

УДК 622.227(088)

## ПЕРЕРАБОТКА СВИНЦА И ЦИНКА ИЗ ОТВАЛЬНЫХ РУД КАРАГАЙЛИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

**Кожогулов К.Ч., Жалгасулы Н., Бектибаев У.А.**

Институт геомеханики и освоения недр Национальной академии наук КР  
(г. Бишкек, Кыргызстан),  
Институт горного дела им. Д.А. Кунаева (г. Алматы, Казахстан)

В статье рассматриваются перспективные направления развития цветной металлургии Республики Казахстан предусматривают создание и широкое применение технических средств и технологий для комплексного и более полного освоения (обогащения) полезных компонентов из бедных и сложных по химическому и фазовому составу руд месторождений различных регионов. В этой связи актуально создание методов переработки руд способами подземного и кучного выщелачивания (геотехнологии) отвальных забалансовых, некондиционных и потерянных в недрах руд, которые позволят, не производя большого объема тяжелых дорогостоящих горных работ, получать металл непосредственно из руды. На территории Республики Казахстан имеется множество месторождений свинцово-цинковых руд, на которых добыча металлов возможна с применением процессов подземного и кучного выщелачивания. К ним относятся в первую очередь руды Лениногорского, Зыряновского, Карагайлинского, Жайремского, Текелийского, Коксуского и отвалы ряда других месторождений. Однако до настоящего времени сведения промышленном применении способов подземного и кучного выщелачивания для извлечения металлов из свинцово-цинковых руд отсутствуют.

**Ключевые слова:** перколяционное выщелачивание, свинец, цинк, отвалы, сульфиды, галенит, церуссит, концентрация

## **КАРАГАЙЛИН КЕНИНИН ТӨГҮЛҮҮЧҮ РУДАЛАРЫНАН КОРГОШУН ЖАНА ЦИНКТИ КАЙРА ИШТЕТҮҮ**

**Кожогулов К.Ч., Жалгасулы Н., Бектибаев У.А.**

КР Улуттук илимдер академиясынын Геомеханика жана жер казынасын  
өздөштүрүү институту (Бишкек ш.),  
Д.А. Кунаев атындагы Тоо-кен иштери институту (Алматы ш., Казахстан)

Макалада Казакстан Республикасынын түстүү металлургиясын өнүктүрүүнүн келечектүү багыттары комплекстүү жана толук к үчүн техникалык каражаттарды жана технологияларды түзүүнү жана кеңири колдонууну карайт (ар кайсы региондордогу кендердин химиялык жана фазалык курамы боюнча жакыр жана татаал рудалардан пайдалуу компоненттерди кошуу). Буга байланыштуу баланстан тышкаркы, кондицияланбаган жана жер казынасында жоголгон кендерди жер астындагы жана үймө жолдор менен ылгап иштетүүнүн (геотехнологиялар) методдорун түзүү актуалдуу, алар оор кымбат баалуу тоо-кен иштеринин чоң көлөмүн жүргүзбөстөн металлды рудадан түздөн-түз алууга мүмкүндүк берет. Казакстан Республикасынын аймагында коргошун-цинк рудаларынын көптөгөн кендери бар, аларда металлдарды казып алуу жер астындагы жана үймө шакардоо процесстерин колдонуу менен мүмкүн болот. Аларга биринчи кезекте Лениногорск, Зыряновский, Карагайлин, Жайрем, Текелий, Коксулук рудалары жана башка бир катар кендердин кендери кирет. Бирок азыркы учурга чейин коргошун-цинк рудаларынан металлдарды алуу үчүн жер астындагы жана үймө шакардоо ыкмаларын өнөр жайлык колдонуу боюнча маалыматтар жок.

**Баштапкы сөздөр:** перколяцияны жуу, коргошун, цинк, төгүндүлөр, сульфиддер, Галена, церуссит, концентрация

## **PROCESSING OF LEAD AND ZINC FROM WASTE ORES OF THE KARAGAYLINSKOYE DEPOSIT**

**Kozhogulov K.Ch., Zhalgasuly N., Bektibaev U.A.**

Institute of Geomechanics and development of subsoil of the National  
academy of sciences of the Kyrgyz Republic (Bishkek),  
Institute of Mining D.A. Kunaev (Almaty, Kazakhstan)

The article discusses promising directions for the development of non-ferrous metallurgy in the Republic of Kazakhstan, which provide for the creation and widespread use of technical means and technologies for complex and more complete smelting of useful components from ores from deposits of various regions that are poor and complex in chemical and phase

composition. In this regard, it is important to create processing methods ores by methods of underground and heap leaching (geotechnology) of dump off-balance, substandard and lost ores in the bowels, which will allow, without carrying out a large amount of heavy expensive mining, to obtain metal directly from ore. which the extraction of metals is possible using the processes of underground and heap leaching. These include, first of all, the ores of Leninogorsk, Zyryanovsky, Karagailinsky, Zhairemsky, Tekelisky, Koksusky and dumps of a number of other deposits. metals from lead-zinc ores are absent.

**Key words:** percolation leaching, lead, zinc, tailings, sulfides, galena, cerussite, concentration

## Введение

Академик Каныш Имантаевич Сатпаев сказал, что казахстанские ученые горно-металлургических институтов проводили совместно с работниками Лениногорского, Жезказганского, Миргалымсайского комбинатов, что комбинированным пирогидрометаллургическим методом можно уже сейчас рентабельно переработать все старые некондиционные руды и извлечь из них дополнительные количества меди, свинца, цинка и других металлов с получением востребованных товаров высокого качества. Сейчас проводится работы по использованию этих забалансовых руд для массового производства минеральной ваты и других строительных изделий с получением за счет их дополнительных материалов в том числе цинка, свинца, меди, золота, серебра, железа и других полезных компонентов, столько в каком-нибудь значительном по запасам месторождении. По комбинированному пирогидрометаллургическому способу из этих шлаков можно извлечь 98% каждого цинка, 95 % свинца, 75% меди, золота, серебра и 90% железа.

Промышленные запасы свинцовых и цинковых руд в недрах быстро уменьшаются. Содержание металлов в товарных рудах, в связи с увеличением глубины разработки снижается, соответственно увеличивается себестоимость их производства. Это стимулирует выборочную отработку участков месторождений и увеличивает потери

руд и металлов в недрах, особенно значительные при разработке месторождений со сложными горно-геологическими и горнотехническими условиями. Например, в пустотах и оруденелых породах месторождений Садонского СЦК потеряно около 54 млн. т руды. Вовлечение в отработку запасов потерянных и бедных руд позволяет расширить сырьевую базу и увеличить срок существования горных предприятий. Однако, существующие технологии добычи не позволяют рентабельно обрабатывать эти руды. В этих случаях при добыче урана, золота, меди и других металлов используют технологии подземного выщелачивания. Поэтому разработка научных основ подземного выщелачивания металлов из потерянных и забалансовых сульфидных полиметаллических руд является актуальной проблемой [1].

Современное развитие мировой практики производства цветных металлов характеризуется, с одной стороны, непрерывным повышением объема выплавки свинца и, в связи с этим ростом потребления свинцовых руд, а с другой стороны – снижением среднего содержания свинца в добываемых рудах. Широкое вовлечение в эксплуатацию месторождений трудных и бедных свинцовых руд стало возможным благодаря освоению процессов предварительного обогащения. В настоящее время в мировой практике горно-металлургической промышленности в широких масштабах перерабатываются сульфидные руды, в меньших количествах – окисленные руды. Основные обогатительные предприятия по переработке свинцовых руд находятся в СНГ (Россия, Казахстан, Украина), США. Широкое вовлечение их в обогащение объясняется простотой переработки этих руд и высокими качественными и технико-экономическими показателями. Состояние современной технологии обогащения позволяет получать из бедных сульфидных свинцовых руд концентраты весьма высокого качества [2].

Подземное и кучное выщелачивание руд позволяет простыми способами извлекать металлы из отвальных и забалансовых руд, что в

3-5 раз повышает производительность труда, в 2-3 раза снижает себестоимость получаемых металлов по сравнению с известными традиционными способами получения металлов, включающими добычу руды, ее обогащение и металлургические операции, а также способствует защите окружающей среды от загрязнения отходами промышленного производства.

Казахстан располагает кроме месторождений медных руд, пригодных для выщелачивания, большими запасами свинцово-цинковых и полиметаллических руд, переработка которых также возможна с применением способов выщелачивания.

Институтами металлургии и обогащения, горного дела, микробиологии и вирусологии, гидрогеологии и гидрофизики НАН РК проведены исследования по подземному и кучному выщелачиванию текелийских руд. На основании полученных положительных результатов была спроектирована и построена первая перколяционная полупромышленная установка с замкнутым циклом технологии, предназначенная для переработки свинцово-цинковых руд методом выщелачивания. Установка впервые была выпущена в эксплуатацию на Текелийском свинцово-цинковом комбинате.

Однако, в целом, исследования в области подземного и кучного выщелачивания свинцово-цинковых руд находятся в стадии обследования месторождений с точки зрения определения оптимальных геологических, горнотехнических и технологических условий на участках, выбираемых для выщелачивания. Согласно комплексной программе, исследуются, в частности, участки отвальных и забалансовых руд Карагайлинского горно-обогатительного комбината. Как правило, в первую очередь считается рациональным выщелачивать руды, находящиеся на поверхности, поскольку подземное выщелачивание связано с решением значительно более сложных технических проблем, чем кучное.

## Материалы и методы исследования

Отвальные руды занимают территорию комбината, загрязняют окружающую среду и вовлечение их в промышленное производство позволит дополнительно извлечь полезные компоненты, а также снизить уровень загрязнения окружающей среды. По этой причине вначале исследовались отвальные руды Карагайлинского месторождения. На комбинате имеются два отвала забалансовых руд. В одном находятся труднообогатимые окисленные руды, в другом-сульфидные. Общее количество окисленных руд составляет 450, сульфидных 730 тыс.т. [3-4]

Средний размер фракций руды, слагающей отвал, 200x200 мм. Сульфидный отвал составлен из более крупных кусков - до 1500-1500 мм, отвал окисленных руд сложен более мелкой рудой; в нем имеется фракция, представленная в основном глиноподобными охристыми образованиями. Коэффициент разрыхления руд колеблется в пределах 1,3-1,5.

Подошва отвала окисленных руд сложена в основном глинами мощностью от одного до нескольких метров, подошва же отвала сульфидных руд представлена гранитами с незначительным плащом суглинков. Подобное сочетание пород под отвалом следует считать благоприятным для организации кучного выщелачивания.

Сами отвалы сложены кварцито-баритовыми породами, баритизированными кремнисто-глинистыми сланцами, роговиками, кремнисто-глинистыми сланцами, микрокварцитами, скарнами. Наиболее распространены роговики, содержание которых доходит до 60-80%.

Рудными минералами в сульфидных рудах являются галенит и сфалерит, в окисленных к ним добавляются вторичные минералы свинца и меди — церуссит, плюмбоярозит, смитсонит, малахит, азурит и другие, а также сульфиды железа и меди — пирит и халькопирит. Все эти

минералы находятся в тесном сростании друг с другом, обособляясь в самостоятельные прослои лишь в полосчатых рудах.

По текстурным особенностям выделяются полосчатые и пятнистые руды. Первые характеризуются послойным распределением рудных минералов и могут быть чисто галенитовыми, сфалеритогаленитовыми или сфалеритовыми. Поперечник зерна галенита и сфалерита в них варьирует от долей миллиметра до 1—2 мм. Преобладают мелкозернистые разности руд. Вторые — баритовые руды с весьма тонкой, эмульсионной вкрапленностью галенита, реже сфалерита, распределенной в барите пятнами.

В составе оруденелых пород в той или иной степени могут находиться 39 химических элементов, основными из которых являются сульфат бария (10-25%) и кремнекислота (30—70%).

Галенит— наиболее важный рудный минерал — содержит практически весь свинец, представляющий основную ценность месторождения. В пределах рудной залежи галенит распределяется равномерно. Удельный вес его  $7,55 \text{ г/см}^3$ , степень окисления невелика. В тесной ассоциации с ним находится сфалерит, удельный вес которого  $3,98 \text{ г/см}^3$ . Основным минералом зоны окисления является смитсонит.

Церуссит встречается в основном совместно со смитсонитом значительно реже и только в пределах рудного тела отмечается он в виде мелких кристаллов и небольших зернистых скоплений.

Перколяционное выщелачивание отвальной сульфидной руды. Механизм процесса перколяционного выщелачивания в общих чертах моделирует подземное и кучное выщелачивание в условиях просачивания растворов через естественные трещины, поры или раздробленную взрывом массу руды. Поэтому изучение его необходимо в ходе исследований по подготовке руд к переработке методом подземного и кучного выщелачивания.

При этом определяется влияние на показатели выщелачивания следующих основных факторов: концентрации растворителя, плотности орошения [5-6].

Оптимальные значения указанных факторов дают возможность получить основные данные для прогнозирования продолжительности обработки участка и монтажа на нем соответствующего оборудования. В данной работе исследовано влияние концентрации растворителя на степень выщелачивания свинца и цинка. На отвале сульфидных руд была отобрана специальная проба для исследований.

Перколяционное выщелачивание вели в лабораторных перколяторах диаметром 100 и высотой 500 мм. Навеска руды в перколяторе 2 кг. Руда специально дробилась до крупности - 10-5 мм. Плотность орошения при выщелачивании составляла 70 л/т по аналогии с лабораторными опытами по выщелачиванию текелийских руд [7].

Режим орошения был принят следующий: пять дней орошения и два дня паузы. Количество взятого на выщелачивание раствора в каждом перколяторе 140 мл. Пробы на анализ отбирались один раз в неделю по 35 мл раствора. Вместо взятого добавляли такое же количество свежего раствора. Для подсчета расхода кислоты определяли остаточную кислотность.

## Результаты и обсуждение

Проведены лабораторные исследования извлекать цинка и свинца при перколяционном выщелачивании забалансовой карагайлинский сульфидной свинцово-цинковой руды в зависимости от концентрации хлорного железа.

Таблица 1 – Извлечение цинка и свинца при перколяционном выщелачивании забалансовой карагайлинский сульфидной свинцово-цинковой руды в зависимости от концентрации хлорного железа

Технологическое показателя выщелачивания	Продолжительность, недели								
	1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10

<b>Цинк</b>	<b>C<sub>FeCl3</sub> = 0 г/л</b>								
Концентрация в растворе, г/л	0,40	0,88	1,00	1,10	1,20	1,25	1,28	1,8	2,0
Кол-во извлеченного, г	0,056		0,14	0,15	0,16	0,178	0,179	0,25	0,28
Валовой выход, г	0,056	0,179	0,81	0,46	0,62	0,79	0,96	1,2	1,49
извлечение, % от исходного содержания	0,28	0,80	1,55	2,8	3,25	3,95	4,80	6,0	7,40
<b>Свинец</b>									
Концентрация в растворе, г/л	0,16	0,17	0,25	1,00	1,10	1,20	3,0	3,1	4,0
Кол-во извлеченного, г	0,022	0,023	0,035	0,14	0,15	0,16	0,42	0,43	0,56
Валовой выход, г	0,022	0,045	0,080	0,22	0,37	0,53	0,95	1,38	1,94
Извлечение % от исходного содержания	0,13	0,28	0,50	1,37	2,31	3,31	5,90	6,60	12,1
<b>Цинк</b>	<b>C<sub>FeCl3</sub> = 2,5 г/л</b>								
Концентрация в растворе, г/л	0,56	0,90	1,0	1,05	1,20	1,30	1,35	1,40	2,10
Кол-во извлеченного, г	0,078	0,126	0,14	0,14	0,16	0,18	0,18	0,19	0,29
Валовой выход, г	0,078	0,20	0,34	0,48	0,64	0,82	1,0	1,19	1,48
Извлечение % от исходного содержания	0,39	1,0	1,7	2,4	3,2	4,92	5,0	5,95	7,4
<b>Свинец</b>									
Концентрация в растворе, г/л	0,22	0,24	0,50	1,00	1,30	1,60	4,00	4,05	4,1
Кол-во извлеченного, г	0,03	0,03	0,07	0,14	0,18	0,22	0,56	0,56	0,57
Валовой выход, г	0,03	0,06	0,13	0,27	0,45	0,67	1,28	1,79	2,36
Извлечение % от исходного содержания	0,18	1,2	2,6	1,35	2,8	4,1	7,6	11,1	14,7
<b>Цинк</b>	<b>C<sub>FeCl3</sub> = 5 г/л</b>								
Концентрация в растворе, г/л	0,52	0,80	0,90	1,00	1,10	1,20	1,50	1,60	1,80
Кол-во извлеченного, г	0,07	0,11	0,12	0,14	0,15	0,16	0,21	0,22	0,25
Валовой выход, г	0,07	0,18	0,30	0,44	0,59	0,65	1,06	1,28	1,59
Извлечение % от исходного содержания	0,35	0,9	1,5	2,2	2,95	4,25	5,3	0,4	7,65
<b>Свинец</b>									

Концентрация в растворе, г/л	0,26	0,37	0,90	1,20	2,00	3,30	3,50	3,70	5,00
Кол-во извлеченного, г	0,03	0,05	0,126	0,16	0,28	0,46	0,49	0,51	0,7
Валовой выход, г	0,03	0,08	0,20	0,36	0,44	0,90	1,39	1,9	2,6
Извлечение % от исходного содержания	0,18	0,5	1,25	2,25	0,75	5,6	8,6	11,8	16,2
<b>Цинк</b>	<b>C<sub>FeCl3</sub> = 7,5г/л</b>								
Концентрация в растворе, г/л	0,54	1,10	1,15	1,20	1,30	1,50	1,60	1,80	2,10
Кол-во извлеченного, г	0,07	0,15	0,16	0,16	0,18	0,21	0,22	0,25	0,29
Валовой выход, г	0,07	0,22	0,38	0,54	0,72	0,93	1,15	1,4	1,6
Извлечение % от исходного содержания	0,35	1,1	1,9	2,7	3,6	4,65	5,75	7,0	8,4
<b>Свинец</b>									
Концентрация в растворе, г/л	0,26	0,47	0,85	1,20	3,10	3,90	4,10	4,30	4,60
Кол-во извлеченного, г	0,03	0,06	0,11	0,16	0,43	0,54	0,57	0,60	0,64
Валовой выход, г	0,03	0,09	0,20	0,36	0,79	1,33	1,9	2,5	3,1
Извлечение % от исходного содержания	0,18	0,56	1,25	2,25	4,9	8,3	11,8	15,6	19,3
<b>Цинк</b>	<b>C<sub>FeCl3</sub> = 10г/л</b>								
Концентрация в растворе, г/л	0,56	1,00	1,20	1,30	1,40	1,50	1,60	1,70	2,20
Кол-во извлеченного, г	0,07	0,14	0,16	0,18	0,19	0,21	0,22	0,23	0,30
Валовой выход, г	0,07	0,21	0,37	0,55	0,74	0,95	1,17	1,4	1,7
Извлечение % от исходного содержания	0,35	0,05	1,85	2,75	3,7	4,75	5,85	7,0	8,5
<b>Свинец</b>									
Концентрация в растворе, г/л	0,18	0,58	0,80	1,30	3,00	3,70	4,60	4,80	4,90
Кол-во извлеченного, г	0,02	0,08	0,11	0,18	0,42	0,51	0,64	0,67	0,68
Валовой выход, г	0,02	0,10	0,22	0,40	0,82	1,38	1,97	2,64	3,32
Извлечение % от исходного содержания	0,125	0,63	1,37	2,5	5,1	8,6	12,3	16,5	20,7

В качестве растворителя взят раствор хлорного железа в присутствии хлористого кальция. Концентрация хлористого кальция была постоянной и составляла 300 г/л, концентрация хлорного железа изменялась от 0 до 10 г/л.

Для опытов использовалась руда следующего состава, %:  $\text{SiO}_2$  - 36,3;  $\text{Al}_2\text{O}_3$  - 4,85;  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  - 6,65;  $\text{CaO}$  - 3,95;  $\text{MgO}$  - 0,8;  $\text{BaSO}_4$  - 38,0;  $\text{Pb}$  - 1,03;  $\text{Zn}$  - 0,8.

Как видно, взятая руда является силикатно-баритовой с незначительным количеством оксидов кальция и магния, что в целом играет положительную роль при выщелачивании.

Перед началом опыта руда насыщалась водой в течение двух дней. После этого проводилась кислотная промывка раствором соляной кислоты с концентрацией 10 г/л до устойчивого значения pH 1,5-2,0.

Далее в течение 9 недель шел процесс перколяционного выщелачивания, результаты которого представлены в табл. 1-2 и на рисунке.

Таблица 2- Расход соляной кислоты при перколяционном выщелачивании карагайлинской руды в зависимости от концентрации хлорного железа

$C_{\text{FeCl}}$ , г/л	Количество металлов в растворе, г	Расход кислоты (т) на 1 т	
		Руды	Металлы
0	3,43	0,0233	13,6
2,5	3,84	0,0230	12,0
5,0	4,13	0,0309	15,0
7,5	4,7	0,0212	9,02
10,0	5,02	0,0227	9,05

Как видно, с увеличением концентрации хлорного железа повышается извлечение металлов в раствор, например, в раствор без хлорного железа в конце девятой недели выщелачивания переходит

12,1% свинца и 7,40% цинка, а при железе 2,5 г/л свинца растворяется 14,7, цинка - 7,40 %.

При концентрации  $\text{FeCl}_3$  -10 г/л в раствор переходит уже 20,7 % свинца и 8,5% цинка, т. е. количество перешедшего в раствор свинца увеличивается на 8,6, цинка - на 1,1%. Концентрация металлов при 2,5 г/л  $\text{FeCl}_3$ - 4.1 свинца, 2,1 г/л цинка, при 10 г/л –соответственно 4,9 и 2,2 г/л.

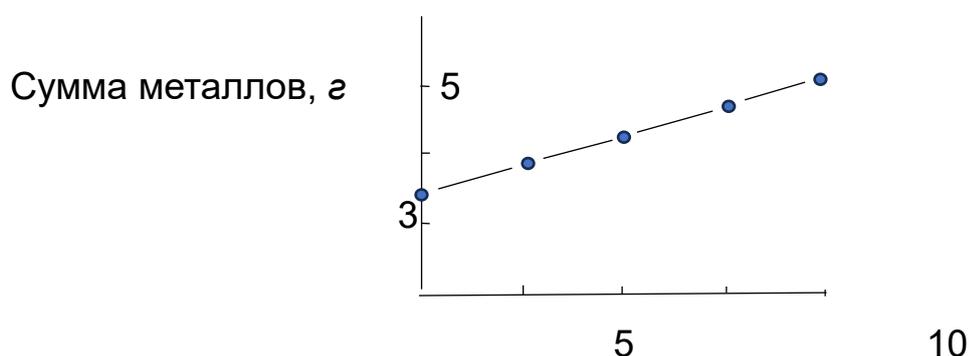


Рис. 1- Зависимость извлечения основных металлов (свинца и цинка) от концентрации хлорного железа

Расход кислоты изменялся от 23,3 до 22,7 кг на 1 т руды, на 1 т металла в сумме этот расход равен 9,02-13,6 т.

Как было установлено в ходе исследований медных и свинцово-цинковых руд, этот показатель вначале сравнительно высок, поскольку в первую очередь растворяются наиболее легко поддающиеся выщелачиванию карбонаты, т. е. происходит кислотонасыщение руды. В дальнейшем расход кислоты закономерно снижается. Подобный ход технологического процесса ожидается и для данной руды [8].

Наиболее выгодно вести выщелачивание при концентрации  $\text{FeCl}_2$  - 7,5 г/л. При сравнении результатов по извлечению металлов видно, что извлечение цинка в раствор почти в 2 раза ниже, чем свинца. По данным работ ИМиО НАН РК, извлечение цинка из текелийских руд при выщелачивании хлорным железом в пять раз ниже извлечения свинца.

В работе [9-11] приводятся сведения об электрохимическом механизме выщелачивания свинца и цинка. При этом делается вывод, что в первую очередь выщелачивается галенит, во вторую - сфалерит. Поэтому до тех пор, пока не будет выщелочен практически весь галенит, извлечение цинка в раствор будет отставать. Возможно, что при дальнейшем выщелачивании данной руды разрыв по извлечению будет все время увеличиваться в пользу свинца.

При выщелачивании без хлорного железа извлекается 74% цинка, т. е. практически столько же, как при концентрации  $\text{FeCl}_3$  -10 г/л, тогда как извлечение свинца увеличивается на 8%. Таким образом, рост концентрации хлорного железа существенным образом сказывается только на извлечении свинца. Полученные результаты позволяют прогнозировать извлечение из руды на 80% свинца в течение 3-4, цинка в течение 6-7 сезонов.

В задачу дальнейших исследований по перколяционному выщелачиванию сульфидных отвальных руд Карагайлинского месторождения должно входить проведение укрупненных опытов длительного выщелачивания на руде естественной крупности (с максимальным куском 200 мм) с целью определения действительной продолжительности выщелачивания, а также изменения трещиноватости и пористости руды в процессе выщелачивания и других факторов.

1. Проведено экспериментальное технологическое исследование по перколяционному выщелачиванию отвальной сульфидной руды Карагайлинского месторождения растворами хлорного железа и хлористого кальция.

2. Установлено, что из руды крупностью – 10+ 5 мм в течение около 2,5 месяца в раствор извлекалось в зависимости от концентрации хлорного железа (2,5-10 г/л -  $\text{FeCl}_3$ ) 12,1-20,7% свинца и 7,4-8,5% цинка. Показано, что выщелачивание возможно вести одной соляной кислотой, без

хлорного железа, но это несколько увеличивает срок выщелачивания. Расход соляной кислоты на данном этапе выщелачивания составляет около 12- 9,0 т на 1 т металла, однако, как и для большинства руд цветных металлов, имеет тенденцию к снижению.

3. Учитывая, что подошва отвала сульфидных руд сложена водонепроницаемыми породами, а при перколяционном выщелачивании данных руд получены положительные результаты, следует считать отвальные сульфидные руды Карагайлинского комбината перспективным сырьем для кучного выщелачивания.

### **ЛИТЕРАТУРА**

1. Хулелидзе К. К. Научные основы выщелачивания свинца и цинка из бедных и потерянных полиметаллических сульфидных руд/Автореферат диссертации на соискание ученой степени доктора технических наук. - Владикавказ - 2003

2. Бостандыков А. М. Исследование обогатимости и разработка технологии переработки окисленных свинцово-баритовых руд с использованием гравитационных процессов обогащения Министерство Образования и науки Республики Казахстан, магистерская диссертация.- Алматы,2019.-С.80.

3.Кунаев А.М., Катков Ю.А., Дадабаев А.Ю. и др. Перколяционные выщелачивание сульфидной свинцово-цинковой руды и извлечение металлов из растворов. - В кн.: Гидрометаллургия халькогенидных металлов. Алма-Ата, «Наука» КазССР, 1978.Л., Изд-во ЛГУ, 1967.

4. Перколяционное выщелачивание: Перколяционное выщелачивание заключается в просачивании (sci.house)

5. Бейсембаев Б. Б., Кенжалиев Б. К., Горкун В. И., Говядовская О. Ю., Игнатъев М. М. Глубокая переработка свинцово-цинковых руд и промпродуктов с получением продукции повышенной товарности. Алматы-Былым,2002.-220 с.

6. Каирбеков Ж, Жалгасулы Н., Токтамысов М. Геотехнология в процессе выщелачивания Жезказганских медистых песчаников//Промышленность Казахстана, 2017 1(100), -С.64-67.
7. Гейдаров А.А., Кашкай Ч.М., Гулиева А.А. и др. Исследование перколяционного выщелачивания ценных компонентов из хвостов обогащения Дашкесанского горно-обогатительного комбината// КІМҮА ПРОБЛЕМЛƏРІ, № 1 , - 2016.- С.17-25
8. Азадалиев Дж.А., Ахмедов Д.М., Бабаев И.А. Кобальтность скарновомагнетитовых руд Дашкесанского рудного поля и перспективы комплексной переработки их «хвостов» для извлечения кобальта и ряда ценных примесных металлов. // Известия науки о земле, 1998, №1, с.21-27. 2.
9. Чувашов П.Ю., Халезов Б.Д., Ватолин Н.А. Поисковые исследования перколяционного выщелачивания окисленных никелевых руд Серовского месторождения. // Горный информационно-аналитический бюллетень Уральского отделения РАН. Научнотехнический журнал. 2011, №12, с.183- 190.
10. Халезов Б.Д. Исследование и разработка технологии кучного выщелачивания медных и медноцинковых руд. Дис. докт.техн. наук. Екатеринбург. 2008.- 475 с.
11. Qin Wen-qing, Zhen Shi-jie., Yan Zhongqiang., Campbell Maurice. Heap bioleaching of a low-grade nickel-bearing sulfide ore containing high levels of magnesium as olivine, chlorite and antigorite. // Hydrometallurgy. 2009, vol. 98, №1-2, p. 65-69. 5. Dale F.Rucker. Deep well rinsing of a copper oxide heap. Hydrometallurgy. 2015, vol.153, p.145-153.