

ТОРАЙҒЫРОВ УНИВЕРСИТЕТІНІҢ
ҒЫЛЫМИ ЖУРНАЛЫ

НАУЧНЫЙ ЖУРНАЛ
ТОРАЙҒЫРОВ УНИВЕРСИТЕТА

**ҚАЗАҚСТАН ҒЫЛЫМЫ
МЕН ТЕХНИКАСЫ**

2001 ЖЫЛДАН БАСТАП ШЫҒАДЫ



**НАУКА И ТЕХНИКА
КАЗАХСТАНА**

ИЗДАЕТСЯ С 2001 ГОДА

ISSN 2788-8770

№ 2 (2025)

ПАВЛОДАР

**НАУЧНЫЙ ЖУРНАЛ
ТОРАЙГЫРОВ УНИВЕРСИТЕТ**
выходит 1 раз в квартал

СВИДЕТЕЛЬСТВО

о постановке на переучет периодического печатного издания,
информационного агентства и сетевого издания
№ KZ51VPY00036165

выдано

Министерством информации и общественного развития
Республики Казахстан

Тематическая направленность

Публикация научных исследований по широкому спектру проблем
в области металлургии, машиностроения, транспорта, строительства,
химической и нефтегазовой инженерии, производства продуктов питания

Подписной индекс – 76129

<https://doi.org/10.48081/VJZF6109>

Импакт-фактор РИНЦ – 0,216

Импакт-фактор КазБЦ – 0,406

Касенов Асылбек Жумабекович – к.т.н., профессор (главный редактор);
Сулейменов Ансаган Дюсембаевич – PhD (ответственный секретарь);
Шокубаева Зауреш Жанатовна – технический редактор.

Члены редакционной коллегии:

Богомолов Алексей Витальевич – к.т.н., ассоц. профессор (Павлодар, Казахстан);
Калиакпаров Алтай Гиндуллинович – д.т.н., профессор (Нур-Султан, Казахстан);
Шеров Карибек Тагаевич – д.т.н., профессор (Караганда, Казахстан);
Кажипбаева Галия Тулеуевна – к.т.н., профессор (Павлодар, Казахстан);
Жунусов Аблай Каиртасович – к.т.н., асс. профессор (доцент) (Павлодар, Казахстан);
Зарубежные члены редакционной коллегии:
Baigang Sun – PhD, профессор (Пекин, Китай);
Gabriele Comodi – PhD, профессор (Анкона, Италия);
Jianhui Zhao – профессор (Харбин, Китай);
Khamid Mahkamov – д.т.н., профессор (Ньюкасл, Великобритания);
Magin Lapuerta – д.т.н., профессор (СьюДад Реал, Испания);
Mareks Mezitis – д.т.н., профессор (Рига, Латвия);
Petr Bouchner – PhD, профессор (Прага, Чехия);
Барзов Александр Александрович – д.т.н., профессор (Москва, Россия);
Витвицкий Евгений Евгеньевич – д.т.н., профессор (Омск, Россия);
Иванчина Эмилия Дмитриевна – д.т.н., профессор (Томск, Россия);
Лазарев Владислав Евгеньевич – д.т.н., профессор (Челябинск, Россия);
Мягков, Леонид Львович – д.т.н., профессор (Москва, Россия);
Янюшкин Александр Сергеевич – д.т.н., профессор (Чебоксары, Россия);
Ребезов Максим Борисович – д.с/х.н., профессор (Москва, Россия);
Чайкин Владимир Андреевич – д.т.н., доцент (Сафоново, Россия);

За достоверность материалов и рекламы ответственность несут авторы и рекламодатели
Редакция оставляет за собой право на отклонение материалов
При использовании материалов журнала ссылка на журнал «Наука и техника Казахстана» обязательна

© Торайгыров университет

Р. В. Сапинов¹, *М. Е. Утегенова², М. А. Саденова³, П. С. Варбанов⁴

¹Торайгыров университет, Республика Казахстан, г. Павлодар;

^{2,3}ВКТУ имени Д. Серикбаева, Республика Казахстан, г. Усть-Каменогорск;

⁴Széchenyi István University, Венгрия, г. Дьёр

¹ORCID: <https://orcid.org/0000-0001-9334-5806>

²ORCID: <https://orcid.org/0000-0003-0206-4799>

³ORCID: <https://orcid.org/0000-0002-2870-6668>

⁴ORCID: <https://orcid.org/0000-0001-5261-1645>

*e-mail: MUtegenova@ektu.kz

ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКАЯ ПЕРЕРАБОТКА ШЛАКОВ СВИНЦОВОГО ПРОИЗВОДСТВА

Техногенное сырьё имеет значительную экономическую ценность и представляет собой один из ключевых резервов для увеличения ресурсов без необходимости крупных капиталовложений в разработку новых месторождений. В Казахстане металлургические шлаки остаются малоизученными, поэтому необходимо провести исследования металлургических шлаков для оценки их свойств и потенциала переработки, что может способствовать более эффективному использованию ресурсов и решению актуальных задач, стоящих перед промышленностью страны в контексте перехода к круговой экономике и устойчивому развитию. В работе изучены химический и минералогический состав, морфология и структура свинцового шлака ТОО «Казцинк». Показано что шлак содержит ценные компоненты Pb, Cu и Zn в виде оксидов в количествах представляющем коммерческий интерес для их извлечения. Представлены результаты технологии переработки шлака свинцового производства, выявлены эффективные реагенты и изучено влияние температуры на выщелачивание свинца, цинка и меди с использованием соляной кислоты. В продуктивный раствор были переведены Zn-89,2%; Pb-31,8%; Cu-76,8%, а также Mg и Fe в количестве 81% и 83,4% соответственно. Кажущаяся энергия активации для Pb, Cu и Zn составила 62 кДж/моль, 103,4 кДж/моль. и 91,07 кДж/моль соответственно.

Ключевые слова: металлургия, свинцовый шлак, выщелачивание, химический состав, кинетика.

Введение

Проблемы переработки техногенных отходов остро стоят в странах с развитой металлургической промышленностью, в том числе и в Казахстане. Техногенные отходы, такие как шлаки цветной металлургии могут представлять угрозу для окружающей среды поскольку содержат тяжелые металлы как Pb, Cu, Zn и другие [1]. Однако при правильном подходе техногенные отходы можно рассматривать как сырьё из которого можно получать ценные металлы одновременно снижая их

токсичность [2]. Ранее проведенные исследования показывают что содержание ценных компонентов в шлаках цветной металлургии может превышать их содержание в минеральном сырье, что делает их ценным сырьем для переработки [3]; [4]. Существуют различные методы переработки металлургических шлаков. Это могут быть пирометаллургические [5], гидromеталлургические и совмещенные методы [6]. Современные взгляды на металлургические процессы отмечают положительные стороны гидromеталлургической переработки в плане оптимизации расходов энергии и экологичности [7]; 8]. При выщелачивании оксидов металлов используются различные реагенты [9]. При этом соляная кислота имеет некоторые преимущества при переработке сырья с большим содержанием оксида кремния, поскольку не вступает с ней в реакцию подобно серной кислоте, и при этом может достаточно полно извлекать ценные металлы, такие как медь, свинец и цинк [10].

Цель эксперимента изучить состав шлака свинцового производства. Оценить возможность извлечения Cu, Pb, Zn из шлака свинцового производства водным раствором соляной кислоты, с целью получения ценных металлов и снижения токсичности. Оценить термодинамические параметры и кажущуюся энергию активации процесса. Кек оставшийся после извлечения металлов планируется отправить на производство новых композитных материалов.

Материалы и методы

Все эксперименты проводились в лаборатории факультета ВКТУ им. Д. Серикбаева (<https://www.ektu.kz>). Объектом исследования является шлак свинцового производства ТОО «Казцинк» в количестве 20 кг, из которых методом квартования была отобрана проба (1 кг). Для измельчения шлака до класса -100 мкм (97 %) использовалась шаровая мельница на базе стенда вибрационного универсального СВУ-2 производства ТОО «Вибромаш». Измельчение проводилось в течении 30 мин. Масс-спектрометр ICP-MS 7500cx фирмы «Agilent technologies» (США) и рентгеновский дифрактометр X'Pert PRO производства компании «PANalitical» использовались изучения химического и фазового состава сырья. Микроскоп ВХ-51 (Olympus, Япония) использован для изучения морфологии образцов. Для изучения сырья также использован растровый электронный микроскоп JSM-6390LV производства компании «JEOL Ltd.» (Япония). Для выщелачивания была использована лабораторная реакторная система LR – 2.ST, производство фирмы ИКА, (Германия). Термодинамические расчеты проводились с помощью программ HSC 9. Выщелачивание проводилось с помощью раствора HCl (Ж/Т=10/1; 6М; 1000 мл раствора / 100г шлака (размер > 100 мкм)) при перемешивании (290 об/мин) при варьировании температуры раствора от $t = 55\text{ }^{\circ}\text{C}$, $60\text{ }^{\circ}\text{C}$, $65\text{ }^{\circ}\text{C}$ и $70\text{ }^{\circ}\text{C}$. Продолжительность эксперимента 300 мин. Каждые 60 минут отбирались пробы для изучения кинетики процесса. Для поддержания рН процесса использовали $\text{H}_2\text{O}_2 = 15\text{ мл} / 100\text{ мл}$ раствора. Все опыты повторяли 2 раза. При разнице значений результатов более 1 % эксперимент повторяли. Все реагенты аналитической чистоты. Величину энергии активации выщелачивания измеряли с применением методов на основе интерпретации уравнения Аррениуса.

Результаты и обсуждение

Для оценки возможности селективного извлечения свинца и других металлов с помощью программ HSC 9 был проведен термодинамический анализ взаимодействия компонентов при выщелачивании шлака свинцового производства в водном растворе соляной кислоты.

Анализ полученных данных рентгенофазового исследования (Рисунок 1), показывает, что проба шлака представлена аморфной фазой состава, близкого к кристаллическим фазам природного происхождения, таких как фаялит, муллит, волластонит и оксид железа. Химический состав шлака содержит значительное количество оксидов металлов, таких как железо, медь, кремний и другие, что свидетельствует о сложной структуре шлаков (Таблица 1).

Таблица 1 – Химический анализ состава свинцового шлака (масс. %)

MeO,%	FeO	CuO	PbO	ZnO	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	S	As
	43,30	0,54	0,11	2,74	11,90	29,80	5,85	3,25	0,25	0,10

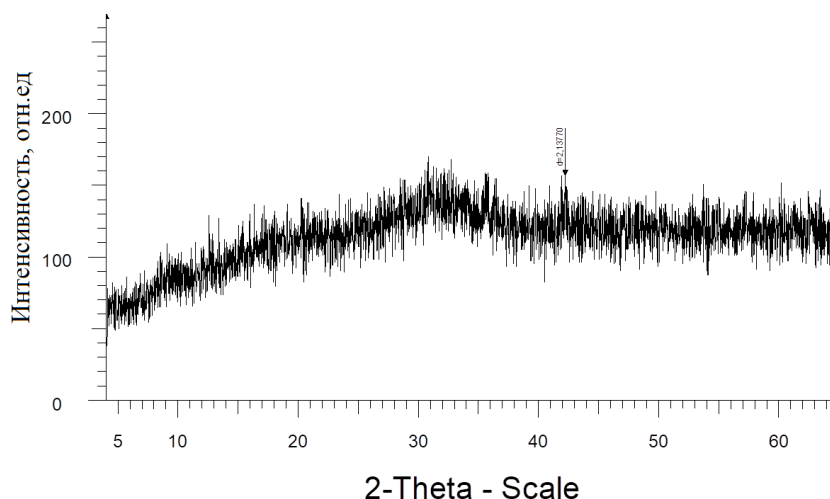


Рисунок 1 – Спектр РФА свинцового шлака

При изучении пробы шлака в отраженном свете, представленном на рисунке 2, выявлено, что пробы шлака состоят из аморфной матрицы. При этом видим металлические вкрапления в самих частицах (внедрены в шлак), внешне сходных с природными медными сульфидными минералами арсенопирита.

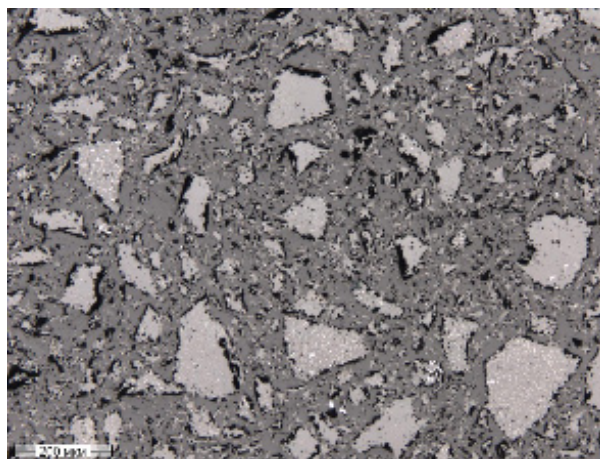


Рисунок 2 – Оптический снимок свинцового шлака, полученный при увеличении x100

На следующем этапе исследована морфология поверхности свинцового шлака с помощью растрового электронного микроскопа (Рисунок 3). Методом элементного анализа и элементного картирования получены поверхностные значения исследуемого образца. Из анализа снимка видно, что образец внешне черный и аморфный, кристаллические образования не отмечается.

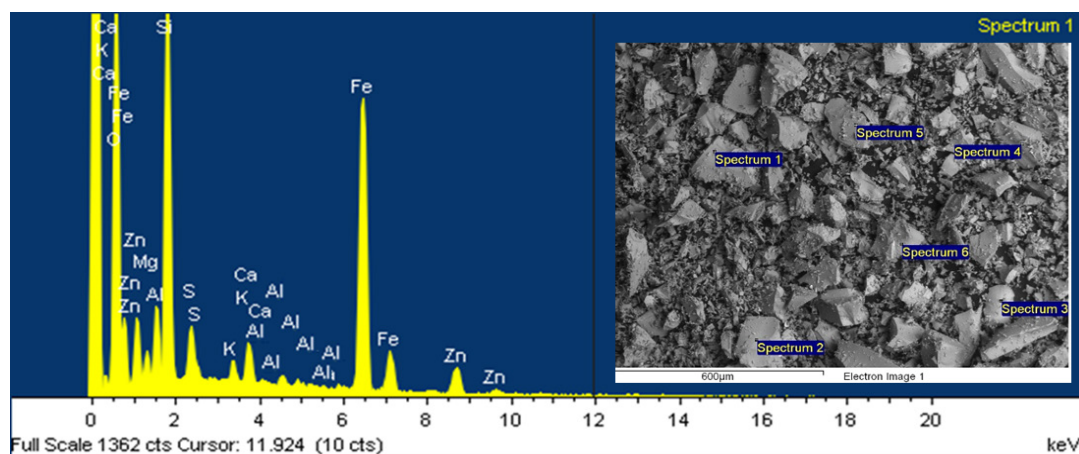


Рисунок 3 – Снимок, полученный с помощью растрового электронного микроскопа и микроанализ свинцового шлака при увеличении x500

Известно из обзора литературы и установлено экспериментально, что тяжелые металлы медь, цинк и свинец находятся в виде оксидов, которые свободно вступают в реакцию с водным раствором соляной кислоты. Часть химических элементов и соединений (SiO_2 , Al_2O_3 , S, As) останется в кеке, поскольку их реакции взаимодействия с водным раствором соляной кислоты маловероятны (Таблица 2).

Таблица 2 – Стандартные значения ΔG° для реакций оксидов с HCl

Вещество	Реакция	ΔG°_{298} , кДж/моль	Примечания
FeO	$\text{FeO} + 2\text{HCl} \rightarrow \text{FeCl}_2 + \text{H}_2\text{O}$	-103.651	Термодинамически благоприятна
CuO	$\text{CuO} + 2\text{HCl} \rightarrow \text{CuCl}_2 + \text{H}_2\text{O}$	-93.15	Термодинамически благоприятна
PbO	$\text{PbO} + 2\text{HCl} \rightarrow \text{PbCl}_2 + \text{H}_2\text{O}$	-172.969	Термодинамически благоприятна
ZnO	$\text{ZnO} + 2\text{HCl} \rightarrow \text{ZnCl}_2 + \text{H}_2\text{O}$	-97,436	Термодинамически благоприятна
CaO	$\text{CaO} + 2\text{HCl} \rightarrow \text{CaCl}_2 + \text{H}_2\text{O}$	-192.2	Термодинамически благоприятна
SiO ₂	$\text{SiO}_2 + 4\text{HCl} \rightarrow \text{SiCl}_4 + 2\text{H}_2\text{O}$	-	Реакция маловероятна
Al ₂ O ₃	$\text{Al}_2\text{O}_3 + 6\text{HCl} \rightarrow 2\text{AlCl}_3 + 3\text{H}_2\text{O}$	-	Реакция маловероятна
MgO	$\text{MgO} + 2\text{HCl} \rightarrow \text{MgCl}_2 + \text{H}_2\text{O}$	-72,968	Термодинамически благоприятна
S	$\text{S} + 2\text{HCl} \rightarrow \text{SCL}_2 + \text{H}_2$	+165.148	Реакция маловероятна
As	$\text{As} + 3\text{HCl} \rightarrow \text{AsCl}_3 + \text{H}_2$	-	Реакция маловероятна

Затем выполнена оценка окислительно - восстановительного потенциалов (Eh) ионов разделяемых металлов с целью прогнозирования их последующего поведения при выщелачивании. На рисунке 4 изображены диаграммы Eh-pH, отражающие области существования различных форм металлов в водном растворе из числа присутствующих в шлаке.

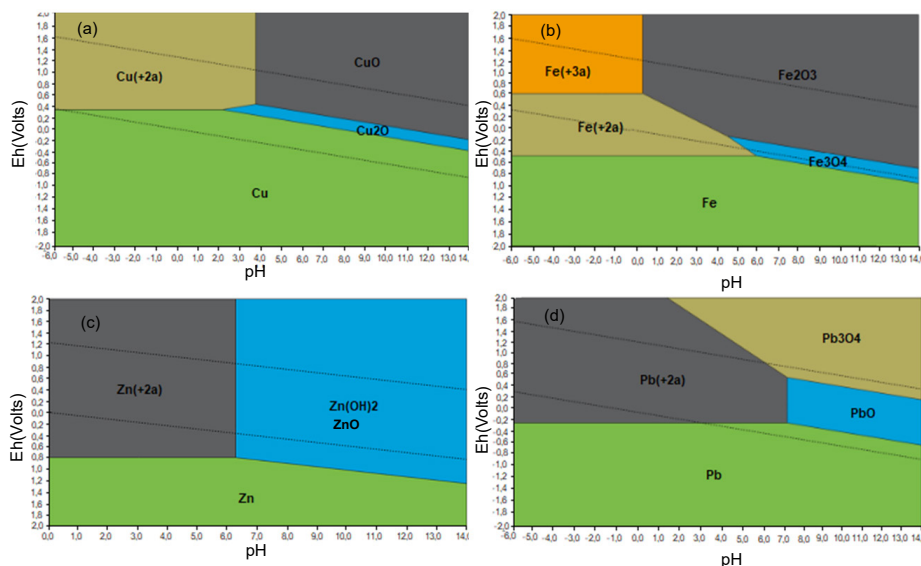


Рисунок 4 – Диаграммы Eh-pH, отображающие области существования в водном растворе различных форм металлов Cu (a), Fe (b), Zn (c), Pb (d)

Варьирование концентрации (молярность) металлов в модельных растворах осуществляли в пределах близких реальным (вероятным) концентрациям элементов (таблица 1). Из диаграммы Eh-pH, для свинца (Pb) видно, что при низком pH (кислая среда) стабильной формой становится Pb^{2+} , в то время как PbO устойчив при более высоком pH. При добавлении HCl (даже слабого раствора) pH среды снижается, PbO переходит в раствор в виде Pb^{2+} (1). Далее Pb^{2+} затем реагирует с Cl^- и образует $PbCl_2$ (мало растворим, частично осаждается). Таким образом, при $pH < 7$ PbO нестабилен и растворяется, что соответствует применению слабого раствора HCl.



Из диаграммы Eh-pH, для меди (Cu) видно, что CuO устойчив в нейтральной и слабокислой среде, но при $pH < 4$ он начинает растворяться с образованием Cu^{2+} (2). При добавлении концентрированной HCl ($pH \sim 0-1$) и нагревании ускоряется переход. Cu^{2+} стабилизируется в растворе как $CuCl_2$. Соединение CuO растворяется только в достаточно кислых условиях - это видно на диаграмме Пурбе. Поэтому используется более концентрированный раствор HCl и нагрев.



Из диаграммы Eh-pH, для цинка (Zn) видно, что ZnO переходит в Zn^{2+} при $pH < 6$ ZnO (3). Кроме того, ZnO — амфотерный оксид. В кислоте он ведёт себя как основание. Для эффективного растворения необходима высокая концентрация H^+ , то есть высокое содержание HCl и нагрев.



Предположено, что для растворения PbO необходимо использовать слабый раствор HCl (1-2M) при комнатной температуре. Для растворения CuO необходимо использовать раствор HCl (3-6M), подогретый до 50–60 °C. Для растворения ZnO необходимо использовать раствор HCl (3-6M), подогретый до 60–80 °C. Во всех случаях для смещения pH в кислую сторону используется перекись водорода (H_2O_2). Для проверки данной гипотезы были проведены предварительные исследования с подбором оптимальных условий выщелачивания Pb, Cu и Zn. Для этого были проведены эксперименты с варьированием концентрации HCl в интервале от 2 до 6M, и температуры в диапазоне от 21 °C до 80 °C. Установлено, что оптимальными являются параметры процесса, где концентрация HCl = 6M при температуре процесса 70 °C. Концентрация $H_2O_2 = 15$ мл /100 мл раствора. Это коррелируется с данными ранее полученных авторами исследований [6]. Далее были проведены эксперимента по гидрометаллургическому извлечению Pb, Cu и Zn из образцов шлака свинцового производства с определением кажущейся энергии активации процессов выщелачивания. Получено, что последовательность

извлекаемых металлов целесообразно проводить в зависимости от их количества и физико – химических свойств. Растворение Pb, Cu и Zn проводилось с помощью 6М раствора HCl (Ж/Т=10/1; 1000 мл раствора / 100г шлака (размер > 100 мкм)) при перемешивании (290 об/мин) при варьировании температуры раствора в диапазоне $t = 55\text{ }^{\circ}\text{C}$, $60\text{ }^{\circ}\text{C}$, $65\text{ }^{\circ}\text{C}$ и $70\text{ }^{\circ}\text{C}$. Продолжительность эксперимента 300 мин. Полученные результаты представлены на рисунке 5.

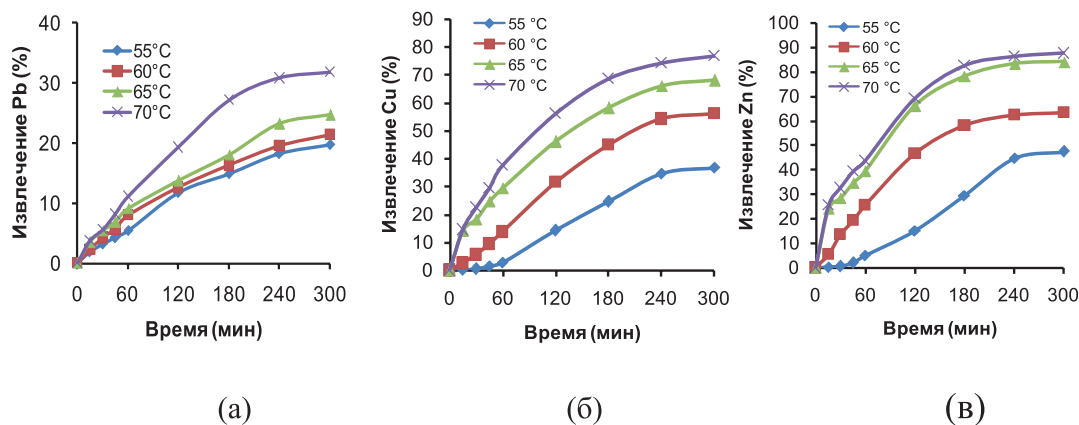


Рисунок 5 – Степень извлечения Pb (а), Cu (б) и Zn (в) в зависимости от температуры

Показано, что степень выщелачивание Pb (Рисунок 5а) из шлака свинцового производства при температуре $55\text{ }^{\circ}\text{C}$ составляет $19,7\%$ и растет по мере увеличения температуры до $21,4\%$ при $60\text{ }^{\circ}\text{C}$, затем до $24,7\%$ при $65\text{ }^{\circ}\text{C}$ с достижением максимума $31,8\%$ с выходом на плато при температуре $70\text{ }^{\circ}\text{C}$. Данные по извлечению меди, в зависимости от температуры приведены на рисунке 5б. Степень выщелачивание Cu из шлака свинцового производства при температуре $55\text{ }^{\circ}\text{C}$ составляет $36,7\%$ и возрастает по мере увеличения температуры до $63,5\%$ при $60\text{ }^{\circ}\text{C}$, затем до $84,1\%$ при $65\text{ }^{\circ}\text{C}$ с достижением максимума $89,2\%$ и выходом на плато при $70\text{ }^{\circ}\text{C}$. Данные по извлечению цинка, в зависимости от температуры приведены на рисунке 5в. Степень выщелачивание Zn из шлака свинцового производства (рисунок 5в) при температуре $55\text{ }^{\circ}\text{C}$ составляет $47,4\%$ и возрастает по мере увеличения температуры до $63,4\%$ при $60\text{ }^{\circ}\text{C}$, затем до $84,1\%$ при $65\text{ }^{\circ}\text{C}$ с достижением максимума $89,2\%$ и выходом на плато при $70\text{ }^{\circ}\text{C}$. На следующем этапе были проведен расчет энергии активации процесса по формуле Аррениуса. Для этого полученные эмпирические графики оптимизировали методом наименьших квадратов. Затем методом регрессии были построены графики зависимости $\ln \tau$ от $1/T$.

Коэффициенты наклона прямых $\lg \tau = f(1/T)$ связаны со значением кажущейся энергии активации соотношением $d(\lg \tau)/d(1/T) = E/(2,3R)$ (Рисунок 6).

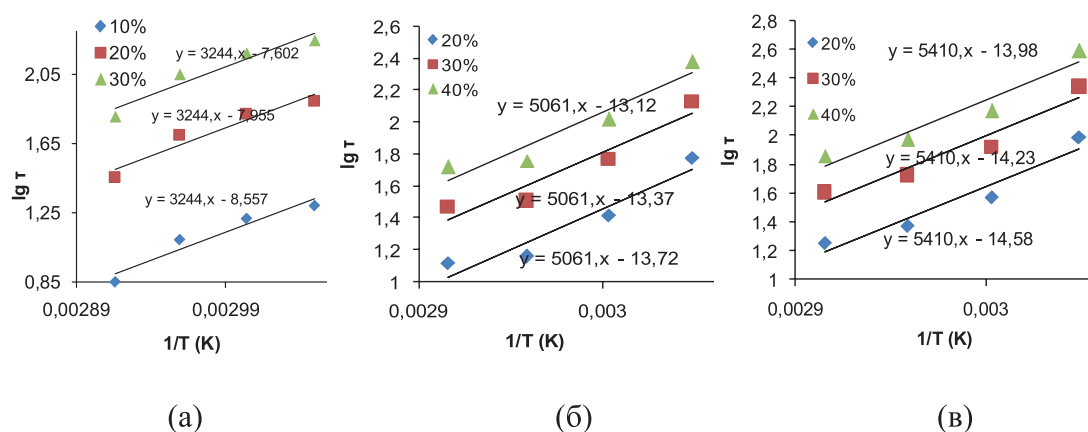


Рисунок 6 – Кинетика выщелачивания Pb (а), Cu (б) и Zn (в) в водном растворе HCl

Графики зависимости $\lg \tau$ от $1/T$ для Pb показаны на рисунке 6а. Кажущаяся энергия активации выщелачивания Pb составила 62 кДж/моль. Графики зависимости $\lg \tau$ от $1/T$ для Cu показаны на рисунке 6б. Кажущаяся энергия активации выщелачивания Cu составила 103,4 кДж/моль. Графики зависимости $\lg \tau$ от $1/T$ для Zn показаны на рисунке 6в. Кажущаяся энергия активации выщелачивания Zn составила 91,07 кДж/моль.

Таким образом, экспериментальные данные извлечения различных металлов из шлака свинцового производства составили: Zn – 89,2 %; Pb – 31,8 %; Cu 76,8 %, а также Mg и Fe в количестве 81 % и 83,4 % соответственно. Оставшийся кек после дополнительной обработки будет использован в качестве материала для изготовления композитных материалов.

Информация о финансировании

Исследование выполнено в рамках грантового финансирования для молодых ученых «Жас Ғалым» AP22682987 «Разработка цифрового производства керамических материалов, синтезированных из природного сырья и полуфабрикатов цветной металлургии».

Выводы

В работе рассмотрены вопросы, связанные с комплексной переработкой шлака свинцового производства. Проведен анализ современных существующих технологий, показаны их достоинства и недостатки. На основании проведенного обзора литературы выбрана стратегия проведения исследования. Выполнен большой объем экспериментов по совершенствованию процесса выщелачивания свинца, цинка и меди из шлака свинцового производства водным раствором соляной кислоты. Изучено влияние температуры на кинетику реакции выщелачивания. Установлено, что при выщелачивании Zn, Pb, и Cu лимитирующей стадией процесса было химическое взаимодействие, поскольку энергия активации составляла > 40 кДж/моль. что говорит о кинетическом (химическом) режиме лимитирования процесса. Несмотря на теоретически термодинамически более выгодное течение процесса растворения оксида свинца в соляной кислоте, практически извлечение

свинца оказалось меньше, чем у оксида цинка и оксида меди. Это можно объяснить тем, что полученный в результате взаимодействия с соляной кислотой оксид свинца образует $PbCl_2$. Соединение $PbCl_2$ слабо растворимо в воде, и его растворимость уменьшается с повышением концентрации HCl из-за общего ионного эффекта (Cl^-). Кроме этого, часть $PbCl_2$ выпадает в осадок, что мешает дальнейшему растворению PbO . Также возможно образование пассивирующей плёнки $PbCl_2$ на поверхности частиц PbO , что ограничивает дальнейшую реакцию. Полученный результат показал эффективность примененного солянокислого выщелачивания поскольку идет растворение части оксидов тяжелых металлов без растворения Al_2O_3 и SiO_2 , в отличие от реакции этих же компонентов с серной кислотой когда образуется силикогель затрудняющий извлечение растворенных в продуктивном растворе тяжелых металлов. На следующем этапе исследования планируется провести осаждения в металлическом виде свинца, цинка и меди путем цементации. Извлечение железа из продуктивного раствора, содержащего ценные компоненты из шлака планируется осуществить путем гидролиза. Оставшийся после всех стадий выщелачивания свинцового шлака кек, отвечающий требованиям по токсичности и не представляющий интерес для металлургической переработки, но при этом аккумулирующий оксиды Al_2O_3 и SiO_2 планируется использовать в качестве материала для производства композитных материалов методами порошковой металлургии.

REFERENCES

- 1 **Erdem, M., Özverdi, A.** Environmental risk assessment and stabilization/solidification of zinc extraction residue : II. Stabilization/solidification // *Hydrometallurgy*. – 2011. – № 105. – P. 270–276.
- 2 **Abdel Basir, S. M., Rabahr, M. A.** Hydrometallurgical recovery of metal values from brass melting slag // *Hydrometallurgy*. – 1999. – № 53. – P. 31–44.
- 3 **Wang, G. C.** *The Utilization of Slag in Civil Infrastructure Construction*. – Woodhead Publishing, 2016. – P. 35–61. – ISBN: 9780081003978
- 4 **Kolesnikov, A. S., Serikbaev, B. E., Zolkin, A. L., Kenzhibaeva, G. S.** Processing of Non-Ferrous Metallurgy Waste Slag for its Complex Recovery as a Secondary Mineral Raw Material // *Refractories and Industrial Ceramics*. – 2021. – № 62. – P. 375–380.
- 5 **Vayghan, G. A., Horckmans, L., Snellings, R., Peys, A., Teck, P., Maier, J., Friedrich, B., Klejnowska, K.** Use of Treated Non-Ferrous Metallurgical Slags as Supplementary Cementitious Materials in Cementitious Mixtures // *Applied Sciences*. – 2021. – № 11. – P. 1–25.
- 6 **Pan, D., Li, L., Tian, X., Wu, Yu., Cheng, N., Yu, H.** A review on lead slag generation, characteristics, and utilization // *Resources, Conservation and Recycling*. – 2019. – № 146. – P. 140–155.
- 7 **Conard, B. R.** The role of hydrometallurgy in achieving sustainable development // *Hydrometallurgy*. – 1992. – № 30. – P. 1–28.

8 Saidi, A., Khawaja, E. R., Boffito, D. C. A Review of Traditional and Intensified Hydrometallurgy Techniques to Remove Chromium and Vanadium from Solid Industrial Waste // ACS Engineering Au. – 2024. – № 4. – P. 49–70.

9 Habbache, N., Alane, N., Djerad, S., Tifouti, L. Leaching of copper oxide with different acid solutions // Chemical Engineering Journal. – 2009. – № 152. – С. 503–508.

10 Yoshida, T. Leaching of Zinc Oxide in Acidic Solution // Materials transactions. – 2003. – № 44. – P. 2489–2493.

Поступило в редакцию 10.05.25.

Поступило с исправлениями 13.05.25.

Принято в печать 05.06.25.

P. B. Сапинов¹, *М. Е. Утегенова², М. А. Саденова³, П. С. Варбанов⁴

¹Торайғыров университеті, Қазақстан Республикасы, Павлодар қ.;

^{2,3}Д. Серікбаев атындағы Шығыс Қазақстан

техникалық университеті, Өскемен қ.;

⁴Széchenyi István University, Венгрия, Дьёр қ.

10.05.25 ж. баспаға түсті.

13.05.25 ж. түзетулерімен түсті.

05.06.25 ж. басып шығаруға қабылданды.

ҚОРҒАСЫН ӨНДІРІСІНІҢ ҚОЖДАРЫН ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЯЛЫҚ ӨНДЕУ

Техногендік шикізат айтарлықтай экономикалық құндылыққа ие және жаңа кен орындарын игеруге ірі капитал салымдарын қажет етпестен ресурстарды ұлғайтудың негізгі резервтерінің бірі болып табылады. Қазақстанда металлургиялық қождар аз зерттелген күйінде қалып отыр, сондықтан олардың қасиеттері мен қайта өңдеу әлеуетін бағалау үшін металлургиялық қождарға зерттеулер жүргізу қажет, бұл ресурстарды неғұрлым тиімді пайдалануға және айналмалы экономикаға және орнықты дамуға көшу контекстінде ел өнеркәсібінің алдында тұрған өзекті міндеттерді шешуге ықпал етуі мүмкін. Жұмыста «Қазцинк» ЖШС қорғасын қожының химиялық және минералогиялық құрамы, морфологиясы мен құрылымы зерттелді. Қождың құрамында коммерциялық қызығушылық тудыратын мөлшерде оксидтер түрінде Рb, Си және Zn құнды компоненттері бар екені анықталды. Қорғасын өндірісінің қожды өңдеу технологиясының нәтижелері ұсынылды, тиімді реагенттер анықталды және тұз қышқылын пайдаланып қорғасын, мырыш және мыс сілтіленуіне температураның әсері зерттелді. Нәтижесінде өнімді ерітіндіге ауыстырылды: Zn – 89,2 %; Рb – 31,8 %; Си – 76,8 %, сонымен қатар Mg және Fe сәйкесінше 81 % және 83,4 %. Рb, Си және Zn үшін айқын активтендіру энергиясы 62 кДж/моль, 103,4 кДж/моль, және сәйкесінше 91,07 кДж / моль болып табылды.

Кілті сөздер: металлургия, қорғасын қожы, шаймалау, химиялық құрамы, кинетика.

R. V. Sapinov¹, *M. E. Utegenova², M. A. Sadenova³, P. S. Varbanov⁴

¹Toraighyrov University, Republic of Kazakhstan, Pavlodar;

^{2,3}D. Serikbayev East Kazakhstan technical university, Ust-Kamenogorsk;

³Széchenyi István University, Hungary, Győr.

Received 10.05.25.

Received in revised form 13.05.25.

Accepted for publication 05.06.25.

HYDROMETALLURGICAL PROCESSING OF LEAD PRODUCTION SLAG

Technogenic raw materials have significant economic value and represent one of the key reserves for increasing resources without the need for large capital investments in the development of new deposits. In Kazakhstan, metallurgical slags remain poorly studied, so it is necessary to conduct research on metallurgical slags to assess their properties and processing potential, which can contribute to a more efficient use of resources and solve urgent problems facing the country's industry in the context of transition to a circular economy and sustainable development. In the work chemical and mineralogical composition, morphology and structure of lead slag of «Kazzinc» LLP are studied. It is shown that the slag contains valuable components Pb, Cu and Zn in the form of oxides in quantities of commercial interest for their extraction. The results of lead slag processing technology are presented, effective reagents are revealed and the influence of temperature on leaching of lead, zinc and copper using hydrochloric acid is studied. Zn – 89,2 %; Pb – 31,8 %; Cu – 76,8 %, as well as Mg and Fe in the amount of 81 % and 83,4 %, respectively, were transferred to the productive solution. The apparent activation energies for Pb, Cu and Zn were 62 kJ/mol, 103.4 kJ/mol. and 91.07 kJ/mol, respectively.

Keywords: metallurgy, lead slag, leaching, chemical composition, kinetics.

Теруге 16.05.25 ж. жіберілді. Басуға 30.06.25 ж. қол қойылды.

Электрондық баспа

257,8121 Mb RAM

Шартты баспа табағы 32,68 Таралымы 300 дана. Бағасы келісім бойынша.

Компьютерде беттеген: Е. Е. Калихан

Корректорлар: А. Р. Омарова, Д. А. Кожас

Тапсырыс № 4420

«Toraighyrov University» баспасынан басылып шығарылған

Торайғыров университеті

140008, Павлодар қ., Ломов көш., 64, 137 каб.

«Toraighyrov University» баспасы

Торайғыров университеті

140008, Павлодар қ., Ломов к., 64, 137 каб.

67-36-69

e-mail: kereku@tou.edu.kz

<https://nitk.tou.edu.kz>