

Исследование процесса высокотемпературного выщелачивания цинкового сульфидного концентрата растворами серной кислоты

Памяти автора идеи О. Г. Передерия посвящается

Верхорубова А. В.^{1*}, Ключников А. М.^{1,2}

¹ АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

² Уральский федеральный университет им. первого Президента России Б. Н. Ельцина, г. Екатеринбург, Россия

*e-mail: analitic@umbr.ru

Реферат

Целью работы являлось изучение процесса высокотемпературного сернокислотного выщелачивания цинка из цинкового концентрата (на примере продукции АО «Святогор»), протекающего в избытке серной кислоты при повышенных температурах.

Порядок проведения исследований. Изготовлена лабораторная установка по выщелачиванию, позволяющая определять количество выделяющегося в реакции сероводорода, элементарной серы и растворенного сульфата цинка, проведена серия экспериментов по изучению влияния температуры (80–200 °С) и концентрации серной кислоты (30–75 % масс).

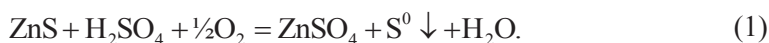
Результаты исследований. Уставлены закономерности протекающих процессов, найдены условия максимального извлечения цинка из фазы сфалерита. Цинк в оптимальных условиях выщелачивания на 94,6 % переходит в фазу моногидрата сульфата цинка, который имеет ограниченную растворимость в данной рабочей среде. Далее кристаллы сульфата цинка $ZnSO_4 \cdot H_2O$ совместно с непрореагировавшим остатком целесообразно подвергать фильтрации и промывке кека свежей водой для перевода сульфата цинка в раствор. После дальнейшего разделения фаз раствора и непрореагировавшей твердой фазы может быть получен насыщенный раствор сульфата цинка, пригодный для производства катодного цинка или цинкового купороса. Выход нерастворимого остатка составляет 35,7 %. Перехода в раствор меди практически не наблюдается, за счет чего происходит ее концентрирование в твердой фазе до 6,5 %. Золото и серебро концентрируются в кеке с повышением содержания с 0,86 до 2,40 г/т и с 71 до 205 г/т, соответственно. Полученный кек может быть направлен на медную плавку.

Выводы. На основании изученного предложена концепция переработки сульфидного цинкового сырья, попутно позволяющая получать раствор гидросульфида натрия.

Ключевые слова: сфалерит; серная кислота; сероводород; сульфат цинка; выщелачивание.

Введение. Традиционно переработка цинковых концентратов ведется по технологии на основе обжига с последующим выщелачиванием огарка. Из полученного цинкового раствора электроэкстракцией получают металлический цинк [1]. В России в настоящее время работает единственный цинковый завод – АО «Челябинский цинковый завод» («ЧЦЗ», г. Челябинск). Мощности обжиговых печей цинкового завода ограничены, поэтому вызывает интерес развитие гидрометаллургических технологий вскрытия цинковых концентратов, основным ценным компонентом которых является минерал сфалерит.

Известны технологии сернокислотного окислительного выщелачивания цинковых концентров, протекающего при подаче кислорода или воздуха [2]. Процесс вскрытия в окислительной атмосфере протекает по схеме [2–5]:



На основе изучения Eh-pH диаграмм системы ZnS-H₂O можно предположить возможность протекания обменной реакции при повышенных температурах и концентрациях серной кислоты в отсутствии окислителей [6]:



Термодинамические расчеты, включающие оценку изменения энергии Гиббса (ΔG , Дж/моль), выполненные с помощью модуля Reaction Equations программного комплекса HSC Chemistry 6.12 (Outotec Research Oy) [7, 8], показали, что для реакции (2) величины ΔG_{298}^0 и ΔG_{373}^0 равны –13,5 и –20,8 кДж/моль, соответственно. Поэтому протекание реакции термодинамически возможно. Интерес к реакции (2) обусловлен возможностью попутного получения сероводорода как ценного компонента. Сероводород можно применять для приготовления растворов сернистого натрия или гидросульфида натрия, используемых как активаторы флотации.

Цель работы – исследование возможности вскрытия концентрата ZnS по реакции (2).

Материалы и методы. Объектом исследования являлся цинковый концентрат АО «Святогор» следующего состава, %: Zn – 45,9; S – 34,2; Fe – 8,11; Cu – 2,32; SiO₂ – 1,0; Pb – 0,1; As – 0,022; а также Au – 0,86 г/т; Ag – 71 г/т. Рентгеноструктурным анализом с помощью дифрактометра XRD Shimadzu установлено, что основными минералами концентрата являлись сфалерит (68 %) и пирит (17 %). Медные минералы представлены преимущественно халькопиритом.

Процесс выщелачивания сфалерита изучали в растворах серной кислоты при повышенной температуре. Схема установки для проведения экспериментов представлена на рис. 1.

Эксперименты проводили по следующей схеме. В реактор 4 вместимостью 500 см³ при комнатной температуре вводили навеску концентрата массой 50 г. Далее в герметичный реактор из напорной емкости 1 перистальтическим насосом 2 дозировали отмеренный объем 30–75 %-ного раствора кислоты H₂SO₄. Перемешивание осуществляли магнитной мешалкой. Массовое соотношение фаз в эксперименте составляло 15 : 1, что обеспечивает практическое постоянство концентрации H₂SO₄ в процессе эксперимента. Далее в течение 30 мин проводили разогрев пульпы до заданной температуры. Общая длительность процесса выщелачивания – 3 ч. По окончании эксперимента полученную реакцию массу разбавляли большим количеством воды, фильтровали, тщательно промывали. Промывные воды и фильтрат объединяли, замеряли объем. Определяли выход осадка, концентрацию цинка в жидкой фазе, содержание цинка в непрореагировавшем остатке. Рассчитывали извлечение цинка в раствор. При необходимости фильтровали горячую реакцию массу на синтетической фильтроткани.

В процессе эксперимента происходило поглощение выделившегося сероводорода щелочным раствором в абсорбере 6. Для недопущения смешивания щелоч-

ного раствора и реакционной массы предусмотрена предохранительная склянка 5. По окончании эксперимента остаток сероводорода вытесняли воздухом с помощью лабораторного компрессора 3.

В полученном кеке определяли образовавшуюся элементарную серу по методике с экстракцией ацетоном, отгонкой ацетона и последующим гравиметрическим взвешиванием выпавшей элементной серы [9]. В щелочном растворе определяли концентрацию сульфид-ионов на основе метода, предполагающего подкисление раствора, осаждения ZnS или CdS, и дальнейшего йодометрического определения серы в выпавшем сульфиде [10]. По результатам рассчитывали выход элементной серы и сероводорода с единицы массы прореагировавшего сульфида цинка.

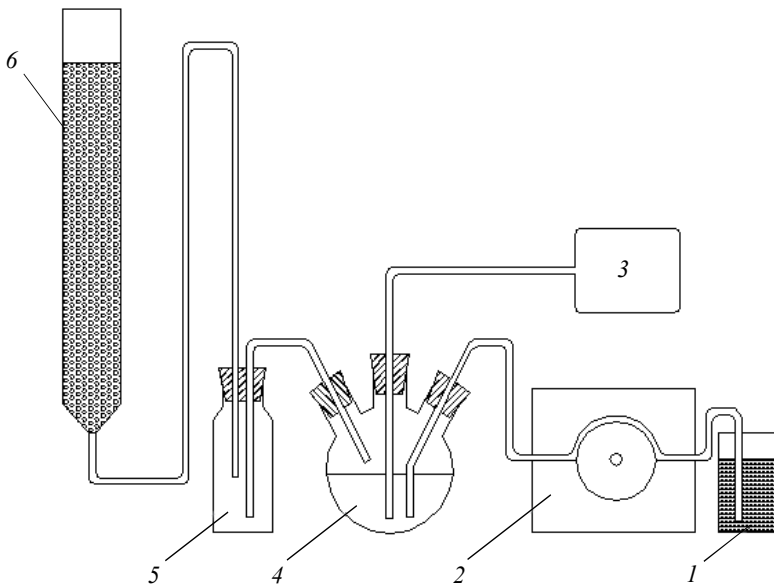


Рисунок 1. Общий вид лабораторной установки для изучения процессов вскрытия цинкового концентрата: 1 – сосуд с 30–75 %-ным раствором H_2SO_4 ; 2 – лабораторный перистальтический насос; 3 – лабораторный компрессор; 4 – реактор с внешним подогревом; 5 – предохранительная склянка; 6 – абсорберы, заполненные кольцами Рашига и 10 %-ным раствором NaOH для поглощения газа H_2S

Figure 1. General view of the laboratory installation for studying the processes of zinc concentrate opening: 1 – vessel with 30–75% H_2SO_4 solution; 2 – laboratory peristaltic pump; 3 – laboratory compressor; 4 – reactor with external heating; 5 – safety flask; 6 – absorbers filled with Raschig rings and 10% NaOH for H_2S gas absorption

Результаты. В процессе экспериментов зафиксировано, что разложение сфалерита протекает интенсивно с выделением большого количества сероводорода.

Зависимость извлечения цинка в водную фазу от температуры иллюстрируется данными рис. 2. Зависимость в интервале температуры среды от 80 до 200 °C носит экстремальный характер. Максимальное извлечение при начальной концентрации серной кислоты 65 % в интервале температур 130–160 °C составляет 93,05–95,65 %, соответственно. Обеспечивается высокое извлечение цинка, сравнимое с традиционными технологиями [1, 2], в широком интервале температур.

Согласно уравнению реакции (2), теоретический выход сероводорода в массовом соотношении к прореагировавшему цинку должен составить 0,52. Экспериментально определенный выход сероводорода и серы в зависимости от температуры представлен на рисунке 2, б.

Как следует из полученных данных, в интервале температур 80–180 °С выход сероводорода достигает 0,49–0,50 масс. доли (практически постоянная величина) составляя 94–96 % от теоретического. При повышении температуры до 180 °С и более происходят заметное выделение элементарной серы, до 0,04–0,09 масс. доли, а также уменьшение выхода сероводорода до 0,48–0,45 масс. доли (92,3–86,5 % от теоретического).

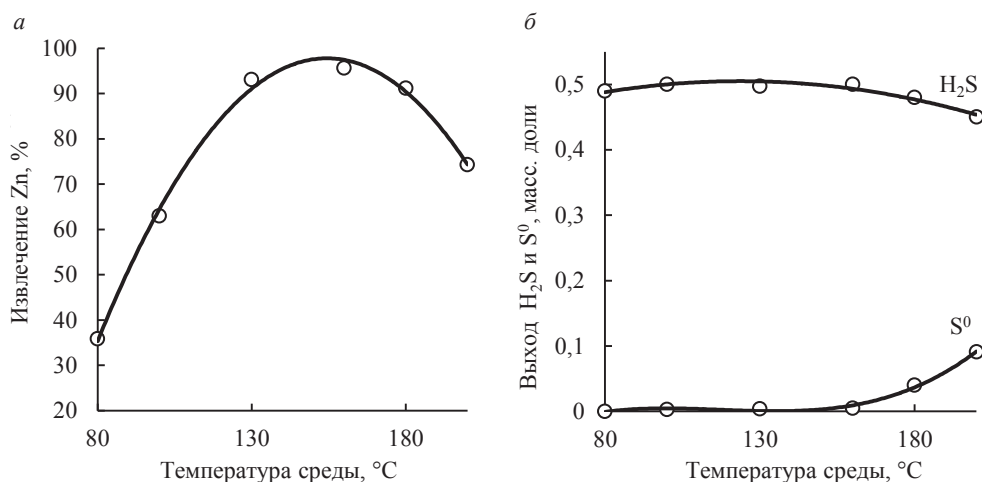


Рисунок 2. Влияние температуры при обработке 65 %-ной H₂SO₄ на извлечение цинка из концентрата – а, на выход серы и сероводорода – б
 Figure 2. Effect of the temperature of processing 65% H₂SO₄ to extract zinc from concentrate – а, for sulphur and hydrogen sulphide – б

По результатам можно сделать вывод, что процесс протекает по уравнению (2) во всем изучаемом интервале температур. Снижение извлечения с ростом температуры выше 180 °С находит следующее объяснение: по-видимому, происходит увеличение выхода серы по реакции (1). Элементарная сера, в свою очередь, образуя труднопроницаемый слой на поверхности частиц сфалерита, пассивирует поверхность, вызывая внутридиффузионное сопротивление по отношению к реагенту [5]. Закономерно, что в результате полнота извлечения снижается. При концентрации серной кислоты 65 % кипение начинается при температуре 169,2 °С [11], что также приводит к снижению движущей силы процесса. На рис. 3 представлена зависимость извлечения цинка в водную фазу от начальной концентрации серной кислоты в процессе сульфатизации серной кислотой. Полученная зависимость извлечения от концентрации серной кислоты носит экстремальный характер. Максимальное извлечение достигается в области концентрации серной кислоты 65–70 масс. %, составляя 95,65–94,92 %, соответственно (при $t = 160$ °С).

Анализ и обсуждение. При варьировании соотношения Ж : Т в экспериментах установлено, что оптимальными условиями вскрытия цинкового концентрата являются: концентрация серной кислоты 65–70 %, соотношение Ж : Т = 5 (соответствует около 3,1–3,2 м³ раствора на 1 т концентрата), рабочая температура 130–160 °С, продолжительность процесса 30 мин (фактически реакция закан-

чивается в течение получаса выдержки при достигнутой температуре). В таких условиях достигается перевод цинка в сульфатную форму на максимальном уровне – 94–95 %. Выход сероводорода в процессе составляет 0,22–0,23 т на 1 т концентрата. Дальнейшее понижение Ж : Т нецелесообразно, так как приводит к падению извлечения.

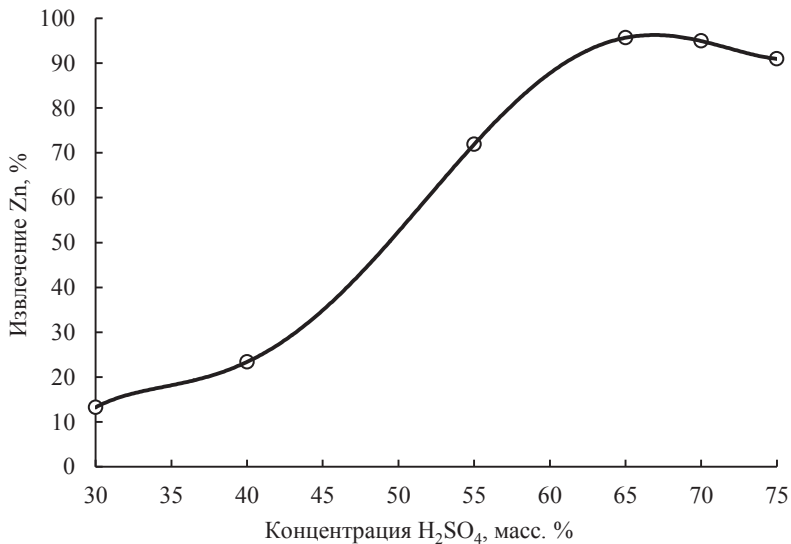


Рисунок 3. Влияние начальной концентрации H₂SO₄ на извлечение цинка из цинкового концентрата ($t = 160\text{ }^{\circ}\text{C}$)

Figure 3. Effect of the initial concentration of H₂SO₄ on zinc extraction from zinc concentrate ($t = 160\text{ }^{\circ}\text{C}$)

В процессе разложения не рекомендуется достигать температуры кипения, поскольку это приводит к флотации цинкового концентрата и ухудшению контакта с раствором кислоты. По окончании эксперимента содержание кислоты в жидкой фазе падает до 55–56 %, что соответствует стехиометрическому расходу по уравнению (1). Установлено, что практически весь вскрытый цинк переходит в форму нерастворимых в данной среде солей. Растворимость цинка в жидкой фазе пульпы незначительна – варьируется в интервале 0,6–3,9 г/л, в зависимости от температуры среды (интервал 130–180 °С, соответственно). Удельный расход кислоты, определенный по ее убыли в растворе, составляет около 0,65 т на 1 т концентрата, что примерно соответствует стехиометрии реакции (2), приведенной ранее. По окончании процесса происходит образование белой кристаллической фазы, которую можно идентифицировать как кристаллогидрат с формулой ZnSO₄ · H₂O [12].

Для проверки возможности организации непрерывного оборотного использования кислого фильтрата был реализован эксперимент по замкнутой схеме: в соответствии с установленным ранее режимом проводили разложение навески концентрата 100 г с использованием 320 см³ 70 %-ного раствора H₂SO₄, первоначально – вскрытие концентрата, далее кислую пульпу фильтровали на стальной фильтровальной воронке через синтетическую ткань под вакуумом с получением кислого оборотного фильтрата. Кек на фильтре промывали водой в соотношении около 3,8 м³ на 1 т исходного концентрата из расчета получения практически насыщенного цинкового раствора (110–120 г/л по цинку [1]).

Пульпу фильтровали, полученный фильтрат с плотностью 1,46 г/см³ (соответствует 55 %-ной H₂SO₄) доукрепляли введением израсходованного количества кислоты и доводили водой до исходного объема с получением конечного раствора 70 %-ной H₂SO₄ (соответствует плотности 1,61 г/см³). Далее цикл высокотемпературного вскрытия с оборотом фильтрата повторяли на свежей навеске. Необходимое количество концентрированной 92,5-ной % кислоты для доукрепления составляло 35–40 см³ на 1 цикл (навеска концентрата 100 г). Итого выполнено 10 циклов последовательного приближения до достижения стационарного режима. По окончании 10 цикла кек на фильтре промывали горячей водой в соотношении 3,8 м³ на 1 т навески концентрата.

Таблица 1. Состав полученных кислых растворов (укрупненный замкнутый опыт)
Table 1. Composition of the obtained acidic solutions (high-level closed experiment)

Продукт	Zn, г/л	Fe, г/л	Cu, мг/л	Pb, мг/л	Ag, мг/л	Au, мг/л	As, мг/л	H ₂ SO ₄ , масс. %
Оборотный фильтрат	6,41	0,46	0,22	0,60	<0,01	<0,01	<0,05	55
Раствор цинкового купороса	114,00	1,48	9,55	2,50	<0,01	<0,01	<0,05	11

Промытый нерастворимый остаток сушили и взвешивали, его выход составил 35,7 % от исходного концентрата. Нерастворимый обесцинкованный остаток с содержанием цинка 7,0 %, меди 6,5 % и серы 60 % можно направить на медную плавку.

Концентрации золота, серебра и мышьяка в растворах находятся ниже области чувствительности методов анализа. Составы полученных жидких продуктов и шлама приведены в табл. 1 и 2. Поступление кислоты в раствор купороса обусловлено ее присутствием в маточном растворе в осадке кристаллогидрата. Вскрытия медных минералов и минералов мышьяка практически не происходит (следовые количества в растворах). Степень вскрытия пиритного железа также незначительна. Извлечение цинка в купорос составило 94,6 %.

Таблица 2. Состав полученного шлама по данным химического анализа (укрупненный замкнутый опыт)

Table 2. Composition of the obtained sludge according to chemical analysis data (high-level closed experiment)

Продукт	Zn, %	S, %	Fe, %	Cu, %	Pb, %	Ag, г/т	Au, г/т	As, %
Шлам (нерастворимый остаток)	7,0	60,0	20,5	6,5	0,26	205	2,40	0,07

Схема замкнутого опыта с материальным балансом потоков приведена на рис. 4, который представляет собой графическое изображение рекомендуемой схемы для вскрытия сфалерита в разных продуктах (буквой β обозначены концентрации ценных компонентов – меди и цинка).

Выводы. На основании изученного на примере цинкового концентрата, выпускаемого АО «Святогор», предложена схема гидрометаллургической переработки сульфидного цинкового сырья, основанная на сернокислотном выщелачивании с выделением сероводорода, кристаллизации гидрата сульфата цинка при повышенной температуре в пульпе, фильтрации и растворении отмытых от кислоты кристаллов моногидрата сульфата цинка. Выделяющийся сероводо-

род целесообразно направлять на осаждение цветных металлов из сточных вод, а также можно использовать для получения гидросульфида NaHS стандартными методами [13]. Полученный раствор сульфата цинка может перерабатываться на цинковый купорос, также из него электролизом может быть получен металлический цинк [14, 15].

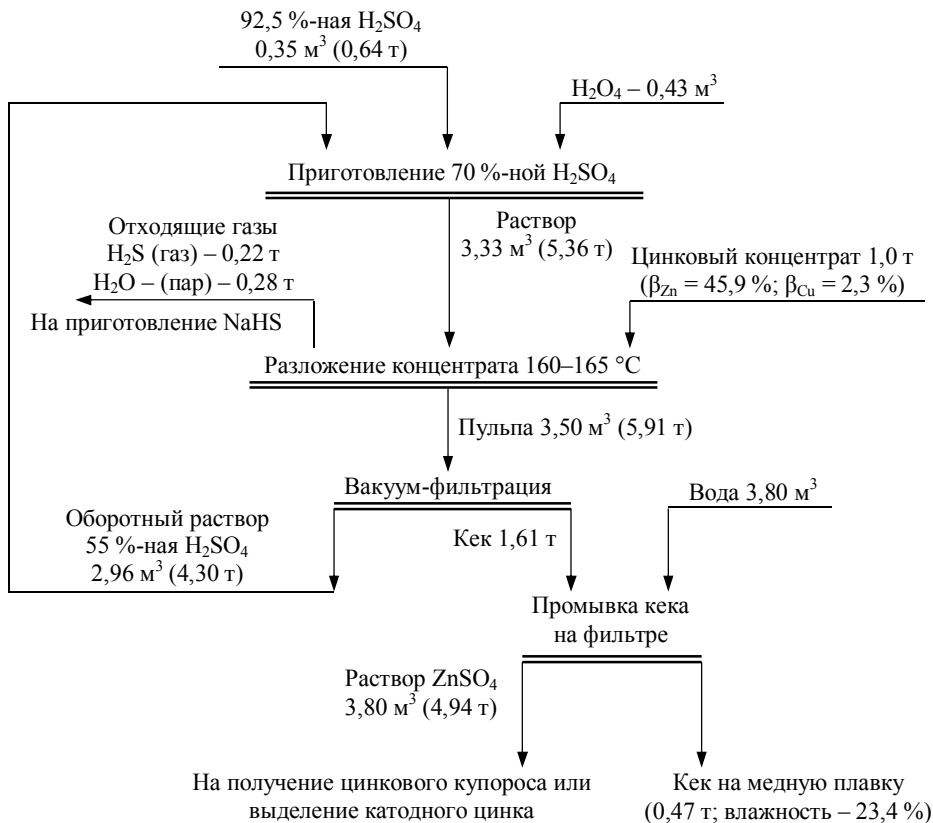


Рисунок 4. Технологическая схема вскрытия цинкового концентрата АО «Святогор» с материальным балансом в расчете на 1 т концентрата

Figure 4. Process flow diagram of zinc concentrate opening at AO Svyatogor with material balance per 1 ton of concentrate

Экспериментально показано, что полученный по схеме раствор сульфата цинка после корректировки избыточной серной кислоты (может осуществляться цинковой пылью или вельц-окисью) удовлетворяет требованиям ТУ 2141-003-41848759-2008 «Цинк сернокислый (водный раствор)» (марка А/Б) на раствор цинкового купороса АО «Медногорский медно-серный комбинат» («ММСК», г. Медногорск) и может являться товарной продукцией или основой для приготовления электролита для электроэкстракции цинка. Полученные цинковый купорос и гидросульфид натрия могут с успехом применяться в технологиях обогащения колчеданных руд [16].

Разработанную схему можно применять для обесцинкования широкого спектра медных концентратов с высоким содержанием цинка, повышая таким образом их качество. Ее использование применительно к цинковым концентратам позволит избежать потерь меди с клинкером.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Кляйн С. Э. Извлечение цинка из рудного сырья. Екатеринбург: УГТУ-УПИ, 2009. 491 с.
2. Свенс К., Керстиенс Б., Рункель М. Современная технология переработки цинковых концентратов // Цветные металлы. 2005. № 5-6. С. 83–91.
3. Kurniawati R., Dahani W., Subandrio S., Herdyanti M. K., Purba I. The effect of H₂SO₄ concentration and time on the sphalerite leaching process // AIP Conference Proceedings. 2024. Vol. 3071. Art. 020001. DOI: 10.1063/5.0207659
4. Song S., Sun W., Wang L., Liu R., Han H., Hu Y. Recovery of cobalt and zinc from the leaching solution of zinc smelting slag // Journal of Environmental Chemical Engineering. 2018. Vol. 7. Art. 102777. DOI: 10.1016/j.jece.2018.11.022
5. Karimi S., Rashchi F., Ghahreman A. The evaluation of sphalerite surface formed during oxidative leaching in acidic ferric sulfate media // Journal of Sustainable Metallurgy. 2021. Vol. 7(3). P. 1304–1313. DOI: 10.1007/s40831-021-00418-3
6. Mu W. Z., Zhang T. A., Liu Y., Gu Y., Dou Zhihe, Lu G. Z., Bao L., Zhang W. G. E-pH diagram of ZnS-H₂O system during high pressure leaching of zinc sulfide // Transactions of Nonferrous Metals Society of China. 2010. Vol. 20. P. 2012–2019.
7. HSC Chemistry Software Ver. 8.0. URL: <https://www.outotec.com>. (дата обращения: 24.06.24)
8. Агеев Н. Г., Набойченко С. С. Металлургические расчеты с использованием пакета прикладных программ HSC Chemistry. Екатеринбург: Издательство Уральского университета, 2016. 124 с.
9. Бусев А. И. Аналитическая химия серы. М.: Наука, 1975. 271 с.
10. Лурье Ю. Ю. Аналитическая химия промышленных сточных вод. М.: Химия, 1984. 448 с.
11. Амелин А. Г., Яшке Е. В. Производство серной кислоты. М.: Высшая школа, 1980. 245 с.
12. Химическая технология неорганических веществ: в 2 кн., кн. 1. / под ред. Т. Г. Ахметова. М.: Высшая школа, 2002. 688 с.
13. Позин М. Е. Технология минеральных солей. Ч. I., изд. 4-е. Л.: Химия, 1974. 792 с.
14. Rudnic E. Investigation on industrial waste materials for hydrometallurgical recovery of zinc // Minerals Engineering. 2019. Vol. 139. Art. 105871. DOI: 10.1016/j.mineng.2019.105871
15. Kaya M., Hussaini S., Kursunoglu S. Critical review on secondary zinc resources and their recycling technologies // Hydrometallurgy. 2020. Vol. 195. Art. 105362.
16. Мамонов С. В., Волкова С. В., Чинова Н. Б., Хисамова А. С., Горайчук П. К. Совершенствование технологии обогащения медно-цинковой руды колчеданного месторождения Уральского типа // Известия вузов. Горный журнал. 2023. № 3. С. 86–96.

Поступила в редакцию 25 июня 2024 года

Сведения об авторах:

Верхорубова Алла Владимировна – заведующая лабораторией АО «Уралмеханобр». E-mail: analitic@umbr.ru; <https://orcid.org/0009-0005-2849-4481>

Клюшников Антон Михайлович – кандидат технических наук, ведущий научный сотрудник АО «Уралмеханобр»; магистрант кафедры прикладной математики Уральского федерального университета им. первого Президента России Б. Н. Ельцина. E-mail: klyushnikov_am@umbr.ru; <https://orcid.org/0009-0001-5815-6513>

DOI: 10.21440/0536-1028-2024-5-27-35

Investigation of the high temperature leaching of a zinc sulphide concentrate in sulphuric acid solutions

Alla V. Verkhorubova¹, Anton M. Kliushnikov¹

¹AO Uralmexhanobr, Ekaterinburg, Russia.

Abstract

Research objective is to study the process of high-temperature sulphuric acid leaching of zinc from zinc concentrate (by the example of products from AO Svyatogor), which occurs in an excess of sulphuric acid at elevated temperatures.

Research procedure. For research, a laboratory leaching installation was made, which allows to determine the amount of hydrogen sulphide, elemental sulphur and dissolved zinc sulphate released in the reaction. A series of experiments was carried out to study the influence of temperature (80–200 °C) and concentration of sulphuric acid (30–75 wt%).

Research result. The nature of the ongoing processes has been established, and the conditions for maximum extraction of zinc from the sphalerite phase have been found. Under optimal leaching conditions, 94.6% of zinc converts into the zinc sulphate monohydrate phase, which has limited

solubility in this working environment. After that, it is recommended to dewater the crystals of zinc sulphate $ZnSO_4 \cdot H_2O$ together with the unreacted residue and wash the cake with fresh water to dissolve the zinc sulphate into solution. After further separation of the solution phases and the unreacted solid phase, a saturated solution of zinc sulphate can be obtained, suitable for the production of zinc cathode or zinc sulphate. The yield of insoluble residue is 35.7%. There is practically no extraction of copper into the solution, due to which it is concentrated in the solid phase to 6.5%. Gold and silver are concentrated in the cake with grades increasing from 0.86 to 2.40 and from 71 to 205 g/t, respectively. The resulting cake can be utilized in copper smelting.

Conclusion. Based on what has been studied, a flowsheet was proposed for processing zinc sulphide raw materials, which also allows to obtain a solution of sodium hydrosulphide.

Keywords: sphalerite; sulphuric acid; hydrogen sulphide; zinc sulphate; leaching.

REFERENCES

1. Kliain S. E. *Zinc extraction from crude ore*. Ekaterinburg: USTU-UPI Publishing; 2009. (In Russ.)
2. Svens K., Kerstiens B., Runkel M. Modern technology of zinc concentrates processing. *Tsvetnye metally = Non-Ferrous Metals Journal*. 2005; 5-6: 83–91. (In Russ.)
3. Kurniawati R., Dahani W., Subandrio S., Herdyanti M. K., Purba I. The effect of H_2SO_4 concentration and time on the sphalerite leaching process. In: *AIP Conference Proceedings*. 2024; 3071: 020001. Available from: doi: 10.1063/5.0207659
4. Song S., Sun W., Wang L., Liu R., Han H., Hu Y. Recovery of cobalt and zinc from the leaching solution of zinc smelting slag. *Journal of Environmental Chemical Engineering*. 2018; 7: 102777. Available from: doi: 10.1016/j.jece.2018.11.022
5. Karimi S., Rashchi F., Ghahreman A. The evaluation of sphalerite surface formed during oxidative leaching in acidic ferric sulphate media. *Journal of Sustainable Metallurgy*. 2021; 7(3): 1304–1313. Available from: doi: 10.1007/s40831-021-00418-3
6. Mu W. Z., Zhang T. A., Liu Y., Gu Y., Dou Zhihe, Lu G. Z., Bao L., Zhang W. G. E-pH diagram of $ZnS-H_2O$ system during high pressure leaching of zinc sulphide. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*. 2010; 20: 2012–2019.
7. HSC Chemistry Software Ver. 8.0. Available from: <https://www.outotec.com> [Accessed 24 June 24]
8. Ageev N. G., Naboichenko S. S. *Metallurgical calculations using the HSC Chemistry software package*. Ekaterinburg: Izdatelstvo Uralskogo universiteta Publishing; 2016. (In Russ.)
9. Busev A. I. *Analytical chemistry of sulphur*. Moscow: Nauka Publishing; 1975. (In Russ.)
10. Lurie Iu. Iu. *Analytical chemistry of industrial sewage water*. Moscow: Khimiia Publishing; 1984. (In Russ.)
11. Amelin A. G., Iashke E. V. *Sulphuric acid production*. Moscow: Vysshiaia shkola Publishing; 1980. (In Russ.)
12. Akhmetov T. G. (ed.) *Chemical technology of inorganic matter: in 2 books*. Book 1. Moscow: Vysshiaia shkola Publishing; 2002. (In Russ.)
13. Pozin M. E. *Technology of mineral salts*. Part 1. 4th edition. Leningrad: Khimiia Publishing; 1974. (In Russ.)
14. Rudnic E. Investigation on industrial waste materials for hydrometallurgical recovery of zinc. *Minerals Engineering*. 2019; 139: 105871. Available from: doi: 10.1016/j.mineng.2019.105871
15. Kaya M., Hussaini S., Kursunoglu S. Critical review on secondary zinc resources and their recycling technologies. *Hydrometallurgy*. 2020; 195: 105362.
16. Mamonov S. V., Volkova S. V., Chinova N. B., Khisamova A. S., Goraichuk P. K. Improving the technology of copper-zinc ore beneficiation of a uralian-type pyrite deposit. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2023; 3: 86–96. (In Russ.)

Received 25 June 2024

Information about the authors:

Alla V. Verkhorubova – Head of the laboratory, AO Uralmekhanobr. E-mail: analitic@umbr.ru; <https://orcid.org/0009-0005-2849-4481>

Anton M. Kliushnikov – PhD (Engineering), leading researcher, AO Uralmekhanobr; graduate student of the Department of Applied Mathematics, Ural Federal University. E-mail: klyushnikov_am@umbr.ru; <https://orcid.org/0009-0001-5815-6513>

Для цитирования: Верхорубова А. В., Ключников А. М. Исследование процесса высокотемпературного выщелачивания цинкового сульфидного концентрата растворами серной кислоты // Известия вузов. Горный журнал. 2024. № 5. С. 27–35. DOI: 10.21440/0536-1028-2024-5-27-35

For citation: Verkhorubova A. V., Kliushnikov A. M. Investigation of the high temperature leaching of a zinc sulphide concentrate in sulphuric acid solutions. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2024; 5: 27–35 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2024-5-27-35