

Д. И. Рамазонова, М. А. Самадий, И. И. Усманов

Янгиерский филиал Ташкентского химико-технологического института, Янгиер, Узбекистан

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ПОЛУЧЕНИЯ ХЛОРИСТОГО ЦИНКА ИЗ ЦИНКСОДЕРЖАЩЕГО КОНЦЕНТРАТА

Аннотация. Представлены данные получения хлорида цинка автоклавным выщелачиванием цинка (Zn) из цинкового концентрата соляной кислотой (HCl). Изучено влияние соотношения Zn : HCl на химический состав жидкой и твердой фаз, степень извлечения цинка 28%-й соляной кислотой при продолжительности процесса 10 ч. Жидкая фаза содержит в основном хлористый цинк, примеси концентрата, из которых кальций, железо, медь, кадмий, свинец преобладают (кальций – 0,181–0,314 %, железо – 0,011–0,687 %, медь – 0,0008–0,326 %, кадмий – 0,0004–0,167, калий – 0,0004–0,389 и свинец – 0,951–1,654 %). Температура процесса выщелачивания при этом – 65–75 °С, давление – 1,72 Мпа. Степень извлечения при этих параметрах составляет 71,22–90,10 % в зависимости от соотношения Zn : HCl. Оптимальное соотношение – 1 : 1,1. Установлено, что взаимодействие цинкового концентрата происходит в кинетической области и продолжается в диффузионной, где значительное влияние оказывает продолжительность процесса. Константа скорости реакции от температуры подчиняется уравнению Аррениуса, а средняя энергия активации составляет 4,05 кДж/моль.

Ключевые слова: цинковый концентрат, соляная кислота, выщелачивание, автоклав, хлорид цинка

Для цитирования. Рамазонова, Д. И. Исследование процесса получения хлористого цинка из цинксоодержащего концентрата / Д. И. Рамазонова, М. А. Самадий, И. И. Усманов // Вес. Нац. акад. наук Беларусі. Сер. хім. навук. – 2024. – Т. 60, № 2. – С. 162–169. <https://doi.org/10.29235/1561-8331-2024-60-2-162-169>

D. I. Ramazonova, M. A. Samadiy, I. I. Usmanov

Yangiyer branch of the Tashkent Chemical Technological Institute, Yangiyer, Uzbekistan

STUDY OF THE PROCESS OF OBTAINING ZINC CHLORIDE FROM ZINC-CONTAINING CONCENTRATE

Abstract. The article presents data on the production of zinc chloride by autoclave leaching of zinc from zinc concentrate with hydrochloric acid. The influence of the Zn : HCl ratio on the chemical composition of the liquid and solid phases, and the degree of zinc extraction by 28 % hydrochloric acid at a process duration of 10 hours was studied. The liquid phase contains mainly zinc chloride, concentrate impurities, of which calcium, iron, copper, cadmium, and lead predominate, with the their contents of 0.181–0.314 % for calcium and 0.951–1.654 % for lead. The temperature of the leaching process in this case is 65–75°C, the pressure is 1.72 MPa. The recovery rate at these parameters is 71.22–90.10 % depending on the Zn:HCl ratio. The optimal ratio is 1 : 1.1. It has been established that the interaction of zinc concentrate occurs in the kinetic region and continues in the diffusion region, where the duration of the process has a significant effect. The reaction rate constant versus temperature obeys the Arrhenius equation and the average activation energy is 4.05 kJ/mol.

Keywords: zinc concentrate, hydrochloric acid, leaching, autoclave, zinc chloride

For citation. Ramazonova D. I., Samadiy M. A., Usmanov I. I. Study of the process of obtaining zinc chloride from zinc-containing concentrate. *Vesti Natsyyanal'nai akademii navuk Belarusi. Seryya khimichnykh navuk = Proceedings of the National Academy of Science of Belarus. Chemical series*, 2024, vol. 60, no. 2, pp. 162–169 (in Russian). <https://doi.org/10.29235/1561-8331-2024-60-2-162-169>

Введение. В настоящее время большое внимание уделяется получению соединений цинка высших марок с полным использованием цинксоодержащего сырья, внедрением безотходных технологий. Общий объем производства цинка в мире составляет 8 млн т в год. В этом отношении соединения цинка, в частности хлористый цинк, приобретает особое значение. Хлористый цинк применяется в качестве антисептика для пропитки тканей, картона, шпал, является компонентом зубных цементов, используется в гальванических батарейках, для повышения качества паяльных работ [1, 2].

Узбекистан располагает крупными запасами полезных ископаемых, содержащих цинк. Одним из таких месторождений полиметаллических руд является месторождение «Хандиза» [3], особенность которого выражается в тонкозернистом строении, колчеданно-полиметаллическом и существенно полиметаллическом составе [4]. Основными промышленными минералами яв-

ляются халькопирит, сфалерит и галенит. Кроме вышеперечисленных минералов в значимых количествах присутствуют блеклые руды. В рудах месторождения «Хандиза» наряду с промышленным содержанием свинца, меди, цинка установлены и сопутствующие элементы, которые в той или иной степени имеют практическое значение в связи с их попутным извлечением: золото, серебро, висмут, кадмий, селен, теллур, галлий, германий, таллий [5]. Месторождение является кладовой полиметаллов. Его общие разведанные запасы составляют: около 1,5 млн т цинка, 700 тыс. т свинца, 180 тыс. т меди и 2,3 тыс. т серебра.

На современном этапе развития экономики повышение эффективности использования природных ресурсов – одна из наиболее актуальных научно-технических и хозяйственных проблем. Особый научный и практический интерес представляет проблема экономической эффективности комплексного использования цинкового сырья. Стоимостное отношение металлов в цинковом концентрате составляет: Zn – 66,8 %, Ag + Au – 9,7 %, Cd – 8,9 %, S – 7,6 %, Pb – 2,9 %, Cu – 2,6 %, In – 1,8 %. Эти данные показывают, что в цинковом концентрате цинка находится около 67 %, второе место занимают благородные металлы и далее кадмий, сера, свинец, медь и индий [6–8].

Для повышения комплексности использования ценных компонентов цинкового сырья следует улучшать существующие технологии переработки руд и концентратов, а также находить новые способы и технологические схемы выделения ценных компонентов для получения товарной продукции. В связи с этим переработка полупродуктов основного производства с целью полноты и комплексности использования ценного сырья имеет огромное экономическое значение.

Гидрометаллургические методы извлечения металлов из сульфидов являются простыми, экономичными и экологически приемлемыми. В основном используются такие методы, как выщелачивание под давлением [9, 10], химическое выщелачивание [11–15] и биовыщелачивание [16]. Промышленное производство хлорида цинка осуществляется двумя способами. В ходе первого цинк растворяют в соляной кислоте (подходит как чистый цинк, так и его окись), а также цинк-содержащее вторичное сырье. После растворения раствор выпаривают [17]. Второй способ подразумевает использование цинка в жидкой или (реже) гранулированной форме. К цинку подают хлор, одновременно нагревая цинк до температуры в 420 °С.

Объекты и методы исследования. Объектом исследования является цинковый концентрат, полученный из полиметаллических руд месторождения «Хандиза», и хлорид цинка на его основе. Использовали цинк-содержащий концентрат следующего состава (мас.%): Zn – 39,45–40,50; Si – 13,00–13,50; K – 0,95–0,96; Ca – 0,58–0,57; Fe – 1,60–1,60; Cu – 0,78–0,80; Cd – 0,40–0,41 и Pb – 3,00–3,06.

Для проведения исследований по отработке технологии переработки цинк-содержащего концентрата месторождения «Хандиза» в хлорид цинка были отобраны образцы в количестве по 25 кг с различным содержанием химических элементов. В табл. 1 приведены данные рентгенофлуоресцентного анализа исходной руды и концентрата. Анализы исходных руд и цинковых концентратов проводили следующим образом. 200 мг концентрата взвешивали на аналитических весах (FA220 4N). Для минерализации использовали устройство MILESTONE Ethos Easy (Италия). Для этого пробирку прибора заполняли пробой (200 мг), добавляли 6 мл перегнанной, очищенной азотной кислоты (HNO_3) методом дистилляции, т. е. в инфракрасном очистителе кислоты (Distillacid BSB-939-IR) и 2 мл перекиси водорода (H_2O_2) в качестве окислителя. Вся смесь превращалась в минерал в течение 40 мин.

По окончании процесса минерализации смесь переносили в отдельную коническую колбу и разбавляли дистиллированной водой до объема 40 мл (BIOSAN, Латвия). Затем раствор из колбы помещали в специальные пробирки и анализировали на оптико-эмиссионном спектрометре Avio200 ISP – OES Inductively-connected Plasma (Perkin Elmer, США).

Рентгенофазовый анализ проводили на дифрактометре XRD-6100 (Shimadzu), для качественного и количественного анализа использовали ИК-спектроскопию (IRAffinity-1, Shimadzu). Рентгенофлуоресцентный анализ проводили на спектрометре Zetium (Нидерланды). Для определения содержания металлов в растворах использовали атомно-абсорбционную спектрометрию. Электронную микроскопию проводили с использованием прибора Leica DM500 (Германия); в отдельных случаях – атомно-эмиссионную спектрометрию (Plasma Atomic Emission Spectrometer ICPE-9000).

Таблица 1. Химический состав цинксодержащей руды и концентрата месторождения «Хандиза»

Table 1. Chemical composition of zinc-containing ore and concentrate from «Khandiza» deposit

Химический состав, мас.%													
Номер опыта	Сырье	Zn	Si	K	Ca	Ti	Mn	Fe	Co	Cu	Mo	Cd	Pb
1	Исходная руда	5,03	25,0	3,40	1,10	0,08	0,03	3,39	0,01	0,70	< 0,003	0,08	2,27
2	Концентрат	39,45	13,0	0,95	0,58	< 0,01	< 0,01	1,60	< 0,01	0,78	0,034	0,40	3,00
3	Концентрат	40,50	13,50	0,96	0,57	< 0,01	< 0,01	1,60	< 0,01	0,80	0,033	0,41	3,06

Хлорид цинка из цинкового концентрата получали следующим образом. В автоклав, снабженный термометром, манометром и электрической мешалкой объемом 100 мл, помещали навеску цинкового концентрата, приливали соляную кислоту и выдерживали 10 ч при температуре опыта. Температура повышалась до 80 °С в зависимости от концентрации кислоты, а давление – до 1,72 Мпа. После завершения процесса выщелачивания цинка массу разделяли на жидкую и твердую фазы фильтрацией и анализировали содержание основных компонентов.

Результаты и их обсуждение. Полученные результаты изучения влияния соотношения Zn : HCl на химический состав жидкой и твердой фаз при использовании 28%-й соляной кислоты и продолжительности процесса выщелачивания 10 ч показали, что при снижении соотношения Zn : HCl с 1 : 0,8 до 1 : 1,5 содержание всех компонентов в жидкой фазе уменьшается (табл. 2). Так, содержание цинка снижается с 15,592 до 11,348 %, кальция – с 0,314 до 0,181 %, железа – с 0,637 до 0,3657 %, то же происходит и для остальных компонентов. При этом содержание хлора незначительно повышается от 22,21 до 23,72 %, свободной соляной кислоты – от 2,19 до 9,84 %, степень извлечения цинка – от 71,22 до 90,10 %.

Таблица 2. Влияние соотношения Zn : HCl на химический состав жидкой и твердой фаз процесса получения хлористого цинка при продолжительности процесса 10 ч

Table 2. Influence of the Zn : HCl ratio on the chemical composition of the liquid and solid phases of the process of obtaining zinc chloride at the duration of the process is 10 hours

№	Zn : HCl	Химический состав жидкой фазы, мас.%										Свободный HCl, %	Степень перехода Zn в раствор, %
		Zn	Ca	Fe	Cu	Cd	Pb	K	Mo	Cl ⁻	H ₂ O		
1	1 : 0,8	15,592	0,314	0,637	0,437	0,224	1,654	0,521	0,018	22,21	57,48	2,19	71,22
2	1 : 1,0	15,009	0,256	0,520	0,356	0,182	1,348	0,425	0,015	22,24	58,57	3,45	84,10
3	1 : 1,1	14,716	0,234	0,476	0,326	0,167	1,235	0,389	0,013	22,32	59,03	4,08	90,00
4	1 : 1,2	13,700	0,218	0,443	0,303	0,156	1,149	0,362	0,013	22,48	59,93	5,55	90,04
5	1 : 1,3	12,818	0,204	0,414	0,284	0,145	1,075	0,339	0,012	22,74	60,71	6,94	90,08
6	1 : 1,4	12,040	0,192	0,389	0,266	0,137	1,009	0,318	0,011	23,15	61,39	8,36	90,10
7	1 : 1,5	11,348	0,181	0,367	0,251	0,129	0,951	0,300	0,010	23,72	62,00	9,84	90,10
№	Zn:HCl	Химический состав твердой фазы, мас.%											
		Si	Zn	Ca	Fe	Cu	Cd	Pb	K	Mo	Cl ⁻		
1	1 : 0,8	27,903	25,979	0,030	0,061	0,042	0,021	0,157	0,050	0,0017	1,91		
2	1 : 1,0	33,708	17,780	0,024	0,050	0,034	0,017	0,129	0,041	0,0014	1,80		
3	1 : 1,1	37,241	12,765	0,022	0,045	0,031	0,016	0,118	0,037	0,0013	1,75		
4	1 : 1,2	37,363	12,663	0,021	0,042	0,029	0,015	0,110	0,035	0,0012	1,63		
5	1 : 1,3	37,464	12,558	0,020	0,040	0,027	0,014	0,103	0,032	0,0011	1,53		
6	1 : 1,4	37,545	12,487	0,018	0,037	0,026	0,013	0,097	0,031	0,0011	1,44		
7	1 : 1,5	37,607	12,441	0,017	0,035	0,024	0,012	0,092	0,029	0,0010	1,36		

Твердая фаза обогащается кремнием. При соотношении 1 : 0,8 содержание Si составляет 27,903 %, при соотношении 1 : 1,5 – достигает 37,607 %. Остальные компоненты в составе твердой фазы монотонно снижаются, включая хлор. Установлено значительное изменение роста степени конверсии хлорида цинка при соотношении Zn : HCl = 1 : 1,1, продолжительности процесса 10 ч и давления 1,72 Мпа, которое составляет 90 %.

Для научнага абосновання працэса получения хлористого цинка из цинкового концентрата месторождения «Хандиза» определены кинетические параметры процесса выщелачивания. Изучено влияние температуры и продолжительности процесса автоклавного извлечения цинка в 28%-й раствор соляной кислоты при соотношении $Zn : HCl = 1 : 1,1$.

Переменными параметрами были температура 70, 80 и 90 °С и продолжительность процесса выщелачивания 6, 8 и 10 ч. Степень извлечения цинка в раствор определяли по содержанию цинка в жидкой фазе по формуле:

$$K_{извл.} = \frac{C_0 - C_t}{C_0} 100,$$

где C_0 – количество цинка в пробе цинкового концентрата; C_t – количество цинка, перешедшего в жидкую фазу за время t .

Полученные результаты приведены в табл. 3. Из таблицы видно, что повышение температуры процесса извлечения цинка в солянокислый раствор не оказывает существенного влияния на степень извлечения. Так, при продолжительности процесса 6 ч при температуре 70 °С степень извлечения цинка в раствор составляет 66,23 %, при температуре 80 °С – 68,20 % и при температуре 90 °С – 68,78 %. Это указывает на то, что повышение температуры выше 80 °С существенно не влияет на степень извлечения цинка.

Более существенно на степень извлечения цинка в солянокислый раствор оказывает продолжительность процесса. При увеличении продолжительности процесса выщелачивания от 6 до 8 и 10 ч при температуре 70 °С степень извлечения повышается от 66,23 до 80,43 и 88,33 % соответственно. При температуре 80 °С эти показатели равны 68,20, 82,30 и 90,01 %, при температуре 90 °С – 68,72, 82,88 и 90,48 % соответственно.

Таблица 3. Влияние температуры и продолжительности процесса выщелачивания цинка из цинкового концентрата

Table 3. Effect of temperature and duration of zinc leaching from zinc concentrate

Время, ч	Степень извлечения, %		
	70 °С	80 °С	90 °С
1	14,37	14,80	14,94
2	27,18	28,00	28,28
3	38,45	39,60	39,99
4	48,55	50,00	50,50
5	57,87	59,60	60,18
6	66,23	68,20	68,78
7	74,00	75,80	76,40
8	80,43	82,30	82,88
9	85,00	87,5	87,80
10	88,33	90,01	90,48

На основе полученных результатов рассчитаны константа скорости реакции и энергия активации процесса извлечения цинка из цинкового концентрата соляной кислотой. В табл. 4 приведены данные влияния температуры и продолжительности процесса на константу скорости реакции взаимодействия цинка из концентрата с соляной кислотой. Из таблицы следует, что с повышением температуры увеличивается и константа скорости реакции взаимодействия цинкового концентрата с соляной кислотой. Особенно это видно в кинетической области, где температура 343 и 353 К играет доминирующую роль, а далее в диффузионной области от 363 К и более температура почти не влияет на константу скорости реакции.

На рис. 1 и 2 приведены графики изменения $\lg \frac{1}{1 - K_{извл.}}$ и $\lg K$ от продолжительности процесса выщелачивания цинка. Прямолинейная зависимость $\ln(1/1 - K_{извл.})$ от t говорит о протекании процесса извлечения цинка из цинкового концентрата по первому порядку, о чем свидетельствуют корреляционные коэффициенты (R^2).

Определение порядка реакции процесса извлечения цинка проводили по кинетическому уравнению первого порядка [18]:

$$K = 2,303 / \tau \lg C / (C_0 - C_\tau),$$

где K – константа скорости разложения (извлечения). В нашем случае формулу можно представить в виде:

$$K = 2,303 / t \cdot \ln(1 / (1 - K_{извл.})).$$

Константа скорости реакции извлечения цинка из концентрата подчиняется уравнению Аррениуса и выражается следующим эмпирическим уравнением [19]:

$$K = 3,08546e^{-5} \cdot \exp(4134,64 / T),$$

или

$$K = 3,08546e^{-\frac{4134,64}{T}}.$$

На рис. 3 приведен график зависимости констант скорости реакции от температуры, которая выражается прямой линией и уменьшается с увеличением значений $1/T \cdot 10^3$. Установленные значения константы скорости реакции извлечения цинка из концентрата использовали для определения кажущейся энергии активации (E_a) (табл. 4).

Среднее значение кажущейся энергии активации (E_a) процесса вычисляется по формуле [20]:

$$E_a = b \cdot 4,576.$$

Таблица 4. Влияние температуры и продолжительности процесса на константу скорости реакции взаимодействия цинка с соляной кислотой

Table 4. Influence of temperature and duration of the process on the rate constant of the reaction of zinc interaction with hydrochloric acid

Температура, К	Время (t), мин	Константа скорости, $K \cdot 10^{-2}, t^{-1}$	lgK	$n1 / (1 - K_{извл.})$
343	360	0,003016	-2,52057	1,52057
	480	0,003581	-2,46866	1,29159
	600	0,003953	-2,44599	1,06707
	Среднее	0,003217	-2,47841	1,29573
353	360	0,003183	-2,50716	1,50243
	480	0,003608	-2,45273	1,24797
	600	0,003838	-2,425891	1,00000
	Среднее	0,003543	-2,461927	1,25013
363	360	0,003234	-2,49026	1,49443
	480	0,003678	-2,43439	1,23350
	600	0,003920	-2,40671	0,97864
	Среднее	0,003611	-2,44379	1,23552

В зависимости от температуры в пределах 343–363 К значение кажущейся энергии активации E_a цинкового концентрата составляет 0,48 и 1,45 ккал/моль, или 2,01 и 6,09 кДж/моль соответственно, а среднее значение $E_{a,ср}$ составляет 0,97 ккал/моль, или 4,05 кДж/моль (табл. 5).

Таблица 5. Энергии активации реакции взаимодействия цинкового концентрата с соляной кислотой

Table 5. Activation energies of the interaction reaction of zinc concentrate with hydrochloric acid

T, К	$1/T \cdot 10^{-3}$	Энергия активации		Среднее значение энергии активации	
		E_a , ккал/моль	E_a , кДж/моль	$E_{a,ср}$, ккал/моль	$E_{a,ср}$, кДж/моль
343	2,9	1,45	6,09	0,97	4,05
353	2,8				
353	2,8	0,48	2,01		
363	2,7				

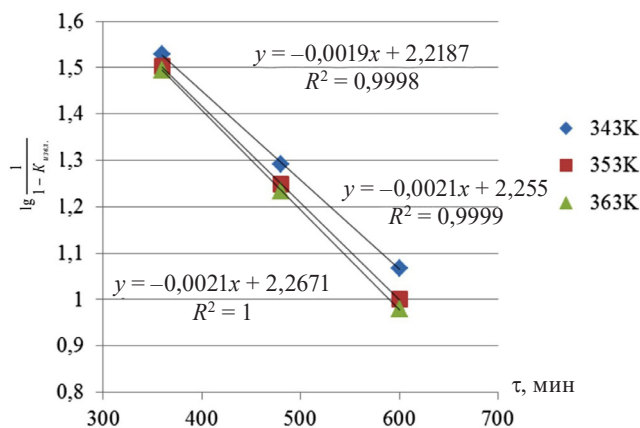


Рис. 1. Зависимость $\ln(1/1 - K_{ext})$ от продолжительности процесса и температуры
 Fig. 1. Dependence of $\ln(1/1 - K_{ext})$ on the duration of the process and temperature

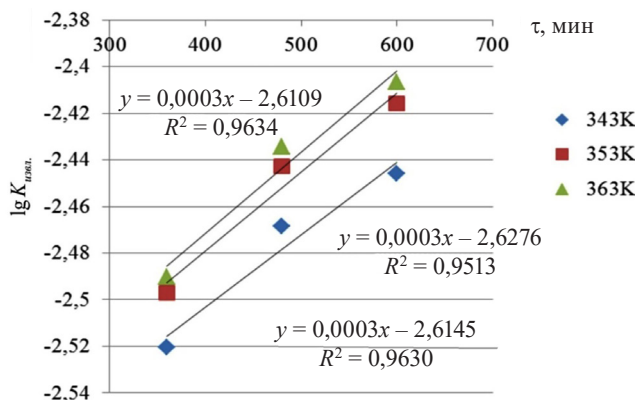


Рис. 2. Зависимость $\lg K$ от продолжительности процесса и температуры
 Fig. 2. Dependence of $\lg K$ on the duration of the process and temperature

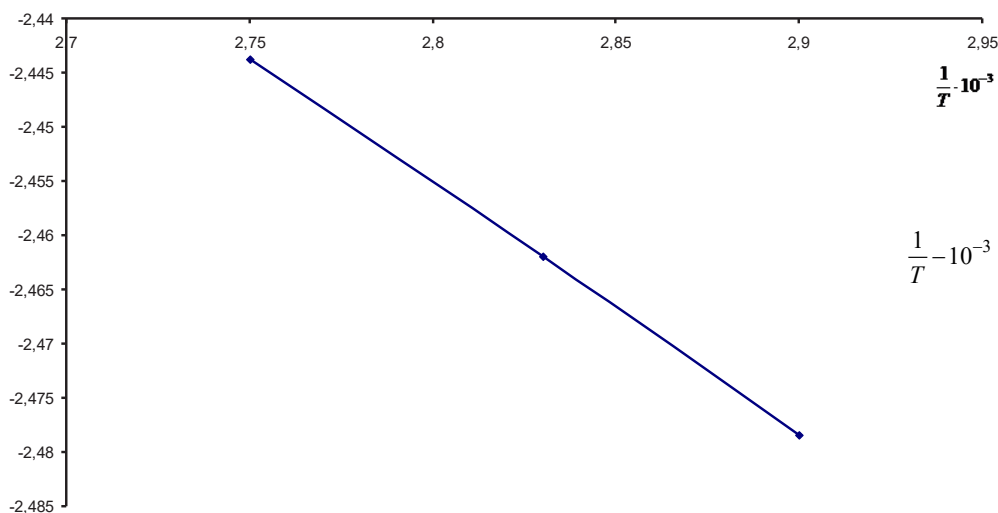


Рис. 3. Зависимость константы скорости от температуры
 Fig. 3. Temperature dependence of the rate constant

Показатели энергии активации свидетельствуют о достаточной реакционной способности цинкового концентрата.

Заключение. Автоклавым выщелачиванием цинка из цинкового концентрата месторождения «Хандиза» (Узбекистан) 28%-й серной кислотой получен хлорид цинка. Изучено влияние

соотношения Zn : HCl от 1 : 0,8 до 1 : 1,5 при постоянных значениях концентрации кислоты и продолжительности процесса. Приведены результаты анализов жидкой и твердой фаз. Жидкая фаза содержит хлорид цинка с примесями компонентов концентрата и свободную соляную кислоту от 2,19 до 9,84 % в зависимости от соотношения Zn : HCl. Степень извлечения цинка в растворе не превышает 90,10 %. Твердая фаза обогащена кремнием, содержит цинк от 25,979 до 12,441 % и сопутствующие примеси концентрата.

Кинетическими исследованиями при температурах 343, 353 и 363 К установлено, что константа скорости реакции взаимодействия цинкового концентрата с соляной кислотой подчиняется уравнению Аррениуса. Среднее значение энергии активации составляет 0,48 и 1,45 ккал/моль, или 2,01 и 6,09 кДж/моль соответственно, что свидетельствует о высокой реакционной способности цинкового концентрата, а среднее значение $E_{a,ср}$ составляет 0,97 ккал/моль, или 4,05 кДж/моль. Полученные кинетические данные по выщелачиванию цинка из цинкового концентрата позволили установить оптимальные технологические параметры процесса: температура 80–90 °С, продолжительность автоклавного выщелачивания – 10 ч, при которых степень извлечения превышает 90,0 %. В дальнейшем необходимо определить условия выщелачивания, при которых можно сократить продолжительность процесса, сохранив высокую степень извлечения цинка из концентрата.

Список использованных источников

1. Росилов, М. С. Изучение степени осветления и фильтруемости суспензии при получении хлористого цинка [Электронный ресурс] / М. С. Росилов, Ж. Б. Махмаёров, М. А. Самадий // *Universum: Технические науки*. – 2019. – № 12 (69). URL: <http://7universum.com/ru/tech/archive/item/8459>
2. Получение хлористого цинка из цинксодержащих сырьевых ресурсов / М. С. Росилов [и др.] // *Инновационные технологии в химической промышленности и перспективы их развития*: в 2 т.: Респ. науч.-практ. конф., 20–21 апр. 2017 г. – Урганч, 2017. – Т. 1. – С. 220–221.
3. Проценко, В. Ф. Гипотезы и фактография рудогенеза в черносланцевых толщах / В. Ф. Проценко. – Ташкент: НИИ минеральных ресурсов, 2012. – С. 13–19.
4. Панкратьев, П. В. Колчеданно-полиметаллическое оруденение Южного Узбекистана / П. В. Панкратьев, Ю. В. Михайлова. – Ташкент: Фан, 1971. – 187с.
5. О типах руд и некоторых особенностях их размещения и переработки на колчеданно-полиметаллическом месторождении «Хандиза» / Ю. М. Парамонов [и др.] // *Актуальные задачи обеспечения достоверности результатов поисков и разведки месторождений полезных ископаемых: материалы Респ. науч.-техн. сем.-совещ.* – Ташкент: НИИ минер. ресурсов, 2010. – С. 94–101.
6. Зайцев, В. Я. Металлургия свинца и цинка / В. Я. Зайцев, Е. В. Маргулис. – М.: Metallurgia, 1985. – С. 146–171.
7. Шиврин, Г. Н. Металлургия свинца и цинка / Г. Н. Шиврин. – М.: Metallurgia, 1982. – С. 57–83.
8. Лакерник, М. М. Металлургия цинка и кадмия / М. М. Лакерник, Г. Н. Пахомова. – М.: Metallurgia, 1972. – С. 193–211.
9. Jena, P. K. Studies on the kinetics of slurry chlorination of a sphalerite concentrate by chlorine gas // P. K. Jena, O. Barbosa-Filho, I. C. Vasconcelos // *Hydrometallurgy*. – 1999. – Vol. 52, № 1. – P. 111–122.
10. Harvey, T. J. The influence of chalcopyrite, galena and pyrite on the selective extraction of zinc from base metal sulfide concentrates / T. J. Harvey, W. T. Yen // *Miner. Eng.* – 1998. – Vol. 11, № 1. – P. 1–21.
11. Reductive decomposition of galena (PbS) using Cr(II) ionic species in an aqueous chloride medium for silver (Ag) recovery / F. P. Gudyanga [et al.] // *Miner. Eng.* – 1999. – Vol. 12, № 7. – P. 787–797.
12. Zhao, Y. C. Productions of Zn powder by alkaline treatment of smithsonite Zn–Pb ores / Y. C. Zhao, R. Stanforth // *Hydrometallurgy*. – 2000. – Vol. 56, № 2. – P. 237–249.
13. Sandberg, R. G. Ferric chloride, thiourea and brine leach recovery of Ag, Au and Pb from complex sulfides // R. G. Sandberg, J. L. Huiatt // *J. Metals*. – 1986. – Vol. 38, № 6. – P. 18–22.
14. Nagib, S. Recovery of lead and zinc from fly ash generated from municipal incineration plants by means of acid and/or alkaline leaching / S. Nagib, K. Inoue // *Hydrometallurgy*. – 2000. – Vol. 56, № 3. – P. 269–292.
15. Xia, D. K. Kinetics of zinc ferrite leaching in caustic media in the deceleratory period / D. K. Xia, C. A. Pickles // *Miner. Eng.* – 1999. – Vol. 12, № 6. – P. 696–700.
16. Hearne, T. M. Hydrometallurgy recovery of zinc from sulfide ores and concentrates / T. M. Hearne, R. D. Haegele // *Zinc and Lead Processing*. In: Dutrizac J. E., Gonzalez J. A., Bolton G. L., Hancock P. (Eds.) *The Metallurgical Society of CIM*, 1998. – P. 765–780.
17. Камалов, К. О. Исследование состава цинксодержащих отходов – сырья для получения хлорида цинка / К. О. Камалов, Ф. И. Ахмаров : сб. материалов. ВятГУ: в 2 т. – Киров, 2008. – Т. 1. – С. 136–137.
18. Семиохин, И. А. Кинетика химических реакций / И. А. Семиохин, Б. В. Страхов, А. И. Осипов. – М.: МГУ, 1986. – 232 с.
19. Штиллер, В. Уравнение Аррениуса и неравновесная кинетика: пер. с англ. – М.: Мир, 2000. – С. 55–97.
20. Оспанов, Х. К. Физико-химические основы избирательного растворения минералов / Х. К. Оспанов. – М.: Недра, 1993. – 175 с.

References

- Rosilov M. S., Makhmayorov J. B., Samadiy M. A. Study of the degree of clarification and filterability of the suspension in the production of zinc chloride. *Universum: Technical sciences*, 2019, no. 12(69). URL: <http://7universum.com/ru/tech/archive/item/8459> (in Russian).
- Rosilov M. S., Begimkulova Sh. A., Sheralieva O. A., Samadiy M. A. *Obtaining zinc chloride from zinc-containing raw materials*. Innovative technologies in the chemical industry and prospects for their development: Republican scientific and practical conference. 1 vol., April 20–21, 2017, Urganch, 2017, pp. 220–221 (in Russian).
- Protsenko V. F. *Hypotheses and factography of ore genesis in black shale strata*. State Committee of the Republic of Uzbekistan for Geology and Mineral Resources, State Enterprise “Research Institute of Mineral Resources”, vol. 1, Tashkent, 2012, pp. 13–19 (in Russian).
- Pankratiev P. V., Mikhailova Yu. V. *Pyrite-polymetallic mineralization of Southern Uzbekistan*. Tashkent, Fan Publ., 1971. 187 p. (in Russian).
- Paramonov Yu. M., Vasilevsky B. B., Turesebekov A. Kh., Rakhimov R. R., Khantemirov R. M. *On the types of ores and some features of their placement and processing at the Khandiza pyrite-polymetallic deposit*. Proceedings of the Republican Scientific and Technical Seminar-Conference. Actual tasks of ensuring the reliability of the results of prospecting and exploration of mineral deposits. Tashkent, SE NIIMR Goskomgeologiya RUz, 2010, pp. 94–101 (in Russian).
- Zaitsev V. Ya., Margulis E. V. *Metallurgy of lead and zinc*. Moscow, Metallurgiya Publ., 1985, pp. 146–171 (in Russian).
- Shivrin G. N. *Metallurgy of lead and zinc*. Moscow, Metallurgiya Publ., 1982, pp. 57–83 (in Russian).
- Lakernik M. M., Pakhomova G. N. *Metallurgy of zinc and admium*. Moscow, Metallurgiya Publ., 1972, pp. 193–211 (in Russian).
- Jena P. K., Barbosa-Filho O., Vasconcelos I. C. Studies on the kinetics of slurry chlorination of a sphalerite concentrate by chlorine gas. *Hydrometallurgy*, 1999, vol. 52, no. 1, pp. 111–122.
- Harvey T. J., Yen W. T. The influence of chalcopyrite, galena and pyrite on the selective extraction of zinc from base metal sulfide concentrates. *Minerals Engineering*, 1998, vol. 11, no. 1, pp. 1–21.
- Gudyanga F. P., Mahlangu T., Chifamba J., Simbi D. J. Reductive decomposition of galena (PbS) using Cr(II) ionic species in an aqueous chloride medium for silver (Ag) recovery. *Minerals Engineering*, 1999, vol. 12, no. 7, pp. 787–797.
- Zhao Y. C., Stanforth R. Productions of Zn powder by alkaline treatment of smithsonite Zn–Pb ores. *Hydrometallurgy*, 2000, vol. 56, no. 2, pp. 237–249.
- Sandberg R. G., Huiat, J. L. Ferric chloride, thiourea and brine leach recovery of Ag, Au and Pb from complex sulfides. *Journal of Metals*, 1986, vol. 38, no. 6, pp. 18–22.
- Nagib S., Inoue K. Recovery of lead and zinc from fly ash generated from municipal incineration plants by means of acid and/or alkaline leaching. *Hydrometallurgy*, 2000, vol. 56, no. 3, pp. 269–292.
- Xia D. K., Pickles C. A. Kinetics of zinc ferrite leaching in caustic media in the deceleratory period. *Minerals Engineering*, 1999, vol. 12, no. 6, pp. 696–700.
- Hearne T. M., Haeghele R. D. *Hydrometallurgy recovery of zinc from sulfide ores and concentrates*. In: Dutrizac J. E., Gonzalez J. A., Bolton G. L., Hancock P. (Eds.), *Zinc and Lead Processing*. The Metallurgical Society of CIM, 1998, pp. 765–780.
- Kamalov K. O., Akhmarov F. I. Study of the composition of zinc-containing waste – raw materials for the production of zinc chloride. Collection of materials. Vyatka State University. Kirov, 2008, vol. 1. KhF. BF. 2008, pp. 136–137 (in Russian).
- Semiokhin I. A., Strakhov B. V., Osipov A. I. *Kinetics of chemical reactions*. Moscow, Moscow State University, 1986. 232 p. (in Russian).
- Stillier V. *The Arrhenius Equation and Non-Equilibrium Kinetics*: Translated from English. Moscow, Mir Publ., 2000, pp. 55–97.
- Ospanov H. K. *Physical and chemical bases of selective dissolution of minerals*. Moscow, Nedra Publ., 1993. 175 p. (in Russian).

Информация об авторах

Рамазонова Дилбар Илѣс кизи – студент. Янгиерский филиал Ташкентского химико-технологического института (ул. Тинчлик, 1, 121000, Янгиер, Сырдарьинская область, Республика Узбекистан).

Самадий Муроджон Абдусалимзода – кандидат технических наук, доцент, заместитель директора. Янгиерский филиал Ташкентского химико-технологического института (ул. Тинчлик, 1, 121000, Янгиер, Сырдарьинская область, Республика Узбекистан). E-mail: samadiy@inbox.ru

Усманов Илхам Икрамович – доктор технических наук, профессор. Янгиерский филиал Ташкентского химико-технологического института (ул. Тинчлик, 1, 121000, Янгиер, Сырдарьинская область, Республика Узбекистан). E-mail: ilkham_usmanov@inbox.ru

Information about the author

Ramazonova Dilbar I. – Student. Yangiyer branch of the Tashkent Chemical Technological Institute (1, Tinchlik Str., 121000, Yangiyer, Syrdarya region, Republic of Uzbekistan).

Samadiy Murodjon C. – Ph. D. (Engineering), Associate Professor, Deputy Director. Yangiyer branch of the Tashkent Chemical Technological Institute (1, Tinchlik Str., 121000, Yangiyer, Syrdarya region, Republic of Uzbekistan). E-mail: samadiy@inbox.ru

Usmanov Ilkham I. – D. Sc. (Engineering), Professor. Yangiyer branch of the Tashkent Chemical Technological Institute (1, Tinchlik Str., 121000, Yangiyer, Syrdarya region, Republic of Uzbekistan). E-mail: ilkham_usmanov@inbox.ru