/л, Cu – 120 мг/л, продолжительность – 60–80 мин, расход Zn-порошка – стехиометрический. В данном режиме степень очистки Zn-раствора от Co составляет ~ 80 %. Отмечается позитивная роль образования сплавов Zn-Co и Zn-Cd в цементационном осадке на эффективность осаждения Co и негативное влияние сплавов Zn-Cu и Cu-Cd на данный передел.

РЖ Металлургия. – 2006. – № 5.

34. Минчев, А. Обратное растворение катодного цинка в присутствии микропримесей сурьмы, германия и никеля в растворах сульфата цинка / А. Минчев, Л. Старев // Металлургия (НРБ). – 1983. – № 6. – С. 17–20.

В промышленных условиях на электролизере исследовали коррозию катодного Zn в присутствии ионов различных металлов. Установлено, что наиболее вредными примесями являются Sb, Ge, Ni. При содержании Sb и Ge < 0,08 мг/л, Ni – 2 мг/л расход электроэнергии наиболее низкий и составляет 3 182–3 294 кВт·ч/т катодного Zn. При содержании Ge и Sb в растворе > 0,08 мг/л наблюдается наиболее высокая коррозия катодного Zn для каждой микропримеси, что влечет за собой повышенный расход электроэнергии (от 3 464 до 3 552 кВт·ч/т Zn). При наличии ионов Me свыше допустимых пределов используют поверхностно-активные вещества, в частности, клей; его подают порционно для замедления процесса коррозии.

РЖ Металлургия. – 1984. – № 1.

35. Mamoun, M. Отделение цинка от железа (II) в сульфатных растворах с применением ди-2-этилгексилфосфорной кислоты / M. Mamoun, S. Sastre Ana-Maria // Oslo Symp., 1982 : Ion Exchange and Solvent Extract. Pap. Symp., Oslo 24–25 June, 1982 : Oslo. – 1982. – 11/49–11/65.

Исследована экстракция (Э) Zn^{2+} и Fe^{2+} растворами ди-2-этилгексилфосфорной кислоты (НА) в разбавителе марки Isorag-H из сульфатных и перхлоратных растворов при 25 °С. Оба Me экстрагируются из сульфатных растворов в меньшей степени, чем из перхлоратных растворов. Вычислены константы образования экстрагируемых соединений: $ZnA_2 \cdot HA$ $ZnA_2H_2A_2$ в системах, содержащих Zn, и $FeA_2H_2A_2$ и $FeA_2(H_2A_2)_2$ при Э Fe^{2+} . Из приведенных данных следует, что Fe^{2+} образует соединение с более высоким отношением НА/Ме, чем Zn, вероятно, вследствие октаэдрической структуры иона Fe^{2+} . С увеличением концентрации НА оба Me почти полностью извлекаются из кислых растворов в изученном интервале pH 1,5 – 3. При низком отношении лиганд/Ме преимущественно экстрагируется Zn^{2+} в присутствии Fe^{2+} в суль-

фатном растворе. Показана возможность разделения Zn^{2+} и Fe^{2+} Э 0,1–0,2 М растворами НА из сульфатного раствора, содержащего по 0,1 моль/л Zn^{2+} и Fe^{2+} при pH 2.

РЖ Металлургия. – 1985. – № 3.

36. Neou-Syngouna, P. Сульфатизация комплексного сульфидного греческого концентрата / P. Neou-Syngouna, D. Scordilis // Hydrometallurgy. – 1990. – № 3. – С. 367–374.

Целью каталитического сульфатизирующего обжига полиметаллического сульфидного концентрата (Kirki, Греция) с содержанием Zn 35,3 %, Pb 15,1 % и Fe 8,6 % был перевод Pb и Zn в сульфаты, а сульфидов Fe в гематит. Последующее выщелачивание обожженного концентрата сильно разбавленными кислыми растворами при комнатной температуре позволило перевести Zn в раствор, а Pb и гематит сконцентрировать в остатке от выщелачивания. Опыты проводились в интервале 500–600 °С при продолжительности 15–240 мин, расходе O_2 – 100–140% от стехиометрического и соотношении концентрата к катализатору 8:1–1:1. В результате показано, что при оптимальных условиях (550 °С 180 мин, 120 % O_2 от стехиометрического, отношения концентрат : катализатор = 4:1) извлечение Zn составляет 60 % растворимость Fe – 1 %, Pb – 0,5 % при полном сохранении всего Ag в остатке от выщелачивания. Применение двухстадиального обжига при тех же условиях позволило увеличить извлечение Zn до 85 % при стабилизации низкой растворимости Fe, не превышающей 3 %.

РЖ Металлургия. – 1991. – № 4.

37. Осаждение железа из цинковых растворов на заводе Zincor Process. Iron precipitation from zinc-rich solutions: defining the Zincor Process / J. O. Claassen, E. H. O. Meyer, J. Rennie, R. F. Sandenbergh // Hydrometallurgy. – 2002. – 67, № 1–3. – С. 87–108.

Удаление пара-гетита является одним из ряда осадительных процессов, используемых в настоящее время для выделения Fe из цинковых промышленных растворов. По данным Zincor Process, в железистом осадке этого предприятия находилось ~50 % комбинации швертманнита и ферригидрита, 20 % ярозита, 25 % франклинита и следов пирита, а также 5 % неизвестной фазы. Эти данные свидетельствуют об отсутствии гетита в железистом осадке. Причиной присутствия названных фаз в последнем предполагается специфическое влияние pH во время удаления железа и соосаждение кремнезема. Основываясь на этих данных, можно отметить разницу в характере выделения Fe на заводе Zincor Process от запатентованного выделения пара-гетита на предприятиях Porto Vesme и Pasminco Hobart.

РЖ Металлургия. – 2003. – № 7.

38. Пат. 1133227 Канада, МКИ С 01G 9/06, НКИ 23-89. Осаждение хлорида из сульфатного раствора цинка / Swinkels Godefridus, E. Hirsch Horst, M. Fairweather, G. Parker EErnest. – № 348517 ; заявл. 26.03.80 ; опубл. 12.10.82.

Использование Ag_2SO_4 для очистки сульфатных растворов Zn от ионов СГ сопряжено с потерями $\sim 2\%$ Ag за 1 цикл. Предложено вести очистку растворов от ионов СГ дисперсным металлическим Ag на инертном носителе в присутствии окислителя. Очистку ведут путем перемешивания раствора с указанными материалами при $60\text{--}80^\circ\text{C}$ в течение 15 020 мин. После этого отфильтровывают от раствора инертный носитель с образовавшимся на нем осадком AgCl , промывают и восстанавливают AgCl на носителе до Ag в щелочном водном растворе при температуре 100°C газообразным H_2 под давлением 3–14 атм. В качестве окислителя используют $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ при 1-2-кратном расходе от стехиометрического количества на окисление Ag для осаждения СГ в виде AgCl . Расход $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ может быть ниже стехиометрического. В этом случае образующееся FeSO_4 окисляют до $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ в процессе очистки раствора от СГ дробной подачей H_2O_2 . В качестве инертного носителя могут быть применены диатомит, а также порошки плавленных SiO_2 или Al_2O_3 и карбид кремния.

РЖ Металлургия. – 1983. – № 10.

39. Пат. 47371 Ирландия, МКИ С 22 В 19/26. Очистка растворов сульфата цинка / Mines Noranda. – № 1895/78 ; заявл. 20.09.78 ; опубл. 07.03.84.

Очистку Zn -электролитов от Cu , Cd и Co проводят в 3 ступени. В 1-й ступени Cu и Cd осаждают Zn -пылью (2-5 г сухой пыли на 1 л электролита), осаждение проводят в присутствии Sb -соединений (0,1–1,0 г/л Sb_2O_3) при температуре $50\text{--}80^\circ\text{C}$, $\text{pH} = 4\text{--}5$. Вторую ступень очистки проводят также Zn -пылью (3–7 г/л) в присутствии 0,4–2,0 г/л Sb_2O_3 при температуре $85\text{--}100^\circ\text{C}$, $\text{pH} = 4\text{--}5$. Продолжительность процесса составляет 2–5 ч. Контрольную, третью ступень, очистки раствора проводят Zn -пылью при температуре $70\text{--}90^\circ\text{C}$, $\text{pH} = 3\text{--}5$. Кеки отфильтрации после второй и третьей ступеней очистки направляют на первую ступень. Приведена технологическая схема передела очистки и пример.

РЖ Металлургия. – 1985. – № 4.

40. Пат. 1133228 Канада, МКИ С 01 G 9/06, НКИ 23–89, 23–364. Очистка сульфатного раствора цинка / Kerby R. C. – № 363167 ; заявл. 24.10.80 ; опубл. 12.10.82.

Предложено вести очистку сульфатного раствора Zn от примесей цементацией Zn -пылью, содержащей Al 0,001–0,03 %, Pb 0,05–1 % и иногда

Cu 0,02–0,01 %. Сплав для получения Zn – пыли готовят добавкой Pb и чистого Zn к Al-содержащему Zn-сплаву. Процесс очистки сульфатного раствора Zn от Co, Ni, Cd и Cu цементацией Zn-пылью ведут в 2 стадии по принципу противотока.

РЖ Металлургия. – 1983. – № 10.

41. Пат. 536376 Австралия, МКИ G01 G 9/06. Очистка цинковых сульфатных растворов / Chapman Ross Lindsay, Adams Robert William, Kershaw Nervyn George. – № 90737/82 ; заявл. 23.11.81 ; опубл. 03.05.84.

Предложен способ очистки растворов $ZnSO_4$ от Cu, Cd, Co и Ni для электролитического получения Zn. Очистку проводили в 2 стадии. На первой – отделяли Cu методами цементации Zn или Fe, осаждения основной соли, жидкостной экстракции или ионного обмена. На второй стадии в раствор добавляли Sb и Zn-пыль в количестве 1–6 г/л при 70–90 °C, а также соли Pb – 20–100 мг/л и S – 0,1–5 г/л.

РЖ Металлургия. – 1985. – № 6.

42. Пат. 1133229 Канада, МКИ C 01 G 9/06, НКИ 23-89, 23-364. Способ очистки сульфатного раствора цинка от примесей цинковой пылью / Kerby R. C. – № 363168 ; заявл. 12.10.82 ; опубл. 24.10.80.

Предложено вести очистку сульфатного раствора Zn от примесей Cd, Cu, Co и Ni цементацией Zn-пылью с применением в качестве промотора соединений Sb в пятивалентном состоянии. Данный способ обеспечивает более полное удаление Co и Ni при меньшем расходе промотора по сравнению с использованием в качестве последнего соединений трехвалентной Sb. В предложенном способе в качестве соединений пятивалентной Sb используют тарtrat K и Sb, в котором Sb^{3+} окислена до Sb^{5+} с помощью $KMnO_4$, или гексафлюороорантимонат Na. Расход промотора составляет 0,25–0,40 мг/л сульфатного раствора Zn. Процесс очистки раствора от примесей ведут в 2 стадии по принципу противотока. На 2-ю стадию очистки раствора от Co и Ni подают свежую Zn-пыль. Цементный осадок с избытком Zn-пыли после очистки раствора от Co и Ni подают на 1-ю стадию очистки раствора от Cd и Cu.

РЖ Металлургия. – 1983. – № 10.

43. Развитие гетитных процессов для очистки от железа в гидрометаллургии цинка. Defining the paragoethite process for iron removal in zinc hydrometallurgy / M. Loan, O. M. G. Newman, R. M. G. Cooper [и др.] // Hydrometallurgy. – 2006. – 81, № 2. – С. 104–129.

Обзор, посвященный различным вариантам гетитных процессов для очистки от Fe Zn-содержащих сернокислых растворов. Подробно обсуждена морфология образующихся осадков на основе гетита, ферригидрита и ярозита

в зависимости от режима и условий осаждения Fe. Отмечается позитивный эффект добавления на стадии нейтрализации растворов до pH 3,0–3,5 обожженных Fe-ярозитных осадков.

РЖ Металлургия. – 2006. – № 8.

44. Сравнительные исследования по очистке от Fe(III) сульфатно-серноокислых цинковых растворов с использованием фосфорорганических экстрагентов марок ОФФ и Д2ЭГФК. Часть II. Реэкстракция. Comparative study of iron (III) separation from zinc sulphate-sulphuric acid solutions using organ phosphorus extractants, OPAP and D2ENPA. Part II. Stripping / F. Principe, G. P. Demopoulos // Hydrometallurgy. – 2005. – 79, № 3–4. – С. 97–109.

Изучены условия реэкстракции Fe(III) из кислых Р-органических экстрагентов марок октилфенилфосфат (ОФФ) и ди-2-этилгексилфосфорная кислота (Д2ЭГФК). Разрабатываемый процесс связан с проблемами очистки от Fe Zn-содержащих растворов. В качестве разбавителя ОФФ и Д2ЭГФК применяли керосин, модификатор-тридеканол. Установлено, что наилучшие результаты по реэкстракции Fe достигаются при использовании смеси 3,38 н HCl + 58,49 г/л FeCl₂ + 9,74 г/л FeCl₃ (отношение фаз О/В = 1,75). Отмечается, что применение ОФФ предпочтительнее по сравнению с Д2ЭГФК. При этом реэкстракция Fe(III) из фазы ОФФ 4 н HNO₃ не эффективна. Из полученных реэкстрактов (>100 г/л Fe [общ.]) осаждают Fe электровосстановлением, а кислый маточный раствор направляют на регенерацию HCl методом пиролизиса.

РЖ Металлургия. – 2006. – № 3.

45. Термическое разложение сульфата цинка в присутствии оксидов железа и кремния / I. Kokichi, Z. Kanggen, S. Kin-ichi, O. Kenji // J. Mining and Mater. Process. Inst. Jap. – 1990. – № 4. – С. 193–198.

В температурном интервале 806–1 088 К изучен термический распад и определено давление паров ZnSO₄ в присутствии Fe₂O₃ и SiO₂. Показано, что без добавок оксидов Fe и Si термический распад ZnSO₄ протекает по реакциям $3\text{ZnSO}_4 = \text{ZnO} \cdot 2\text{ZnSO}_4 + \text{SO}_3$ и $\frac{1}{2}(\text{ZnO} \cdot 2\text{ZnSO}_4) = \frac{3}{2}\text{ZnO} + \text{SO}_3$ в присутствии Fe₂O₃ или SiO₂ при термическом разложении ZnSO₄. Приведены расчетные данные по изменению энергии Гиббса исследуемых процессов.

РЖ Металлургия. – 1990. – № 10.

46. Boyanov, B. Удаление Co и Ni из растворов сульфата цинка цементацией с активацией. Removal of cobalt and nickel from zinc sulphate solutions through activated cementation / B. Boyanov, V. Konareva, N. Kolev // 36 International October Conference on Mining and Metallurgy (IOCM 2004), Bor, 29 Sept. – 2 Oct., 2004 : Proceedings. – Bor, 2004. – С. 471–482.

Изучено влияние на цементацию Co и Ni из промышленных растворов сульфата цинка длительности процесса (120–150 мин), температуры (75–85°C), расхода цинкового порошка, играющего роль цементирующего агента ионов Co^{2+} и Ni^{2+} (кратность избытка порошка – 15, 18 и 20), концентрации активаторов (Cu, Sb). В качестве активаторов использованы медь в виде $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ (концентрации 100, 150, 200 и 300 мг/л), сурьма – Sb_2O_3 , количество которой определяется соотношением Sb:Co. Наименьшие уровни концентраций Co в сульфатном растворе (0,075 и 0,078 мг/л) получены при температурах 80 и 85 °C, концентрациях Cu 200 и 300 мг/л, 18-кратном избытке Zn-порошка и Sb:Co = 1:1. При снижении количества Sb-активатора отмечено увеличение конечного содержания Co в растворе, но еще в удовлетворительных количествах, позволяющих использовать электролиз для извлечения из них цинка. Добавка Cu в раствор в большей степени активирует цементацию Ni и в меньшей – Co. Цементация Co и Ni происходит в большей степени при концентрации Cu в растворе 150–200 мг/л и соотношении Sb:Co в интервале между 0,5:1 и 2:1. Интенсивное перемешивание и увеличение длительности процесса ведет к растворению цементных осадков, что в большей степени относится к Co в сравнении с Ni. Полученные результаты предполагается использовать для разработки оптимальных условий цементации на фабрике по производству цинка KCM SA в Пловдиве.

РЖ Металлургия. – 2006. – № 10.

47. Boyanov, B. Удаление кобальта и никеля из сульфатных цинковых растворов с помощью активированной цементации. Removal of cobalt and nickel from zinc sulphate solutions using activated cementation / B. Boyanov, V. Konareva, N. Kolev // J. Mining and Metal. Sec. B : An International Journal. – 2004. – 40, № 1. – С. 41–55.

Изучали влияние параметров технологии на эффективность активированной цементации Co и Ni. В качестве активаторов использовали раствор медного купороса и Sb_2O_3 . Наименьшие остаточные содержания Co 0,075–0,078 мг/л в цинковом сульфатном растворе были получены при 80–85°C и содержаниях Cu 200–300 мг/л и 18-кратном избытке Zn пыли. Удаление Co и Ni происходит в максимальной степени в интервале соотношений Sb:Co 0,5 и 2:1. Полученные результаты цементации в лабораторных условиях планируется использовать в промышленных условиях на цинковом заводе в KCM в Пловдиве (Болгария).

РЖ Металлургия. – 2005. – №12.

48. Chen, T. T. Закупорка фильтр-прессов в очистных операциях на цинковых заводах = Filter press plugging in zinc plant purification circuits / T. T. Chen, J. E. Dutrizac // JOM : J. Miner., Metals and Mater. Soc. – 2003. – 55, № 4. – С. 28–31.

В практике гидрометаллургического производства цинка концентрированные растворы его сульфата после нейтрального выщелачивания до электролиза подвергаются очистке Zn-пылью с последующим фильтрованием на фильтр-прессах (ФП). Закупорка ФП повышает стоимость процесса на данной ступени. В этой связи рассмотрены природа четырех случаев закупорки ФП, в которых использованы бумага Крафт (БК) и полипропилен (ПП). БК, собранная во время хорошей фильтрации, имеет после промывания водой на своей поверхности частицы основных солей $Zn_4(SO_4)(OH)_6 \cdot 4H_2O$, $(Zn, Cu)_4(SO_4)(OH)_6 \cdot 4H_2O$ и других солей более сложного состава. В этом случае наблюдается хорошая проницаемость. БК, собранная в период плохой фильтрации, отличается тем, что практически вся поверхность плотно упакована кристаллами основных солей Zn и Cu-Zn солей. Промежутков между кристаллами солей не обнаружено. Рентгеновский дифракционный анализ показал, что на фильтровальной плетеной пропиленовой ткани ППТ осаждается только $Zn_4(SO_4)(OH)_6 \cdot 3H_2O$, что подтверждается и морфологически. Обилие сульфат-Zn кристаллов по обе стороны ППТ дает основание считать, что осаждение основного сульфата Zn обуславливает закупорку ППТ. На поверхности промытой водой неплетеной полипропиленовой (НПТ) обнаружено небольшое количество основного сульфата Zn в то время как анализ непromытой поверхности показывает большое количество $ZnSO_4 \cdot H_2O$ и малое количество основного сульфата Zn.

РЖ Металлургия. – 2003. – № 10.

49. Заявка 2544750 Франция, МКИ С 25 С 1/00, 1/16. Способ очистки электролита при производстве цинка / Laveyne M., Palvadesu C. – № 83068054 ; заявл. 25.04.83 ; опубл. 26.10.84.

При электролитическом получении Zn из его огарка, подвергаемого нейтральному и кислому выщелачиванию и очистке, в электролите накапливаются неудаляемые примеси, в частности Mg, Mn и др., поэтому часть электролита необходимо выводить. Выводимый раствор обычно содержит, г/л: Zn – 150, Mg – 15, Mn – 7,5, pH ~ 5. Предлагают подвергать его электролизу с анионообменными мембранами для удаления большей части Zn в катодном отделении. В анодное отделение через мембрану переходят ионы SO_4^{2-} , полученный кислый анолит используют на стадии выщелачивания. Обедненный католит обрабатывают CaO для осаждения Zn, осадок которого возвращают в основной процесс. Путем обработки фильтра CaO до pH 7–12 из выведенного раствора удаляют Mg и Mn в виде их гидроксидов. Маточный раствор, содержащий Na_2SO_4 , можно использовать на стадии очистки электролита от Fe в виде ярозита. По варианту способа из маточника от осаждения Zn избирательно осаждают Mn в виде MnO_2 путем обработки раствора окислителем, а раствор очищают от Mg путем нейтрализации раствора до pH 11.

РЖ Металлургия. – 1985. – № 8.

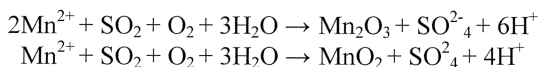
50. Удаление кобальта из сульфатцинковых растворов с применением добавки триоксида сурьмы = Removal of cobalt from zinc sulphate solution using rude antimony trioxide as additive / J. Dai, D. Wang, L. Jiang, M. Jin // Trans. Nonferrous Metals Soc. China. – 2002. – 12, № 6. – С. 1 172–1 175.

В лабораторных опытах по очистке от Со сульфатных цинковых производственных растворов цинковой пылью с добавлением Sb_2O_3 установлено ее активирующее влияние. Экспериментальная работа выполнялась в сосуде с мешалкой, число оборотов которой составляло 300 в мин. Объект исследования – нейтральный раствор ZnSO_4 , содержащий Zn – 150 г/л, Со – 24 мг/л и ряд других примесей, характерных для цинковых электролитов. Общее содержание Zn в цинковой пыли было 95 %, металлического – 90 %, размер зерен – 120–150 мкм. Триоксид сурьмы содержал 70,36 % Sb, остальное – примеси. Средний размер частиц Sb_2O_3 175–200 нм. В опытах определяли зависимости количества остаточного Со после выделения его от продолжительности (30–150 мин) перемешивания в пределах температуры 55–95 °С. Изучено влияние количества добавок Zn, Sb_2O_3 , ионов Cu и pH раствора. Проведено сравнение эффектов применения Sb_2O_3 с примесями и чистой Sb_2O_3 . Оптимальные условия для выделения Со из растворов ZnSO_4 определены в следующем виде: расход Zn-пыли – 5 г/л, Sb_2O_3 с примесями – 4 мг/л, pH – 4,5, температура – 85 °С. Содержание Со в растворе снизили с 24 до 1 мг/л.

РЖ Металлургия. – 2003. – № 6.

51. Удаление марганца из кислых сульфатных растворов. Method for removing manganese from acidic sulfate solutions : пат. 6391270 США, МПК⁷ С 22 В 47/00; Noranda Inc. ; McGill Univ., G. P. Demopoulos, L. Rosato, Q. Wang. – № 09/471225 ; заявл. 23.12.1999 ; опубл. 21.05.2002 ; НПК 423/50.

На основании результатов лабораторных опытов предложен метод удаления Mn из кислых сульфатных растворов цинка. Авторы считают, что он может быть использован также для очистки растворов Cu, Ni и Со. Метод заключается в пропускании через раствор смеси газов SO_2 и O_2 с молярным отношением $\text{O}_2:\text{SO}_2 \geq 1$ при хорошем перемешивании раствора. Рекомендуются использовать O_2 без примеси инертных газов. Процесс можно выполнять при 80 °С с pH раствора > 2 и выше, но ниже, чем pH, при котором осаждается основной сульфат цинка. Целесообразно поддерживать pH в пределах 4,0–4,6. Температура может изменяться в пределах 60–90 °С. В растворе после выщелачивания цинка может содержаться 30–170 г/л, марганца – 1–25 г/л. Полное удаление Mn из таких растворов наблюдалось при pH 4,55, скоростях подачи O_2 и SO_2 100 и 40 мл/мин, температуре 80 °С. Нейтрализующий реагент – Na_2CO_3 . Приведены химические уравнения выделения Mn из растворов сульфата цинка:



РЖ Металлургия. – 2003. – № 2.

52. Oluf, Жскман В. Влияние солей винной кислоты на цементацию кобальта из раствора сульфата цинка на вращающемся цинковом диске = The influence of tartrate on cobalt cementation on a rotating zinc disc in zinc sulphate / В. Жскман Oluf, Жстволд Терье // Hydrometallurgy. – 2000. – 55, 1. – С. 107–112.

С использованием вращающегося Zn-диска изучено влияние добавок CuSO_4 и KS в $\text{C}_4\text{O}_6\text{H}_2 \cdot 1,5 \text{H}_2\text{O}$ (Т) на цементацию Со из 0,5 М раствора ZnSO_4 . Режим цементации: pH 4,4–4,75; температура 73–74 °С; скорость вращения диска 400 об/мин, продолжительность – до 20 мин. Показано, что при достаточно высоких концентрациях Т (> 50 мг/л) скорость цементации Со возрастает. В сопоставимых условиях скорость цементации Cu (II), Sb (III) и Cd (II) также увеличивается, но не в такой степени, как для Со. Проведенные исследования связаны с проблемами очистки Zn-электролитов при получении Zn электролизом. (Norwegian University of Science and Technology, № 7491 Trondheim, Норвегия).

РЖ Металлургия. – 2000. – № 12.

53. Raghavan, R. Модифицированный процесс глубокой очистки от кобальта растворов сульфата цинка с получением электролитов, пригодных для электролиза. Modified zinc sulphate solution purification technique to obtain low levels of cobalt for the zinc electrowinning process / R. Raghavan, P. K. Mohanan, S. K. Verma // Hydrometallurgy. – 1999. – 51, № 2. – С. 187–206.

Описан модифицированный вариант глубокой очистки растворов ZnSO_4 от Со и других примесей осадительным методом. Основной объект исследований – нейтральный раствор сернокислотного выщелачивания обожженного Zn-сырья, содержащий ZnSO_4 . Состав примесей в исходном растворе, мг/л: Cu – 80–180; Cd – 300–450; Со – 4–8; Ni – 4–8; Tl – 5–12; As – 0,1–0,15. В качестве осадителей использовали Zn-порошок, CuSO_4 и рвотный камень (РК) – $\text{K}(\text{SbO})\text{C}_4\text{H}_4\text{O}_6$. Оптимальный режим очистки: pH 4,5–4,8, температура 80–85 °С, продолжительность 3,0–3,5 ч, расход Zn-порошка 3,0–3,5 г/л, РК 1 мг/л, CuSO_4 25 мг/л (миним.). Очищенный раствор пригоден для электрохимического передела и характеризуется следующим уровнем примесей, мг/л: Cu – 0,13–0,15; Cd – 1,0; Со – 0,1; Ni < 0,3; Tl – 2,0; Sb < 0,01; As < 0,005. Процесс проверен в промышленных условиях. (Zinc – Lead Smelter, Hindustan Zinc Ltd., Visakhapatnam 530015, Италия).

РЖ Металлургия. – 2000. – № 4.

54. Новая технология получения активного оксида цинка и тяжелого карбоната марганца гидрометаллургическим способом / Zhang Chuanfu, She Xu, Mei Guanggui, Liu Rongyi // Zhongnan gongye daxue xuebao = J. Cent. S. Univ. Technol. – 1999. – 30, № 4. – С. 382–385.

Изучен процесс совместного выщелачивания концентратов сфалерита и пирролизита. Предложена новая технология, в основе которой лежат следующие стадии: одновременное выщелачивание кислотой по реакции $\text{ZnS} + \text{MnO}_2 + 4\text{H}^+ = \text{Zn}^{2+} + \text{Mn}^{2+} + \text{H}_2\text{O} + \text{S}$, глубокая очистка сульфатного раствора, осаждение из него Zn в виде $\text{Zn}(\text{OH})_2$ введением NH_4OH , осаждение из раствора MnCO_3 чистотой 94,72 % посредством NH_4HCO_3 , растворение $\text{Zn}(\text{OH})_2$ в H_2SO_4 с последующим получением активного ZnO чистотой 98,79 %. Для каждой стадии рекомендованы оптимальные условия. (Department of Nonferrous Metallurgy, Central South Univ. of Technology, Changsha, 410083, КНР).

РЖ Металлургия. – 2000. – № 5.

55. Елисеев, Е. И. Исследование электроочистки раствора сульфата цинка / Е. И. Елисеев // Цв. металлургия. – 1999. – № 7. – С. 17–21.

Приведены результаты исследований по электроочистке раствора сульфата Zn. Исследования показали, что электроочистка железистых растворов сульфата Zn нестационарными токами на стадии нейтрального выщелачивания огарка позволяет не только повысить качество очистки, но и разделить примеси, переведя Fe в гидратный кек, большую часть Cu в катодный осадок, а Cd – в раствор. При использовании свинцовых анодов очистка растворов от Fe в значительной степени обусловлена окислением ионов Fe(II) оксидом Pb анодов. (УГТУ-УПИ).

РЖ Металлургия. – 2000. – № 1.

56. Способ извлечения металла. Metal recovery process : пат. 734903 Австралия, МПК⁶ C 22 B 019/20% C 22 B 019/30 / Wong F. S., Diconoski W. B.; M. I. M. Holdings Ltd. – № 199728617 ; заявл. 14.07.1997 ; опублик. 28.06.2001.

Для очистки кислых растворов выщелачивания, содержащих Cu или Zn, от Si и Fe, предложено осажать Fe в виде гетита с одновременным осаждением Si. Степень очистки – 99,9 %. Режим осаждения: pH ~3, температура 75–90 °С. Способ применим для переработки различных Zn- и Cu-содержащих пылей, образующихся при пирометаллургической переработке рудного сырья.

РЖ Металлургия. – 2002. – № 9.

ЭЛЕКТРОЛИЗ ЦИНКА

1. А. с. 865988 СССР, МКИ С 25 С 1/16. Способ извлечения цинка из сернокислых растворов электролизом / Х. Ш. Габитов, О. Г. Шлемова. – № 2915629/22-02 ; заявл. 18.01.80 ; опубл. в Б. И., 1981. – № 35.

РЖ Металлургия. – 1982. – № 12.

2. А. с. 1016400 СССР, МКИ С 25 С 1/16. Способ извлечения цинка из сернокислых растворов электролизом / Х. Ш. Габитов, Л. Ф. Трошина, А. Н. Воложанина. – № 3381437/22-02 ; заявл. 08.01.82 ; опубл. в Б. И. 1983. – № 17.

РЖ Металлургия. – 1984. – № 2.

3. А. с. 1073341 СССР, МКИ С 25 С 1/16. Способ извлечения цинка из сернокислых растворов электролизом / О. А. Хаскова, Н. И. Фульман. – № 3515211/22-02 ; заявл. 29.11.82 ; опубл. в Б. И., 1984. – № 6.

РЖ Металлургия. – 1984. – № 9.

4. Алкацев, М. И. Зависимость выхода по току цинка и удельного расхода энергии от различных факторов в процессе электролиза чистых сернокислых растворов / М. И. Алкацев, Ю. И. Кондратьев, В. М. Алкацев // Изв. вузов. Цв. металлургия. – 2005. – № 5. – С. 11–15.

Исследованы зависимости катодного выхода Zn по току и удельного расхода энергии от плотности тока, температуры и концентрации цинка и серной кислоты в электролите при электролизе особо чистых растворов, содержащих следы примесей металлов. Получены уравнения регрессии, на основе которых определены оптимальные параметры электролиза, обеспечивающие максимальный выход по току Zn и минимальный удельный расход энергии.

РЖ Металлургия. – 2006. – № 3.

5. Багаев, А. С. Анализ, метод расчета и регулирование некоторых показателей работы ванн электролиза цинка / А. С. Багаев // Изв. вузов. Цв. металлургия. – 1986. – № 1. – С. 43–46.

6. Богатырева, И. А. Оптимизация технологического процесса электролиза цинка в сульфатных растворах методом имитационного эксперимента / И. А. Богатырева // Зап. С.-Петербург. горн. ин-та. – 2003. – 155. – Ч. 2. – С. 149–151.

Разработан программный продукт – модель цеха электролиза цинка. Получены математические модели процесса (в виде регрессионных уравне-

ний), на базе которых предложены экономически обоснованные оптимальные значения параметров процесса.

РЖ Металлургия. – 2004. – № 7.

7. Влияние параметров электролиза на содержание свинца в цинке марки SHG / Л. А. Казанбаев, А. С. Ефременко, А. И. Скудный [и др.] // Цв. мет. – 2005. – № 5–6. – С. 41–43.

Проведены исследования причин повышения содержания свинца в цинке марки SHG в процессе электролиза растворов, подвергнутых глубокой очистке от кобальта, кадмия, никеля и других примесей. На основании статистического анализа найдено, что основной причиной увеличения свинца в чушковом цинке явилось увеличение числа коротких замыканий. Возрастанию содержания свинца в цинке способствовало увеличение температуры электролиза, кислотности отработанного электролита, повышение содержания хлора. Исследования позволили разработать и внедрить рекомендации, позволяющие получать высококачественный цинк марки SHG в условиях нового цеха электролиза с автоматизированной сдиркой катодного металла.

РЖ Металлургия. – 2006. – № 11.

8. Гидрометаллургическое извлечение цинка из сульфидных концентратов / Ю. П. Зайков, П. А. Архипов, О. В. Лимановская [и др.] // Металлургия цветных и редких металлов : Российско-индийский симпозиум, Москва, 2002 : сб. статей. – М., 2002. – С. 188–193. – Рус.

Приведены результаты исследований по разработке замкнутой гидрометаллургической технологии извлечения цинка из сульфидных концентратов, исключаяющей стадию обжига. Разработанная технологическая схема состоит из сернокислотного выщелачивания, очистки раствора от примесей и электролитического осаждения цинка. Процесс выщелачивания ведут при температуре 96 °С и в раствор за 5 ч переходит 85–91 % Zn, содержащегося в концентрате. Образующийся при электролизе оборотный раствор электролита и диоксид Mn могут быть использованы на стадии очистки раствора, образующегося при выщелачивании концентратов, от примесей. Библ. 4.

РЖ Металлургия. – 2003. – № 7.

9. Елисеев, Е. И. Математическая модель электролиза водных растворов сульфата цинка / Е. И. Елисеев, Е. В. Блинкова, К. Н. Шабаров // Изв. вузов. Цв. металлургия. – 2005. – № 1. – С. 68–73,3.

Построена математическая модель процесса электролитического получения Zn из водных сульфатных растворов, на основании которой создана программа на языке QBASRUS. В последней использовано минимальное количество условий, по которым рассчитываются материальный баланс, баланс напряжений и тепловой баланс электролиза. Программа опробована для опти-

мизации процесса по удельному расходу электроэнергии. В найденных оптимальных условиях электролиз Zn может сопровождаться напряжением на ванне 3,683 В, выходом Zn по току 90,8 %, расходом электроэнергии 3 330 кВт·ч/т.

РЖ Металлургия. – 2005. – № 8.

10. Енчев, И. Современные направления развития процесса электролиза цинка / И. Енчев // Металлургия (НРБ). – 1983. – № 1. – С. 14–18.

РЖ Металлургия. – 1983. – № 7.

11. Алкацев, В. М. Исследование, моделирование и оптимизация процессов электроэкстракции цинка из растворов и расплавов : автореф. дис. ... канд. техн. наук / Алкацев В. М. ; Сев.-Кавк. горно-метал. ин-т (гос. технол. ун-т). – Владикавказ, 2004. – 26 с.

Предложенные в работе математические модели позволяют найти оптимальные параметры электролиза Zn и на их основе получить высокие значения выхода по току Zn и минимальные – удельного расхода энергии. Рекомендации по оптимальным концентрациям поверхностно-активных веществ в электролите на примере сточного клея (10 мг/л при электролизе чистых электролитов и 40 мг/л – электролитов с примесями) позволяют получить качественные осадки Zn при минимальном расходе энергии.

РЖ Металлургия. – 2005. – № 7.

12. Исследования причин снижения качества катодного цинка при освоении технологии в новом комплексе электролиза / А. В. Колесников, Л. А. Казанбаев, П. А. Козлов [и др.] // Цв. мет. – 2005. – № 5–6. – С. 44–47.

Установлено, что причиной высокой хрупкости катодного осадка цинка является неоптимальное количество органических реагентов, используемых при электролизе. Наибольшая эластичность катодного осадка в лабораторных условиях достигнута при дозировке ЛСТ 25–35 мг/л и клея 7–9 мг/л. Показано, что на дендритообразование заметно влияет состояние поверхности анодов (наличие пассивирующей пленки диоксида свинца, толщина слоя шлама и прочность сцепления с анодной поверхностью и т. п.). Низкие коррозионная стойкость и механическая прочность приводят к повышенному осаждению частиц шлама на катодной поверхности с образованием центров дендритообразования, а также к изгибу и ломке анодов и в конечном счете к коротким замыканиям.

РЖ Металлургия. – 2006. – № 11.

13. Казанбаев, Л. На уровне мировых образцов / Л. Казанбаев // Мет. Евразии. – 2002. – № 6. – С. 33–35. – Рус.

Перечислены основные этапы модернизации и реконструкции Челябинского цинкового завода (ЧЦЗ) и показатели работы завода в период рекон-

струкции в 1996–2001 гг. Главным звеном второго этапа реконструкции является завершение строительства одного из самых совершенных в мире автоматизированных комплексов электролиза цинка (АКЭЦ) мощностью 200 тыс. т металла марки Special High Grade (SHG). ЧЦЗ станет единственным в стране предприятием, способным выпускать цинк чистотой 99,995 %. Третий этап реконструкции ЧЦЗ рассчитан на 5 лет.

РЖ Металлургия. – 2003. – № 8.

14. Колосницын, В. С. Электровыделение цинка на вращающемся дисковом электроде / В. С. Колосницын, О. А. Япрынцева, Н. Н. Красногорская (450029, г. Уфа, ул. Ульяновых, 75) // Интеграция науки и высшего образования в области био- и органической химии и механики многофазных систем : Материалы 1-й Всерос. науч. INTERNET-конференции, Уфа, 25–27 дек., 2002. – Уфа, 2002. – С. 108–109. – Рус.

Изучено электровыделение Zn на вращающемся дисковом электроде, определено влияние на процесс основных параметров: скорость вращения катода, плотность поляризующего тока, pH электролита, концентрация ионов Zn в растворе. Результаты исследований показали, что максимальный выход по току (ВТ) соответствует: $i = 0,1 \text{ мА/см}^2$ для растворов с концентрацией Zn = 5 мг/л, $i = 1 \text{ мА/см}^2$ для растворов с концентрацией Zn = 100 мг/л и $i = 2,5 \text{ мА/см}^2$ для растворов с содержанием Zn = 1 г/л, оптимальное значение pH электровыделения цинка 7, увеличение числа оборотов от 100 до 500 приводит к росту выхода по току на 30–35 %, а дальнейшее увеличение числа до 1 000 не приводит к росту выхода по току. Установлено, что в качестве катодов для выделения Zn необходимо использовать электроды из металлов с высоким перенапряжением выделения водорода, таких как Al и Cu.

РЖ Металлургия. – 2003. – № 9.

15. Куликов, С. С. Об оптимальном управлении процессом электролиза цинка / С. С. Куликов, А. А. Саакянц, В. П. Топчаев // Цв. металлургия. – 1984. – № 10. – С. 30–32.

РЖ Металлургия. – 1985. – № 2.

16. Миронов, А. В. Изыскание новых блескообразующих добавок и разработка экологически безопасной технологии электроосаждения цинка : автореф. дис. ... канд. техн. наук / Миронов А. В. – Иркутск : Иркут. гос. техн. ун-т., 2002. – 19 с.

В результате проведенных исследований установлена неизвестная ранее закономерность повышения рассеивающей способности и эффективности действия добавок при добавлении катионных флокулянтов с низкой молекулярной массой в цинкаты электролиты цинкования. Установлено влияние изменения концентрации одной добавки на эффективность действия другой

при постоянной концентрации одной из них (синергетический эффект). Установлен концентрационный характер поляризации при электроосаждении цинка из цинкатного электролита с органическими добавками путем измерения энергии активации. Синтезирован ряд азотсодержащих соединений (четвертичных аминов) из продуктов крупнотоннажного производства Иркутского региона, которые могут применяться в качестве блескообразователей в процессах щелочного бесцианистого цинкования.

РЖ Металлургия. – 2003. – № 5.

17. Надточий, А. М. Технологии капитального ремонта электролизеров / А. М. Надточий, В. А. Сергеев, А. А. Бахтин // Цв. мет. – 2002. – Спец. вып. – С. 24–28.

Приведен обзорный анализ мер по увеличению срока службы электролизеров, который позволяет повысить рентабельность действующего алюминиевого производства. Принятое на заводе техническое направление по увеличению срока службы электролизеров дает основание предполагать, что достигнутый срок службы в 42,6 мес. не является пределом.

Описана конструкция электролизной установки для непрерывного осаждения Me из водных растворов, предусматривающая охлаждение и циркуляцию электролита. Контроль скорости потока обеспечивает система промежуточных емкостей, снабженных соответствующими инжекторами. Диапазон регулирования скорости потока циркулирующего электролита составляет 12,5–250 мм/мин. Области применения – осаждение катодных осадков тяжелых металлов, например Cu .

В настоящее время в промышленности в качестве нерастворимых анодов, используемых в сернокислых средах, применяют Pb и его сплавы, содержащие Ag или Sb . В свою очередь, для повышения их стойкости предложено включать дополнительно в состав электрода металлы Pt -группы, графит и т. д. Перспективным анодным материалом в процессах выделения кислорода являются электроды на Ti -основе с покрытием из диоксида марганца. Они могут быть использованы, например, в гидроэлектрометаллургическом производстве Zn , обезмеживании Cu -электролита и т. д. Получают их термическим разложением азотнокислого марганца или электролитическим осаждением на аноде диоксида из марганецсодержащих нитратных сред. Известно использование в качестве анодного материала в сульфатных средах металлов платиновой группы, в частности Pt и Ir . Возможность их применения в качестве коррозионно-стойких анодов в области высоких положительных потенциалов основана на их способности пассивировать и затем сохранять пассивированное состояние при следующей поляризации. Наиболее целесообразным активным покрытием по доступности исходных компонентов и способности образовывать твердые растворы в широкой области составов являются оксиды Ru и Ir .

В результате проведенных исследований установлена неизвестная ранее закономерность повышения рассеивающей способности и эффективности

действия добавок при добавлении катионных флокулянтов с низкой молекулярной массой в цинкатные электролиты цинкования. Установлено влияние изменения концентрации одной добавки на эффективность действия другой при постоянной концентрации одной из них (синергетический эффект). Установлен концентрационный характер поляризации при электроосаждении цинка из цинкатного электролита с органическими добавками путем измерения энергии активации. Синтезирован ряд азотсодержащих соединений (четвертичных аминов) из продуктов крупнотоннажного производства Иркутского региона, которые могут применяться в качестве блескообразователей в процессах щелочного бесцианистого цинкования.

18. Несмелов, В. Ю. Исследование и усовершенствование процесса электролитического получения цинка : автореф. дис. ... канд. техн. наук / Несмелов В. Ю. – М. : Гос. НИИ цв. мет. Гинцветмет, 2002. – 21 с.

Исследован и усовершенствован процесс электролитического получения Zn, включающий очистку цинкового электролита от твердых частиц, кремниевой кислоты и органических веществ, предотвращение образования аэрозоля серной кислоты с одновременным улучшением структуры цинкового осадка и повышением выхода Zn по току. Разработан режим отстаивания пульпы цинкового кека, обеспечивающий скорость отстаивания 4–5 см/мин в интервале pH 4,5–5,2 с использованием флокулянта Магнафлок 338. Показано, что в области pH = 5,2–5,5 происходит совместная коагуляция кремниевой кислоты и образование гидратов цинка. Выполнены исследования по сравнению различных пенообразователей при электролизе Zn. Показано, что наибольшей эффективностью по подавлению аэрозоля серной кислоты, а также влиянию на качество катодного Zn обладает лигносульфонат. Показано, что содержание Cu в цинковом электролите в основном определяется переходом Cu с медных контактов катода. Показано, что применение биметаллических контактов резко сокращает попадание Cu с контактов в раствор цинкового электролита и существенно снижает содержание Cu в катодном осадке.

РЖ Металлургия. – 2002. – № 12.

19. Одиашвили, Б. Г. Первенец производства электролитного цинка в СССР / Б. Г. Одиашвили, О. К. Кузнецов // Цв. мет. – 1984. – № 3. – С. 13–15.

РЖ Металлургия. – 1984. – № 8.

20. Пат. 2221089 Россия, МПК⁷ С 25 С 7/02. Катод для электролитического нанесения цветных металлов / Бодров В. В., Багаутдинов Р. М., Ларин О. В. – № 2002114259/02 ; заявл. 30.05.2002 ; опубл. 10.01.2004.

Техническим результатом изобретения является повышение срока службы катода за счет более надежного соединения вставки с телом катода и

возможности многократной замены вставок. Катод содержит основу в виде пластины из алюминия, алюминиевого сплава или подобного ему материала прямоугольной формы, одна из коротких сторон которой заканчивается поддерживающим стержнем, обе длинные боковые кромки пластины, перпендикулярные к стержню, закрыты защитным диэлектрическим материалом. В пластине выполнен паз, начинающийся, по крайней мере, на одной из длинных кромок и размещенный непосредственно у стержня на уровне защитного диэлектрического материала и вхождения в контакт с пластиной горизонтальных отделителей, осуществляющих отделение верхней кромки осажденных слоев цветных металлов, имеющий высоту большую, чем ширина отделителей. В пазе размещена вставка из кислотостойкого диэлектрического материала, наружные поверхности которой выполнены плоскими и компланарными с поверхностями пластины, а форма совпадает с формой паза. Пластина имеет средство, препятствующее перемещению вставки в пазу, в качестве которого установлена вставка П-образного сечения с выполнением ее боковых стенок под углом $1-5^\circ$ по отношению к плоскости, перпендикулярной основанию вставки. Паз, начинающийся, по крайней мере, на одной из длинных кромок, представляет собой выемки с обеих боковых сторон пластины. Боковые стенки вставки выполнены закругленными. Вставки установлены в пазу на клею. Катод предназначен для нанесения цинка.

РЖ Металлургия. – 2004. – № 6.

21. Пат. 2133301 Россия, МПКМПК{6} С 25 С 1/16. Способ предотвращения образования сернокислотного тумана / Казанбаев Л. А., Козлов П. А., Колесников А. В., Затонский А. В., Павлов А. Д.; АООТ «Челяб. электролит. цинк. з-д». – № 98105535/02 ; заявл. 16.3.98 ; опубл. 20.7.99, Бюл. № 20.

Способ осуществляют путем введения в цинковый электролит перед подачей его в электролизные ванны смеси, включающей технический лигносульфонат, экстракт лакричного корня и костный клей в определенном весе в количестве к массе катодного Zn. За счет этого улучшаются показатели по концентрации паров H_2SO_4 над ванной и повышается выход Zn по току.

РЖ Металлургия. – 2000. – № 11.

22. Российский цинк на пороге будущего // Металлоснабжение и сбыт. – 2002. – № 7. – С. 38–39.

Челябинский электролитный цинковый завод был пущен в эксплуатацию в 1935 г. Сегодня ЧЭЦЗ – основной поставщик металлического цинка в России.

РЖ Металлургия. – 2003. – № 5.

23. Свенс, К. Современная технология переработки цинковых концентратов / К. Свенс, Б. Керстиенс, М. Рункель // Цв. металлы. – 2005. – № 5–6. – С. 83–91.

24. Совершенствование процесса электролиза цинка на АООТ ЧЭЦЗ / В. В. Гейхман, Л. А. Казанбаев, П. А. Козлов [и др.] // Цв. металлы. – 2005. – № 5. – С. 23–26.

Челябинский цинковый развивается: Интервью с Генеральным директором ОАО «Челябинский цинковый завод» В. В. Гейхманом (117936, г. Москва, В-49, Ленинский просп., 4) // Цв. мет. – 2003. – № 1. – С. 17–20.

В начале 2003 г. должен быть введен в полном объеме комплекс электролиза цинка (КЭЦ) мощностью 200 тыс. т/г. Проведенная на Челябинском цинковом заводе (ЧЦЗ) модернизация производства позволила довести объем чушкового цинка до 162,5 тыс. т в 2002 г. С вводом в эксплуатацию КЭЦ ЧЦЗ будет выпускать цинк марки Special High Grade (99,995 % Zn). Советом директоров ОАО ЧЦЗ утвержден «Стратегический план развития ЧЦЗ» на период 2003–2007 гг., целью которого является обеспечение наиболее эффективного использования мощностей КЭЦ.

РЖ Металлургия. – 2003. – № 11.

25. Самсонов, А. И. Электролитическое извлечение цинка из лома цинковых сплавов / А. И. Самсонов, О. В. Чернюк, В. А. Чередников // Металлург. и горнорудная пром. – 2003. – № 1. – С. 69–71, 155.

Разработан способ электролитического извлечения Zn из лома сплавов ЦАМ. Электролитическое рафинирование Zn из сплавов ЦАМ целесообразно проводить в растворе электролита, pH в объеме которого по величине ближе к 7,0. Решение проблемы регенерации отработанного электролита, процесса получения катодного Zn из сплавов ЦАМ по нейтральной схеме позволит конкурировать данной технологии с технологией по сернокислотной схеме. Библ.: 5.

РЖ Металлургия. – 2003. – № 11.

26. Яценко, С. П. Электрокристаллизация цинк-галлиевого сплава из щелочных растворов / С. П. Яценко, Г. М. Рубинштейн, В. Г. Хаяк // Современные аспекты электрокристаллизации металлов : тезисы докл. конф. – Екатеринбург, 2005. – С. 62, 63.

Цинк и галлий совместно начинают выделяться на Ni и стальном катодах при $E = -1,55$ В. Потенциал выделения Ga смещается в электроположительную сторону приблизительно на 0,1 В по сравнению с выделением из галлатного раствора и становится равным потенциалу выделения Zn. Сближение потенциалов совместного осаждения металлов происходит за счет энергии взаимодействия компонентов при сплавообразовании. Торможение реакции выделения H_2 , при которой начинается сплавообразование, соответствует значению катодной поляризации $E = -1,55$ В – точка перегиба. Оптимальная плотность тока при выделении Zn-Ga-сплава на Ni катоде 300–500 А/м² и на стальном – 1 000–1 500 А/м², что объясняется большим значением величин

ны перенапряжения выделения H_2 на Ni. Введение Zn в галлатный раствор не только способствует смещению потенциала выделения Ga в электроположительную сторону, но и замедляет наступление диффузионных затруднений при разряде ионов галлата. В области потенциалов, менее отрицательных, чем $-1,47$ В, образуется губчатый осадок. Растворимость галлия в цинке, по данным прецизионных измерений периодов решетки сплава, полученного сплавлением компонентов, составляет при $20^\circ C$ 1,11 ат. %, а при повышении температуры до $400^\circ C$ растворимость достигает 1,95 ат. %. Электрохимически осажденные сплавы с ограниченной взаимной растворимостью часто имеют более высокие значения. В катодно-осажденном Zn-Ga-сплаве, по данным измерения параметров решетки, растворимость Ga в Zn достигает 10 %. В отдельных сплавах не было обнаружено новой фазы даже при содержании Ga в Zn до 12 %.

РЖ Металлургия. – 2006. – № 11.

27. Алюминиевый катод при электролитическом получении цинка: микроструктура и износостойкости = Aluminum cathode plates in zinc electrowinning cells: microstructural and failure analysis / M. Buarzaiga, D. Dreisinger, D. Tromans, J. A. Gonzalez // The 40 Conference of Metallurgists (COM 2001), Toronto, 26–29 Aug., 2001 [Электронный ресурс]. – Toronto, 2001. – С. 200–201. – Англ.

С применением методов оптической, сканирующей электронной и трансмиссионной микроскопии оценена износостойкость Al-катада, используемого в промышленных условиях при электролизе $ZnSO_4$. Показано, что наибольшему коррозионному разрушению подвергается зона катада, непосредственно располагающаяся около границы раздела фаз электролит–воздух (0–40 мм). Так, за 24 мес. эксплуатации коррозия катада на этом участке достигает ~ 80 %. В то же время в аналогичных условиях разрушение катада в зонах ниже границы раздела фаз и выше (40–140 мм) составляет всего ~ 10 %. В отработавшем катаде кроме Al обнаружены интерметаллид $FeAl_3$ и частицы Si.

РЖ Металлургия. – 2002. – № 12.

28. Biegler, T. Влияние примесей на выход по току при электролитическом получении цинка (4A) / T. Biegler, E. J. Frazer // Res. Rept, 1984. CSIRO. Div. Miner. Chem. Port Melbourne, 1984. – С. 96–99

РЖ Металлургия. – 1985. – № 3.

29. Biegler, T. Поляризационные измерения при электролизе цинка / T. Biegler // Appl. Polarizat. Meas. Lontr. Metal Deposit. – Amsterdam e. a., 1984. – С. 32–46.

РЖ Металлургия. – 1986. – № 7.

30. Buchanan, S. Цинковая промышленность России модернизируется и производство растёт = Russian zinc modernises and expands / S. Buchanan // Metal Bull. Mon. – 2002. – Aug. – С. 30–33.

На территории Челябинского электрометаллургического цинкового завода (ЧЭЦЗ) (Южный Урал) заканчиваются пусконаладочные работы на новом заводе мощностью 200 тыс. т/год электролитического Zn. С пуском этого завода не только вырастут мощности ЧЭЦЗ, но и будет налажено производство Zn более высоких сортов. ЧЭЦЗ производит 90 % всего производимого в России Zn. 70 % его реализуется на внутреннем рынке, 25 % – экспортируется, а остальное производится на толлинговой основе. В 2001 г. ЧЭЦЗ произвел 150 тыс. т Zn, в 2002 г. ожидали 160 тыс. т, а в 2003 г., с вводом нового завода, производство должно возрасти еще на 150 тыс. т. Спрос на Zn в России возрос на 10 %/г. Приведены технологическая схема производства Zn на ЧЭЦЗ и сведения о новом электролитическом цехе, в котором будут производить цинковые катоды площадью 3,6 м². В настоящее время используют катоды площадью 1,2 м². В цехе 4 электролизные линии по 51 электролизной ячейки, что на 20 штук больше, чем на старом заводе. Построены 2 плавильные печи мощностью 200 000 т/год каждая. В одной будут плавить чистый Zn, а в другой – сплав Zn-Al. Продолжится эксплуатация 5 старых печей. Построена печь для литья под давлением на 60 000 т/год и специальная печь для переработки цинковых отходов и дроссов. Сырьевой базой ЧЭЦЗ являются главным образом отечественные концентраты. Импортируется всего 20 000 т/год высокосортных (52–53 % Zn) концентратов. На новом заводе будут производить Zn качества, требуемого на Лондонской бирже металлов.

РЖ Металлургия. – 2003. – № 6.

31. Das, S. C. Влияние трехвалентной сурьмы на электрокристаллизацию цинка из сульфатных растворов, содержащих лаурилсульфат натрия. Effect of antimony(III) on the electrocrystallisation of zinc from sulphate solutions containing SLS / S. C. Das, V. N. Misra, B. C. Tripathy // Hydrometallurgy. – 2003. – 69, № 1–3. – С. 81–88. – Англ.

Показано, что добавление следов Sb³⁺ в электролит без лаурилсульфата приводит к снижению выхода по току и качества электроосажденного Zn. Обратный эффект проявляется в присутствии лаурилсульфата. При этом существенно улучшается морфология поверхности осадка. Представлены результаты анализа катодных поляризационных кривых, направленного на определение кинетических параметров, плотности тока обмена, тайфелевских коэффициентов наклона, коэффициентов переноса. Отмечены наличие депolarизации катода в растворе, содержащем только Sb³⁺, и его поляризация в растворе лаурилсульфата. Однако их совместное присутствие обеспечивает благоприятные условия для эффективного осаждения Zn.

32. Dubrovsky, M. Электродлитическое выделение цинка из неочищенных слабо сернокислых растворов с применением псевдооживленного катода / M. Dubrovsky // Trans. Inst. Mining and Met. – 1985. – С 94, Sept. – С. 121–124.

РЖ Металлургия. – 1986. – № 4.

33. Fukushima, H. Критическая плотность тока при осаждении цинка из электролитов, содержащих примеси / H. Fukushima, T. Akiyama, T. Ohgai // Shigen to sjzai J. Mining and Mater. Process. Inst. Jap. – 1994. – № 12. – С. 967–972.

РЖ Металлургия. – 1995. – № 5.

34. Gonzalez-Dominguez, J. A. Оценка влияния примесей и добавок в электролите при получении цинка / J. A. Gonzalez-Dominguez, R. W. Hew // YOM[^] J. Miner., Metals, and Mater. Soc. – 1995. – № 1. – С. 34–37.

РЖ Металлургия. – 1995. – № 10.

35. Guerra, E. Моделирование потенциалов и реакций, протекающих на границе раздела фаз системы электрод-электролит-воздух при электролизе цинка. Model of local potentials and reactions at electrode/electrolyte/air interfaces in zinc electrowinning reactors / E. Guerra, G. H. Kelsall, G. Li // The 40 Conference of Metallurgists (COM 2001), Toronto, 26–29 Aug., 2001 [Электронный ресурс]. – Toronto, 2001. – С. 202, 203. – Англ.

Показано, что в результате коррозионных явлений на поверхности Al-катода при электроосаждении Zn из сернокислых электролитов возможно образование соединения типа $Al_2(SO_4)_3 \cdot 6H_2O$.

РЖ Металлургия. – 2002. – № 12.

36. Tang, M. Электроосаждение цинка в системе $Zn(II)-NH_3-NH_4Cl-H_2O$ и механизм анодной реакции / M. Tang, S. Yang // Zhongnan gongye daxue xuebao = J. Cent. S. Univ. Technol. – 1999. – 30, № 2. – С. 153–156.

Изучено влияние температуры, плотности тока и концентрации Zn^{2+} в растворе на выход по току и напряжение на электролизере. Показано, что оптимальными параметрами электролиза являются температура 50 °С и плотность тока 400 А/м². Величина выхода по току превысила 90 % до выработки электролита по $Zn^{2+} < 10$ г/л. При оптимальном режиме электролиза выход по току составил ~95 %, расход электроэнергии – 2,46 кВт·ч/кг, расход NH_3 – 0,254 т/т. Показано, что на аноде выделяется не O_2 , а N_2 . Разработка нового процесса электроосаждения Zn из растворов $Zn^{2+}-NH_3-NH_4Cl-H_2O$

представляет большой интерес для извлечения Zn из материалов, содержащих большое количество Cl или Fe, например окисленные Zn-руды, ярозитные осадки гидрометаллургии Zn, Zn-шлаки и др. (Department of Nonferrous Metallurgy, Central South University of Technology, Changsha, 410083, КНР).

РЖ Metallurgia. – 2000. – № 4.

37. Ivanov, I. Электроэкстракция цинка из сульфатных электролитов, содержащих сурьму и гидроксизетилат-бутан-2-диол-1,4. Ч. 2. Осаждение на чистом алюминиевом катоде. Electroextraction of zinc from sulphate electrolytes containing antimony and hydroxyethylated-butane-2-diol-1,4. Pt 2. Deposition on a speepure aluminium cathode / I. Ivanov, Y. Stefanov // Hydrometallurgy. – 2002. – 64, № 2. – С. 111–117.

При электроосаждении Zn на Al-катоде из сульфатных растворов, содержащих ионы Sb, наблюдается значительное развитие обратного процесса растворения Zn, возрастающего по мере продолжительности электролиза. На основе проведенных исследований показано, что введение в электролит добавок гидроксизетилат-бутан-2-диол-1,4 (~1 мл/л) оказывает ингибирующее влияние на растворение Zn, что приводит в сопоставимых условиях к увеличению выхода по току с 30 до 80 % и 2-кратному повышению количества образующегося катодного Zn.

РЖ Metallurgia. – 2003. – № 8.

38. Gonzalez, J. A. Электроэкстракция цинка: исследования по устойчивости анодов и распределению тока. Zinc electrowinning: anode conditioning and current distribution studies / J. A. Gonzalez // The 40 Conference of Metallurgists (COM 2001), Toronto, 26–29 Aug., 2001[Электронный ресурс]. – Toronto, 2001. – С. 102–104.

Изучены возможности повышения устойчивости Pb-Ag анодов, применяемых в электролизе ZnSO_4 . Лабораторные исследования показали положительный эффект предварительной обработки анода в растворе $\text{KMnO}_4 + \text{H}_2\text{SO}_4$, что способствует образованию прочных оксидных пленок на поверхности анода. Промышленные исследования, проведенные на заводах Trail и Cajamarquilla компании Cominco, показали, что аноды рифленные должны пройти пескоструйную обработку и подвергнуты электрохимической пассивации в $\text{KMnO}_4 + \text{H}_2\text{SO}_4$. После этого шламообразование на них уменьшается примерно в 10 раз по сравнению с нерифлеными и непассивированными. При этом улучшается распределение тока, уменьшается число коротких замыканий и увеличивается срок службы анодов. Одна только пескоструйная обработка не улучшает характеристики анодов. На 4 промышленных электролизерах завода Cajamarquilla расход энергии сократился до 3 МВт·ч/т Zn при работе на плотности тока 450 А/м². Получен выход по току >95 %.

РЖ Metallurgia. – 2002. – № 12.

39. Ivanov, I. Электроэкстракция цинка из сульфатных электролитов, содержащих ионы сурьмы и гидроксиэтил-бутан-2-диол-1,4. Ч. 3. Влияние ионов марганца и разделительной диафрагмы в электролитической ячейке. Electroextraction of zinc from sulphate electrolytes containing antimony ions and hydroxyethylated-butyne-2-diol-1,4. Pt 3. The influence of manganese ions and a divided cell / I. Ivanov, Y. Stefanov // Hydrometallurgy. – 2002. – 64, № 3. – С. 181–186.

Наличие в исходном электролите ионов Mn (~5 г/л) оказывает негативное влияние на электроосаждение Zn из сульфатных сред. Установлено, что применение в электролитической ячейке диафрагмы из катионообменной мембраны позволяет снизить данный негативный эффект за счет диффузионных затруднений миграции анионов MnO_4^- в катодную камеру. С другой стороны, добавки в электролит гидроксиэтил-бутан-2-диола-1,4 ингибируют вредное влияние ионов Sb на электроосаждение Zn . При этом эффективность ингибирования в последнем случае повышается при использовании разделительной диафрагмы (мембраны).

РЖ Металлургия. – 2003. – № 9.

40. Электролитическое производство цинка с использованием газодиффузионных анодов: настоящее и будущее. Zinc electrowinning with gas diffusion anodes: state of the art and future developments / M. Bestetti, U. Ducati, G. Kelsall, G. Li, E. Guerra, R. Allen // The 40 Conference of Metallurgists (COM 2001), Toronto, 26–29 Aug., 2001 [Электронный ресурс]. – Toronto, 2001. – С. 78–98. – Англ.

Обзор посвящен перспективам применения H_2 (газо-диффузионных) анодов в электролизе $ZnSO_4$. Под данным термином понимают анод, через пористую структуру которого диффундирует газообразный H_2 (ГДА). По сравнению с обычными анодами из сплавов с Pb , ГДА характеризуются высокой устойчивостью, стабильностью, а также минимальными выделениями O_2 и образованием кислотных туманов. Проведенный технико-экономический анализ показывает, что оптимальная плотность тока при электролизе с использованием ГДА должна быть ~3 кА/м². В то же время, промышленная эксплуатация ГДА связана с повышенными затратами на получение H_2 . Поэтому организация подобных производств экономически оправдана в непосредственной близости от предприятий H_2 -промышленности.

РЖ Металлургия. – 2002. – № 12.

41. Изучение влияния H_3BO_3 на электролитическое осаждение цинка с использованием метода электрохимического шума. Study the influence of H_3BO_3 on the zinc electroplating using electrochemical noise technique / Z. Zhang, C. S. Wu, Q. Y. Cai, Y. L. Cheng, F. H. Cao, J. Q. Zhang, C. N. Cao // Acta met. sin. – 2004. – 17, № 5. – С. 661–666. – Англ.

Методами электрохимического шума (ЭШ), циклической вольтамперометрии (ЦВА) и стац. поляризации изучено влияние H_3BO_3 на электролитическое осаждение Zn (механизм осаждения, морфологию осадков, взаимосвязь между структурой осадков и характеристиками ЭШ). Показано, что в условиях эксперимента механизм осаждения Zn состоит в образовании двумерных зародышей с последующим ростом зерен. Введение H_3BO_3 в электролит оказывает существенное влияние на зародышеобразование и кинетику роста осадков Zn . Характеристики ЭШ непосредственно связаны с электрокристаллизацией и структурой электролитических осадков, вследствие чего этот метод дает больше информации, чем методы ЦВА и стационарной поляризации. Методом ЭШ показано, что ионы $\text{B}(\text{OH})_4^-$ вследствие значительного пространственного эффекта абсорбируются главным образом на выступающих точках (зародышах), ингибируют рост зародышей и образование крупных частиц Zn . Формирование зародышей Zn во впадинах между выступающими частицами Zn приводит к получению равномерных мелкозернистых осадков. Кроме того, установлено, что существует 2 типа ЭШ: 1-й имеет небольшую амплитуду, небольшой сдвиг потенциала (ПТ) в положительную область и соответствует образованию крупнозернистой полимерной структуры осадков Zn ; 2-й сдвигает ПТ в положительную область и соответствует образованию компактной структуры.

РЖ Металлургия. – 2005. – № 8.

42. Изучение процессов получения анодов на основе свинца для электролитического производства цинка. Поведение Pb-Ag , Pb-Ca и Pb-Au-Cu -сплавов / M. Petrova, Z. Noncheva, Ts. Dobrev [и др.] // Hydrometallurgy. – 1996. – № 3. – С. 293–318.

РЖ Металлургия. – 1997. – № 1.

43. Karcas, G. Polymer concrete cell applications in zinc electrowinning (Полимерные электролизеры в производстве цинка) / G. Karcas // The 40 Conference of Metallurgists (COM 2001), Toronto, 26–29 Aug., 2001 [Электронный ресурс]. – Toronto, 2001. – С. 115–126. – Англ.

Обсуждается мировой опыт использования полимерных электролизеров в электролизе Zn , характеризующихся высокой коррозионной устойчивостью, простотой обслуживания и другими позитивными свойствами. В настоящее время подобное оборудование нашло широкое применение в промышленных условиях во многих странах (США, Испания, Канада, ЮАР, Казахстан, Австралия), причем наибольшая ванна (габариты $8 \times 1,098 \times 1,854$ м) эксплуатируется в США с 1997 г. Отмечается перспективность использования данных электролизеров и в других родственных процессах электролиза и гальванотехники.

РЖ Металлургия. – 2002. – № 11.

44. Катодные процессы при электрополучении Zn в растворе с аммиачным комплексом / Cao Hua-zhen, Zheng Guo-qu, Zhi Bo, Tang Mo-tang // Zhongguo youse jinshu xuebao = Chin. J. Nonferrous Metals. – 2005. – 15, № 4. – С. 655–660.

Методами катодной поляризации и хроноамперометрии исследовали катодные процессы при электрополучении Zn в растворе с аммиачным комплексом. По экспериментальным данным, электрокристаллизация Zn происходит в результате мгновенного образования зародышей кристаллизации. Скорость роста кристаллов увеличивается с отрицательным сдвигом приложенного потенциала. Введение добавок заметно не сказывается на образовании зародышей кристаллизации, но скорость их увеличения существенно снижается. Из изменений плотности тока и коэффициента переноса заряда следует, что непосредственно разряжающийся на катоде ион – это $\text{Zn}(\text{NH}_3)_2^{2+}$ и основная частица комплекса в растворе – катион $\text{Zn}(\text{NH}_3)_4^{2+}$.

РЖ Металлургия. – 2005. – № 12.

45. Kerby, R. C. Использование катодной поляризации для контроля качества цинкового электролита / R. C. Kerby // Appl. Polarizat. Meas. Contr. Metal Deposit. – Amsterdam e. a., 1984. – С. 84–132.

РЖ Металлургия. – 1986. – № 7.

46. Lewis, Alvin. Новый электролизный цех производства цинка фирмы Cominco / A. Lewis // Eng. And Mining J. – 1984. – № 4. – С. 38–43.

47. Boyanov, Boyan S. Очистка цинковых электролитов от кобальта и никеля активационно-цементационным методом. Purification of zinc sulfate solutions from cobalt and nickel through activated cementation / Boyan S. Boyanov, Victoria V. Konareva, Nikolai K. Kolev // Hydrometallurgy. – 2004. – 73, № 1–2. – С. 163–168. – Англ.

Описан цементационный метод очистки Zn-электролитов от Co и Ni с использованием Zn-порошка и добавок специальных катализаторов – CuSO_4 и $\text{KSbC}_4\text{H}_2\text{O}_6$ (виннокислый калий-антимоний). Оптимальный режим процесса: 80 °C, продолжительность 75 мин, расход Zn-порошка 1 500 % (от стехиометрии), концентрация CuSO_4 150–200 мг/л, отношение $\text{Sb:Co} = 1$. Степень очистки от Co и Ni в данных условиях 98 и 95 % соответственно. При этом содержание металла в очищенном электролите понижается до 0,05 мг/л. Отмечается нежелательность увеличения продолжительности очистки >75 мин, что определяется частичным растворением цементных осадков за счет развития вторичных реакций.

РЖ Металлургия. – 2005. – № 8.

48. Ma, C. Получение чистого цинка методом электрорафинирования шлака / C. Ma, Z. Yu, W. Wang // Shanghai daxue xuebao. Ziran kexue ban = J. Shanghai Univ. Natur. Sci. – 2002. – 8, № 5. – С. 428–432.

Предложена новая технология производства Zn, основанная на анодном растворении Zn из шлака в электролите $\text{ZnCl}_2\text{-NH}_4\text{Cl}$ с последующим его осаждением на катоде. Оптимальным режимом электрорафинировочного процесса является: концентрация в электролите Zn^{2+} 40 г/л, содержание NH_4Cl 250 г/л, катодная плотность тока 250 А/м², температура 35 °С. Энергозатраты и другие показатели электролиза существенно зависят от содержания Fe в анодном материале.

РЖ Металлургия. – 2003. – № 4.

49. Mathieu, D. Повышение выхода по току при электроосаждении цинка / D. Mathieu, D.-L. Piron // Can. Met. Quart. – 1983. – № 3. – С. 327–332.

РЖ Металлургия. – 1984. – № 3.

50. Метод электролитического получения сверхчистых цинка и соединений цинка из первичного и вторичного цинкового сырья. Method for electrolytic production of ultra-pure zinc or zinc compounds from zinc primary and secondary raw materials : заявка 1361296 ЕПВ, МПК{7} C 25 C 1/16 / Martin San Lorenzo Daniel, Diaz Nogueira Gustavo, Garcia Leon ; Tecnicas Reunidas, S. A. – № 01909833.4 ; заявл. 16.02.2001 ; опубл. 12.11.2003.

Предлагается усовершенствованный процесс получения сверхчистых Zn и соединений Zn с помощью гидрометаллургического процесса. Сочетание обработок, применяемое в процессе, позволяет ограничить получение и перенос загрязнений из сырья в продукт и обеспечивает их удаление путем последовательного обеднения. Сырье содержит Zn, подлежащий экстракции, и может состоять из первичного или вторичного сырья в виде твердых или жидких веществ. Твердые вещества – ZnO, карбонаты, силикаты, сульфаты, продукты прокаливания, плавильный шлак, отходы гор. цинкования, пыль из дуговых печей, химические осадки и т. д. – могут содержать разные количества загрязнений (Si, Al, Fe, Co, Mg, Mn, Na, K, Cu, Sb, As, Ni, Cd, хлориды, фториды и другие элементы и соединения). Это твердое сырье измельчают до размера ≤ 2 мм. Патентуемый процесс включает следующие стадии: а) выщелачивание; б) разделение твердой и жидкой фаз; в) нейтрализация водного раствора; г) разделение твердой и жидкой фаз раствора, обогащенного Zn; д) экстракция Zn; е) очистка органического растворителя из стадии экстракции; ж) отгонка органического растворителя от ионного Zn; з) выделение Zn, содержащегося в водном кислотном растворе, электролизом и/или кристаллизацией, и/или осаждением. Показана концептуальная схема процесса очистки соединений Zn, а также схема потоков, используемых в предложенном процессе.

РЖ Металлургия. – 2004. – № 10.

51. Pande, A. M. Электролитическое извлечение цинка и двуокиси марганца из сульфидного цинкового концентрата и марганцевых руд / A. M. Pande, K. N. Gupta, V. A. Altekar // Hydrometallurgy. – 1982. – № 1. – С. 57–68.

РЖ Металлургия. – 1983. – № 4.

52. Пат. 6461489 США, МПК{7} С 25 В 11/00. Катод для электролиза и электрорафинирования. Cathode plate for electro winning and refining; Korea Zinc. Co., Ltd, Choi C.-Y. – № 09/685628 ; заявл. 09.10.2000 ; опубл. 08.10.2002 ; НПК 204/280.

Описана конструкция катода для электролиза и электрорафинирования Cu или Zn. Катод представляет собой Al-пластину, защищенную с обеих сторон пластиком, погружаемую в электролит ниже границы раздела фаз.

РЖ Металлургия. – 2003. – № 6.

53. Пат. 1174200 Канада, МКИ С 26 С 1/16. Способ и аппарат для контроля качества цинкового сульфатного электролита / Kerby C. Robert. – № 332698 ; заявл. 27.07.79 ; опубл. 11.09.84 ; НКИ 204-74.

РЖ Металлургия. – 1985. – № 9.

54. Пат. 769984 Австралия, МПК{6} С 22 В 003/08%С 22 В 019/00. Способ извлечения металла. Process for recovering metal values / Roche E., Freeman P.; Pasminco Australia Ltd. – № 200072233 ; заявл. 13.12.2000 ; опубл. 12.02.2004.

Разработан 2-стадийный гидрометаллургический процесс извлечения Zn из сульфидных концентратов. На 1-й стадии Zn выщелачивают растворами H_2SO_4 (20–30 г/л) с добавками ионов Fe(III) – 10–30 г/л, при атмосферном давлении. Затем, на 2-й стадии, осуществляют доизвлечение Zn растворами H_2SO_4 (10–35 г/л) при повышенных температурах в присутствии O_2 . Раствор 2-й стадии циркулирует в процессе, а 1-й стадии – поступает на выделение Zn электролизом после его очистки от примесей цементацией на Zn-порошке.

РЖ Металлургия. – 2004. – № 8.

55. Stefanov, Y. Потенциодинамическое и электронно-микроскопическое изучение новых анодных материалов. Potentiodynamic and electron-microscopy investigations of new anodic materials : докл. [Jubelee Conference with International Participation, Sofia, 4-5 June, 2003] / Y. Stefanov, T. Dobrev // J. Univ. Chem. Technol. and Met. – 2003. – 38, № 2. – С. 485–490. – Англ.

Разработан новый вид анода для электролитического осаждения Zn из сульфатных растворов вместо традиционных Pb-Ag-анодов. Он представляет собой Pb-пластину с Pb-Co (2,11 %) покрытием, осажденным электрохимическим из сульфатно-аммиачного свинцового электролита, содержащего

CoOHS и органические добавки (о-толуидин и столярный клей) 0,1–1 г/л. Осаждение проводили при pH = 5,8–6,5, плотности тока 1 А/дм², концентрации Co²⁺ 20–60 г/л с барботированием воздуха. Толщина осажденного покрытия составляла 90 мкм. При электроэкстракции Zn из стандартного раствора (55 г/л Zn²⁺ и 180 г/л H₂SO₄) на аноде образуется оксидная пленка. Потенциодинамическим методом изучен процесс ее образования. Показано, что по сравнению с Pb-Ag-анодом Pb-Co-анод обладает более высокой коррозионной стойкостью. Изучение структуры Pb-Co-покрытия показало, что оно имеет сильно развитую поверхность за счет образования ракушек, что ведет к деполляризации при выделении на аноде кислорода.

РЖ Металлургия. – 2004. – № 5.

56. Применение пенообразующих веществ для подавления кислотного тумана при электролизе цинковых растворов / C. Y. Cheng, M. D. Urbani, P. Mioviski, D. Kittelty, A. F. Otero, R. M. San Martin // Hydrometallurgy. – 2004. – 73, № 1–2. – С. 133–145.

Показана перспективность использования некоторых пенообразующих ПАВ, содержащих гликолевую кислоту, для уменьшения вредного воздействия кислотного тумана, образующегося над электролизером в производстве металлического Zn. Наибольшей эффективностью характеризуются следующие ПАВ, марок QL Zinc, Mistop и Licorice. Рекомендуемый расход этих ПАВ, добавляемых в Zn-электролит, составляет, %·10⁻⁴: 1,8; 3,8 и 21,6 соответственно. Отмечается, что данные ПАВ незначительно влияют на электролиз Zn и морфологию получаемых катодных осадков. Выход по току в исследованных режимах равен 91,4–92,6 %.

РЖ Металлургия. – 2005. – № 7.

57. Ivanov, Ivan. Повышение выхода по току при электроэкстракции цинка в присутствии примесей металлов введением добавок органических ингибиторов. Increased current efficiency of zinc electrowinning in the presence of metal impurities by addition of organic inhibitors / Ivan Ivanov // Hydrometallurgy. – 2004. – 72, № 1–2. – С. 73–78.

Наличие примесей Sb³⁺, Ge⁴⁺ и Ni²⁺ в Zn-электролитах снижает выход по току при электролитич. получении Zn. Это объясняется развитием втор. реакций растворения Zn-осадка, что негативно влияет на общий выход по току. Установлено, что введение в электролит некоторых органических добавок ингибирует развитие вторичных процессов и повышает выход по току при электроэкстракции. В качестве таких ингибиторов рекомендуется использовать гидроксиэтилбутин-2-диол-1,4 (I), бензиламмонийхлорид (II) или их смесь (300 г/л I + 20 г/л II). Полученные результаты проверены в полупромышленных условиях с использованием электролизера объемом 21 л. Материал катода – Al, анода – сплав Pb–1 % Ag. Режим электролиза: 38–40 °С,

плотность по току 5 А/дм². Отмечается, что введение ингибиторов I и I + II способствует повышению выхода по току в сопоставимых условиях на 2 %.

РЖ Металлургия. – 2005. – № 9.

58. Применение каталитических анодов для электролиза цинка из очищенных электролитов при высоких плотностях тока. Use of catalytic anodes for zinc electrowinning at high current densities from purified electrolytes / M. Bestetti, U. Ducati, G. H. Kelsall, G. Li, E. Guerra // The 40 Conference of Metallurgists (COM 2001), Toronto, 26–29 Aug., 2001 [Электронный ресурс]. – Toronto, 2001. – С. 60–75. – Англ.

Показана перспективность использования электрокаталитических DsA-анодов, марки TIR-2000, для электрохимического получения Zn. По сравнению с применяемыми в настоящее время для этих целей Pb-Ag, DsA-аноды позволяют осуществлять электролиз при высоких плотностях тока ($> 2\,000\text{ А/см}^2$). Лимитирующий фактор – резкое снижение срока эксплуатации DsA-анодов из-за различных примесей, содержащихся в сернокислом электролите. Поэтому поступающие на передел Zn-растворы должны быть предварительно тщательно очищены, например методами жидкостной экстракции.

РЖ Металлургия. – 2002. – № 12.

59. Gonzalez, S. R. Успехи и проблемы производства цинка компании Met-Mex Penoles. Improvements and problem solving in the zinc cell house of Met-Mex Penoles / S. R. Gonzalez // The 40 Conference of Metallurgists (COM 2001), Toronto, 26–29 Aug., 2001 [Электронный ресурс]. – Toronto, 2001. – С. 114. – Англ.

Кратко обсуждены достижения и проблемы компании Penoles (Мексика) в получении электролитического Zn за последние 5 лет. Отмечается, что производство рафинированного Zn за данный период возросло со 105 до 225 тыс т в год. Это связано в том числе и с рядом инноваций, осуществленных компанией на переделе электролиза Zn (использование новых полимерных электролизных ванн, увеличение рабочей поверхности катодов и т. п.).

РЖ Металлургия. – 2002. – № 12.

60. Успехи технологии охлаждения электролита в башнях. Advances in electrolyte cooling tower technology / De Visser J. H., Danesh F., Davis J. A. // The 40 Conference of Metallurgists (COM 2001), Toronto, 26–29 Aug., 2001 [Электронный ресурс]. – Toronto, 2001. – С. 220–221. – Англ.

На примере электролиза Zn рассмотрены новые технические решения для охлаждения электролита, учитывающие физические параметры охлаждаемых растворов, конструкции охлаждающих башен, работу вентиляционных систем и другие факторы.

РЖ Металлургия. – 2002. – № 12.

61. Voz, K. J. Современное состояние электролитического получения цинка / K. J. Voz // *Dechema Monogr.* – 1983. – № 1914–1931. – С. 77–94.
РЖ Металлургия. – 1986. – № 1.

62. Вертикальная проточная ячейка для электрохимических исследований. Validation of a vertical channel flow cell for scalable electrowinning studies / P. A. Adcock, S. B. Adeloju, L. J. Power, O. M. G. Newman // Hydrometallurgy. – 2004. – 72, № 3–4. – С. 235–244.

Описана конструкция непрерывного лабораторного электролизера для изучения электрохимических процессов. Установка проверена на модельных растворах, имитирующих аналогичные электролиты при промышленном электролизе Zn. Показано, что наилучшие результаты с точки зрения масштабирования электролиза при высоких значениях критерия Рейнольдса дает использование катода с рабочей поверхностью 200 см² (габариты 300×64 мм). Полученные экспериментальные данные сопоставлены с показателями работы промышленного электролизера, состоящего из 110 катодов с эффективной поверхностью 3,4 м².

РЖ Металлургия. – 2005. – № 7.

63. Wiechmann, E. P. Использование многосекционных ванн на электролизных заводах. The use of segmented intercell bars in electrowinning plants / E. P. Wiechmann, G. A. Vidal, A. J. Pagliero // *The 40 Conference of Metallurgists (COM 2001), Toronto, 26–29 Aug., 2001 [Электронный ресурс]. – Toronto, 2001. – С. 155–166. – Англ.*

Обсуждены перспективы применения многосекционных ванн при электрорафинировании Cu, Zn и других металлов. Показано, что по сравнению со стандартным процессом использование многосекционных ванн позволяет работать при меньших плотностях тока, что положительно сказывается на общем расходе электроэнергии.

РЖ Металлургия. – 2002. – № 12.

64. Влияние добавки анодного шлама от электролитического получения цинка на выщелачивание его сульфидов / Y. Zhao, K. Jiang, D. Wang, Y. Guo // Dongbei daxue xuebao. Ziran kexue ban = J. Northeast Univ. Natur. Sci. – 2006. – 27, № 1. – С. 61–64.

При кислотном выщелачивании пыли, получаемой в процессе обжига Zn-концентратов, окислителем ZnS служит ион Fe³⁺, образующийся по реакции: $\text{ZnFe}_2\text{O}_4 + 8\text{H}^+ = \text{Zn}^{2+} + 2\text{Fe}^{3+} + 4\text{H}_2\text{O}$. С целью интенсификации окислительного процесса в шихту добавляли анодный шлам, содержащий MnO₂. Состав пыли, %: Zn – 42,8; Pb – 3,9; Fe – 12,5; S – 4,0; Cd – 0,7. Ее основными составляющими являются ZnO, ZnFe₂O₄ и ZnS, CdS. При добавке анодного шлама Fe³⁺ регенерируется за счет реакции: $\text{MnO}_2 + 2\text{Fe}^{2+} + 4\text{H}^+ = \text{Mn}^{2+} + 2\text{Fe}^{3+} + 2\text{H}_2\text{O}$ и выщелачивание Zn из пыли идет быстрее: $\text{ZnS} + 2\text{Fe}^{3+} = \text{Zn}^{2+} + 2\text{Fe}^{2+} + \text{S}^0$. Ин-

тенсификации процесса способствует также повышение концентрации H_2SO_4 до 230 г/л, температуры до 90 °С. Таким образом, при содержании Мп в шихте ~4 % за 2,5 ч можно извлечь в раствор до 97 % Zn. Библ.: 11.

РЖ Металлургия. – 2006. – № 12.

65. Stefanov, Y. Влияние ионов никеля и триэтилбензиламмоний хлорида на электролиз цинк-сульфатных электролитов, содержащих ионы марганца. The influence of nickel ions and triethylbenzylammonium chloride on the electrowinning of zinc from sulphate electrolytes containing manganese ions / Y. Stefanov, I. Ivanov // Hydrometallurgy. – 2002. – 64, № 3. – С. 193–203. – Англ.

При электроэкстракции Zn из сульфатных электролитов присутствующие в растворе ионы Ni (II) оказывают негативное влияние на электролиз за счет развития обратных реакций растворения катодного Zn. Показано, что добавки в электролит триэтилбензиламмоний хлорида позволяют ингибировать данный процесс и повысить выход катодного Zn. При этом эффективность ингибирования увеличивается при использовании в электролитической ячейке разделительных диафрагм (например, из катионообменной мембраны, марки «Nifion 423»).

РЖ Металлургия. – 2003. – № 10.

66. Влияние комплексообразующих и осветляющих добавок на электроосаждение цинка из кислого электролита. Regal AZ-type additives influence on zinc electrodeposition in weak-acid electrolyte / V. Danciu, V. Cosoveanu, E. Grunwald, I. C. Ladiu // Sci. Bull. B / IPolitehn. I Univ. Bucharest. – 2001. – 63, № 3. – С. 83–92. – Англ.

При температуре 20 °С методом вращающегося диска изучено влияние различных типов комплексообразующих и осветляющих добавок (марок AZ-15/B, AZ-25/TH и AZ-20/SA) на процесс электроосаждения Zn из кислого электролита, состава, г/л: ZnSO_4 – 75, KCl – 240 и H_3BO_4 – 25. В качестве катода использовали Cu-диск, диаметром 1,5 мм. Показано, что введение в электролит данных добавок оказывает ингибирующее влияние на исследуемый процесс, которое особенно усиливается при использовании их комбинаций, по сравнению с введением отдельного реагента. При этом, если в отсутствие добавок-ингибиторов процесс электроосаждения Zn контролируется стадией массопередачи (диффузионная область), то при их введении в электролит определяется кинетической стадией. Обсужден возможный химизм наблюдаемых эффектов.

РЖ Металлургия. – 2003. – № 6.

67. Заявка 59-59891, Япония, МКИ С 25 С 7/02, С 22 С 11/02. Анод для электролиза металлов / Курихара Дзиро, Коикэ Кадзуо. – № 57-167621 ; заявл. 28.09.82 ; опубл. 05.04.84.

РЖ Металлургия. – 1985. – № 3.

68. Заявка 3219300, ФРГ, МКИ С 25 С 7/02. Катод для гальванического осаждения металлов, особенно получения чистого цинка / Schweers Rolf. – № Р32193009 ; заявл. 22.05.82 ; опубл. 24.11.83.

РЖ Металлургия. – 1984. – № 7.

69. Заявка 3323516, ФРГ, МКИ С 25 С 7/02. Катод для электролиза / Satow Kurt. – № Р 33235163 ; заявл. 30.06.83 ; опубл. 09.08.84.

РЖ Металлургия. – 1985. – № 3.

70. Заявка 60-39187, Япония, МКИ С 25 С 1/16, С 25 С 7/02. Метод электролитического получения цинка / Фудзита Юко. – № 58-147864 ; заявл. 11.08.83 ; опубл. 28.02.85.

РЖ Металлургия. – 1986. – № 2.

71. Защита алюминиевых катодов от коррозии при электролизе цинка. Corrosion protection of Al cathodes in Zn electrolysis / F. Lu, W. J. van Ooij // Acta Met. Sin. – 1999. – 12, № 3. – С. 221–228.

При электролизе Zn существенной проблемой является гальваническая коррозия пары Zn-Al в кислотном растворе сульфата Zn. Разработана новая предварительная обработка Al, которая была проверена на предмет эффективности защиты Al от коррозии при соответствующих условиях. Определялась гальваническая коррозия между алюминиевым катодом и цинковым анодом. Было выявлено, что чистота алюминиевого сплава и потенциал электрического поля имеют большое влияние на степень гальванической коррозии внутри пары Zn-Al. Для оценки метода были проведены электрохимическая спектроскопия полного сопротивления (EIS), тест солевого распыления (SST) и тест погружения. Наилучшую защиту от коррозии дали предварительная обработка силанами (использовался би-триэтоксисилил этан - BISE) и покрытие полиуретаном. Вычисления показывают, что степень диссоциации Al достаточно мала, чтобы использовать алюминиевые катоды на цинковых пластинах.

РЖ Металлургия. – 2000. – № 1.

72. Zhao, T. Получение активного цинкового порошка электролизом в растворе $\text{Zn(II)-NH}_3 \cdot \text{H}_2\text{O-(NH}_4)_2\text{SO}_4$ / T. Zhao, M. Tang, J. Liang // Zhongguo youse jinshu xuebao = Chin. J. Nonferrous Metals. – 2003. – 13. – № 3. – С. 774–777.

Показана возможность электроосаждения активного Zn-порошка из раствора $\text{NH}_4\text{OH-(NH}_4)_2\text{SO}_4\text{-Zn}^{2+}$ 20 г/л при комнатной температуре. Выход по току составил 88,19 %, расход энергии на тонну порошка – 3 254 кВт·ч, общее извлечение – 97,97 %. По сравнению с традиционными способами получения аналогичного продукта разработанный процесс обеспечивает меньшие затраты. Чистота порошка 98,78 %.

РЖ Металлургия. – 2004. – № 2.

АВТОРСКИЙ УКАЗАТЕЛЬ

А

Абрамовская Л. А. 29
 Авдюков В. И. 23
 Алкацев М. И. 50, 69
 Алкацев В. М. 50, 69, 71
 Аллабергенев Р. Д. 9
 Альменарис О. С. 3
 Анисимова О. С. 53
 Антропова И. Г. 36, 42
 Апостолов А. Г. 23
 Архипов П. А. 52, 70
 Ахметов Б. А. 24
 Ахметов К. Н. 49

Б

Багаев А. С. 69
 Багаутдинов Р. М. 74
 Бакин И. В. 37
 Балабанов Я. 40
 Балакирев В. Ф. 23
 Бахтин А. А. 73
 Бессер А. Д. 34
 Бечев Б. Г. 23
 Блинкова Е. В. 70
 Богатырева И. А. 69
 Бодров В. В. 74
 Болатбаев К. Н. 12, 13
 Боровков Г. А. 51
 Боянов Б. 28, 43, 63, 64, 83

В

Вирчикова Э. 13
 Воложанина А. Н. 69
 Вязникова А. Л. 50

Г

Габитов Х. Ш. 69
 Гарбуль В. И. 49
 Гаспарян А. Н. 11
 Гейхман В. В. 14, 31, 33, 44, 76
 Гецкин Л. С. 10, 36
 Голентовская И. П. 48
 Голяндина Н. А. 48
 Горячкин В. И. 4
 Гуляшинов А. Н. 36

Д

Данилин Л. А. 26, 27, 28, 35
 Данилова А. Г. 12
 Дереш М. Д. 29
 Димитров Р. 28, 40, 41, 43
 Доверман А. И. 26

Докучаев В. Н. 48
 Дорофеев В. М. 28
 Дьяков С. М. 55
 Дюнова Д. Н. 10, 16

Е

Евтюхов В. Е. 9
 Елисеев Е. И. 11, 49, 68, 70
 Енчев И. 71
 Ефременко А. С. 70

З

Зайков Ю. П. 52, 70
 Зайцев И. П. 24
 Зак М. С. 26, 29, 30, 32, 46
 Затонский А. В. 53, 54
 Землянушнова О. П. 48
 Зленко С. Б. 55

И

Ивакин Д. А. 29, 34
 Иванова Т. В. 38
 Исмаев Х. Р. 9

К

Казанбаев Л. А. 12, 14, 29, 31–34, 44, 52–55, 70, 71, 75, 76
 Калинин Ю. О. 36
 Карелов С. В. 53
 Кашперова Л. А. 30
 Керстиенс Б. 35, 75
 Ким П. П. 23
 Кириллов А. И. 48
 Киселева С. П. 50
 Козлов А. Н. 12, 15
 Козлов П. А. 4, 12, 14, 29, 31–34, 52–55, 71, 75, 76
 Колесников А. В. 12, 29, 33, 34, 52–55, 71, 75
 Колосницын В. С. 72
 Комков Н. М. 34
 Кондратьев Ю. И. 69
 Корнилов В. И. 15
 Кочеткова Э. А. 50
 Красногорская Н. Н. 72
 Кубасов В. Л. 44
 Кузнецов О. К. 53, 74
 Кузьмичев А. В. 12
 Кулакова Н. И. 28
 Куликов С. С. 72
 Курамоти Канеси 19
 Кутняков А. Н. 48

Л

Ларин О. В. 74

Лесков Н. 56
Лимановская О. В. 52, 70
Лыкасов А. А. 24, 25, 32
Лямина М. А. 30

М

Макеева Л. А. 49
Мамяченков С. В. 53
Маргулис Е. В. 12, 53
Матвеев А. Ф. 15, 50
Метсеринта М. Л. 31
Минчев А. 59
Миронов А. В. 72
Миронов Ю. М. 10
Михайлов И. И. 4
Молнар Р. 13
Монастырская В. И. 51

Н

Набойченко С. С. 12–14
Надточий А. М. 73
Несмелов В. Ю. 74
Ниберг Й. 31
Никандров С. С. 23
Никифоров К. А. 36
Николов Т. 56
Нушева Л. 43

О

Ово Э. 31
Огиенко А. С. 37
Одиашвили Б. Г. 74
Орлов А. К. 32, 33

П

Палфи П. 13
Перевалов С. Ю. 53
Перетрутов А. А. 23
Пестунова Н. П. 34
Пикунов М. В. 55
Пинаев А. К. 49
Пискунов В. М. 9, 50
Плужников А. М. 10
Полуэктова Ю. В. 4
Попрукайло Н. Н. 49
Порукова Л. А. 30

Р

Ралчев П. 40
Рахманкулов А. И. 53
Ремизов Ю. С. 34, 36, 38
Рубинштейн Г. М. 76
Руденко Б. И. 49
Рункель М. 35, 75
Рутковский А. Л. 11, 24–27, 35

С

Саакянц А. А. 11, 24, 55, 72

Садыков С. Б. 14
Салихов З. Г. 12, 14, 15
Самков Е. А. 28
Самсонов А. И. 76
Сапрыгин А. Ф. 29
Сапрыгин В. А. 4, 29
Свенс К. 35, 75
Седченко Е. А. 36
Сергеев В. А. 73
Сергеев Г. И. 24–26, 31, 32, 37
Сергеева В. В. 48
Сергеева Л. В. 25, 26, 31
Серебрянникова Э. Я. 26, 29, 30, 32, 46
Скудный А. И. 70
Спасов К. С. 23
Станислов И. 46
Старев Л. 59
Старикова Т. В. 35
Столбова Б. Ф. 50
Сысоев Б. А. 15

Т

Тадаеси С. 47
Тажбеков Н. И. 24
Такала Х. 22
Тарасов А. В. 34
Таскинен П. 31
Текиев В. М. 26
Теляков Н. М. 3
Топчаев В. П. 24, 72
Третьякова И. Г. 49
Трошина Л. Ф. 69
Туленков В. Л. 23

У

Ушаков Н. Н. 29

Ф

Федьковский А. И. 55
Флейтлих И. Ю. 48
Фульман Н. И. 69

Х

Хадзарагова Е. А. 35
Хан О. А. 53
Хаскова О. А. 69
Хаяк В. Г. 76
Хекимова А. 43
Хилай В. В. 56
Ходов Н. В. 4, 30, 32, 35, 46
Хрипин В. Д. 30
Худяков И. Ф. 11, 24–26, 31, 32, 37, 49

Ц

Цанева М. 56
Цой Ю. Н. 49

Ч
 Чередников В. А. 76
 Чернюк О. В. 76
 Чертов Л. М. 15
 Чинкин В. Б. 15
 Чинкин Е. В. 34
 Чурусалова С. С. 9

Ш
 Шабаров К. Н. 70
 Шатаев А. А. 10
 Шишкин И. В. 48
 Шлемова О. Г. 69

Щ
 Щербич О. В. 51

Я
 Япрынцева О. А. 72
 Яржемский А. С. 16
 Ярославцев А. С. 9
 Ярыгин В. И. 36–38
 Яценко С. П. 76

А
 Abrantes L. M. 18
 Adcock P. A. 88
 Adeloju S. B. 88
 Afonso M. L. 18
 Akiyama T. 79
 Akcil A. 17
 Alp I. 17
 Altekhar V. A. 85
 Anzinger A. 4
 Asteljoki J. 38

В
 Bagchi D. 57
 Basset G. L. 39
 Bestetti M. 81, 87
 Biegler T. 77
 Boorman R. S. 39
 Buarzaiga M. 77
 Buchanan S. 78

С
 Cai Q. Y. 81
 Chen T. T. 64
 Cheng Y. L. 17, 86
 Chimielarz A. 56
 Claassen J. O. 60
 Cooper R. M. G. 62
 Cosoveanu V. 89
 Cunha M. L. 18

Д
 Dai J. 58, 66
 Danciu V. 89

Das S. C. 78
 Davis D. W. 39
 Demopoulos G. P. 58, 63, 66
 Deveci H. 17
 Diconoski W. B. 68
 Dimov T. 40
 Dobrescu L. 57
 Dobrev Ts. 82, 85
 Dreher P. M. 58
 Dreisinger D. 77
 Dubrovsky M. 79
 Ducati U. 81, 87
 Dutrizac J. E. 64

Е
 El-Tawie, S.Z. 42

Ф
 Filippou D. 58
 Frazer E. J. 77
 Freeman G. M. 47, 85
 Fukushima H. 79
 Fumitaka S. 5

Г
 Gnot W. 56
 Gonzalez J. A. 77, 79, 80, 87
 Grinberg A. E. 46
 Grunwald E. 89
 Guerra E. 79, 87
 Gupta K. N. 85

И
 Ibrahim A. A. 42
 Ivanov I. 80, 81, 86, 89
 Ivanov T. 40

Ж
 Ja E. 46
 Jiang L. 58, 66
 Jiayong C. 19
 Jin M. 66

К
 Kafai A. 5
 Kammel R. 19
 Karcas G. 82
 Kellogg H. H. 38
 Kelsall G. H. 79, 81, 87
 Kenji O. 63
 Kerby R. S. 61, 62, 83, 85
 Kerstiens B. 21
 Kinichi S. 63
 Knaggen Z. 63
 Kojo J. V. 38
 Kokichi I. 63
 Kolev N. K. 63, 64, 83
 Konareva V. V. 63, 64, 83
 Kubas J. 44
 Kumar V. 57

L
 Ladiu I.C. 89
 Lan Y. 19
 Laveyne M. 65
 Lewis A. 83
 Li G. 79, 87
 Li X. 16
 Liang J. 90
 Liu Z. 42
 Lis W. 44
 Loan M. 61
 Lordachescu Gr. 57
 Lu F. 90

M
 Ma C. 84
 Mamoun M. 59
 Masters J. M. 6
 Mathieu D. 84
 Meyer E. H. O. 60
 Misra V. N. 78
 Mohanan P. K. 67
 Moldovanska N. 43
 Morsi M. B. 42

N
 Nelson A. 58, 62
 Newman O. M. G. 62, 88
 Neou-Syngouna P. 5, 60
 Noncheva Z. 82
 Noranda M. 61
 Nyirenda R. L. 6

O
 Ohgai T. 79
 Olejniczar H. 21

P
 Pagliero A. J. 88
 Palvadesu C. 65
 Pande A. M. 85
 Pandey B. D. 18, 57
 Paschen P. 4
 Petrova M. 82
 Piatkiewicz Z. 21
 Piron D. L. 84
 Potesser. M. 45
 Power L. J. 88
 Principe F. 63

R
 Raghavan R. 67
 Rennie J. 60
 Roche E. 85
 Rydel Z. 21
 Runkel M. 21

S
 Sahu K. K. 18
 Sahu S. K. 18
 Salter R. S. 39
 Sandenbergh R. F. 60
 Schopov N. 41
 Scordilis D. 5, 60
 Smith R. W. 19
 Stefanov Y. 80, 85, 89
 Stepniewski J. 44
 St-Pierre J. 21
 Svens K. 21

T
 Tang M. 42, 79, 83, 90
 Themelis N. J. 47
 Tripathy B. C. 78
 Tromans D. 77,

U
 Urbani M. D. 86

V
 Van O. J. 20
 Verma S. K. 67
 Vidal G. A. 88
 Von Ropenack A. 7
 Voz K. J. 88

W
 Wang D. 58, 66, 84, 88
 Weir D. R. 6
 Wiechmann E. P. 88
 Wisan S. 57
 Wong F. S. 68
 Wu C. S. 81
 Wu M. 22

X
 Xie G. 58
 Ximing L. 19
 Xu D. 18
 Xu X. 16

Y
 Yang D. 58
 Yang S. 79
 Yao W. 42
 Yin F. 17
 Yu Z. 84

Z
 Zeng G. 58
 Zhang Z. 81
 Zhao T. 90
 Zhu R. 18
 Zhu W. 18

СОДЕРЖАНИЕ

ОБЩИЕ ВОПРОСЫ.....	3
ОБЩИЕ ВОПРОСЫ ЦИНКОВОГО ПРОИЗВОДСТВА.....	3
ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ.....	9
ОБЖИГ ЦИНКА.....	23
ОЧИСТКА СУЛЬФАТНЫХ ЦИНКОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ.....	48
ЭЛЕКТРОЛИЗ ЦИНКА.....	69
АВТОРСКИЙ УКАЗАТЕЛЬ.....	91

Библиографическое издание

МЕТАЛЛУРГИЯ ЦИНКА

**Аннотированный библиографический
научно-вспомогательный
указатель литературы (1982–2006)**

Составители:

Влащенко Ольга Викторовна
Тырышкина Ольга Геннадьевна

Корректоры: Л. Х. Бочкарева, И. Н. Байкина, Л. Г. Семухина
Компьютерная верстка: И. В. Манченкова

Подписано в печать 25.11.2009. Печать плоская
Формат 60×84/16. Бумага офсетная. Усл. печ. л. 5,58
Тираж 50 экз. Заказ № 849

Издательско-полиграфический комплекс
Сибирского федерального университета
660041, г. Красноярск, пр. Свободный, 82а