



ЖАЛГАСУЛЫ Н. (Институт горного дела им. Д.А. Кунаева, г. Алматы, Казахстан)

КОГУТ А.В. (Институт горного дела им. Д.А. Кунаева, г. Алматы, Казахстан)

ИСМАИЛОВА А.А. (Институт горного дела им. Д.А. Кунаева, г. Алматы, Казахстан)

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЫЩЕЛАЧИВАЕМОСТИ МЕДНЫХ РУД ЖЕЗКАЗГАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

В условиях Жезказганского медного месторождения, отрабатываемого подземным способом, потери руды в оставляемых целиках колеблются от 12 до 25 %, достигая иногда 40 %. За период разработки Жезказганского месторождения в разного рода потерях оставлены десятки миллионов тонн богатой руды. Ежегодный прирост потерь руды в различных целиках с учетом увеличивающейся добычи равен примерно годовой производительности целого рудника. Также в процесс добычи до сих пор не привлечены богатые по содержанию пропластки медных руд малой мощности. Поэтому изыскание наиболее эффективных методов добычи потерянных, забалансовых и бросовых руд имеет первостепенное значение. Одним из таких методов является подземное выщелачивание, позволяющее осуществлять их вторичную разработку и максимально полно использовать богатства недр.

Цель исследований состояла в экспериментальном исследовании процессов выщелачивания окисленных, смешанных и сульфидных медных руд старых отработанных шахт Жезказганского месторождения с использованием различных растворителей.

Выщелачивание окисдных и сульфидных руд проводилось в 2 этапа, при этом длительность кратковременных экспериментов составила 35 сут, а длительных – 294 сут.

За 10 мес. из окисленно-сульфидной руды крупностью менее 20 мм можно выщелочить 50–80 % меди. За тот же период из халькозиновой руды получено 30–50 % меди, а из борнит-халькопиритовой всего 5–12 %, что свидетельствует о малой эффективности переработки последней методом выщелачивания. Лучшими растворителями являются серная кислота ((5–10 г/л) и подкисленный сульфат окиси железа (5 г/л).

Расход серной кислоты по мере выщелачивания и развития окислительных процессов снижается до 1,6–3,2 т/т меди для окисленной руды и до 2,5–4,1 т/т для халькозиновой руды, что делает сернокислотное выщелачивание вполне приемлемым для этих руд по технико-экономическим показателям.

Ключевые слова: подземное и кучное выщелачивание, окисленные и сульфидные медные руды, серная кислота, бактерии

Введение. Современное состояние горных работ на месторождениях полезных ископаемых характеризуется рядом особенностей: увеличением глубины разработки; усложнением горно-геологических условий; снижением качества минерального сырья; ухудшением безопасности и комфортности условий труда; вредным влиянием на природную среду. Все это обуславливает значительную трудоемкость и капиталоемкость горного производства, большие потери и постоянно растущую стоимость добычи полезных ископаемых.

Повысить эффективность добычи полезных ископаемых возможно за счет применения геотехнологических методов разработки месторождений подземным и

кучным выщелачиванием с использованием различных растворителей, а также в особых случаях при присутствии бактерий. В последние годы за рубежом проводились многочисленные исследования по разработке методов и технологическому проектированию извлечения металлов кучным выщелачиванием, в частности, из забалансовых руд [1, 2]. Опубликованы также результаты работ по исследованию кинетики и оптимизации процессов выщелачивания меди из окисдных [3, 4] и сульфидных руд [5]. Применение геотехнологических методов позволяет: разрабатывать месторождения, залегающие глубоко или с низким содержанием металлов; резко снизить капитальные вложения; со-



здать поточную технологию без присутствия человека в забое; исключить или свести до минимума вредное влияние на природную среду (безотходное производство); значительно повысить производительность труда (до 3–4 раз) и снизить себестоимость добычи в 2–3 раза.

В то же время изучение специфических условий Жезказганских рудников показали, что потери руды в оставляемых целиках колеблются от 12 до 25 %, достигая иногда 40 %. За период разработки в разного рода потерях оставлены десятки миллионов тонн богатой руды. Ежегодный прирост потерь руды в целиках с учетом увеличивающейся добычи равен примерно годовой производительности целого рудника. К этому можно добавить также залежи малой мощности (до 3–5 м), характеризующиеся как слоеный пирог с пропластками руд с высоким содержанием меди, которые в настоящее время не отработаны ввиду отсутствия средств малой механизации. Поэтому изыскание наиболее эффективных методов добычи потерянных, забалансовых и бросовых руд имеет важное значение. Одним из путей решения этой проблемы является подземное и кучное выщелачивание меди из разных типов руд, способствующее их вторичной разработке и более полному использованию богатств недр [6–7]. По данным подсчетов запасов бедных и забалансовых руд Жезказганского месторождения, имеется минеральное сырье, пригодное для использования

геотехнологических методов, позволяющих увеличить сырьевую базу месторождения.

Целью работы является экспериментальное исследование процессов выщелачивания окисленных, смешанных и сульфидных медных руд старых отработанных шахт Жезказганского месторождения с использованием различных растворителей.

Методы исследования. Проведенные Институтом горного дела им. Д.А. Кунаева исследования по выщелачиванию меди осуществлялись на образцах окисленно-сульфидной, халькозинной и борнит-халькопиритовой руд медистых песчаников шахт 39, 45 и 55 Жезказганского месторождения. Опыты проводились в перколяторах диаметром 15 см, изготовленных из винипласта и оргстекла. Согласно рекомендациям А.Г. Касаткина максимальный диаметр каждого куса должен быть в 8 раз меньше диаметра перколятора. Поэтому крупность руды во всех экспериментах была менее 20 мм, при этом дробление руды до нужного размера проводилось на щековой дробилке [8–10].

Изучалась пригодность и эффективность различных растворителей методом затопления (модель подземного выщелачивания). Ситовые составы окисленно-сульфидной и сульфидных руд приведены в табл. 1 и 2. Загрузка руды в перколяторы по 1 кг.

Таблица 1

Ситовой состав окисленно-сульфидных руд

Фракция, мм	Выход фракции	Загрузка руды в перколятор, кг	Количество меди в перколяторе, мг
–20 + 10	44,7	0,447	6705
–10 + 5	31,0	0,320	7750
–5 + 0,5	16,8	0,168	5106
–0,5 + 0	7,5	0,075	3652
Итого:	100,0	1,000	23213

Таблица 2

Ситовой состав сульфидных руд для выщелачивания

Фракция, мм	Халькозиновая			Борнит-халькопиритовая		
	Выход, %	Навески в перкол., кг	Количество меди, г	Выход, %	Навески в перкол., кг	Количество меди, г
–20 + 10	53,1	0,531	–	54,0	0,540	–
–10 + 5	27,1	0,271	–	31,7	0,317	–
–5 + 0,5	12,9	0,129	–	10,8	0,108	–
–0,5 + 0	6,9	0,069	–	3,5	0,035	–
Итого:	100,0	1,000	37,3	100,0	1,000	66,0

В выщелачивающих растворах медь определялась полярографическим методом на полярографе со ртутно-капающим электродом. Полярографирование проводилось на фоне раствора NH_4OH в присутствии рН хлорида аммония при потенциале полу-волны, равном 0,54 В. Количественное определение меди проводилось по методу калибровочных кривых.

В ряде вариантов для интенсификации процесса выщелачивания в растворы вносились тионовые бактерии. Эти бактерии, как известно, окисляют двухвалентное железо до трехвалентного. Поэтому при изучении процесса выщелачивания важное значение имеет определение содержания железа в растворе. Определение железа в растворе проводилось по методике, приведенной по работам [10, 11].

Определение Fe^{2+} . Раствор в котором было оттитровано окисное железо, нагревают до 60–70 °С и добавляют около 100 мг персульфата аммония. При этом двухвалентное железо окисляется до трехвалентного. Окисленный раствор оттитровывают тем же раствором трилона Б до исчезновения розового оттенка. По окончании титрования испытывают полноту окисления Fe^{2+} добавкой персульфата аммония, при необходимости раствор оттитровывают.

Содержание железа вычисляется по формуле:

$$\text{Fe}^{+2} = \frac{nM \cdot 55850}{V}, \quad (1)$$

где n – расход трилона Б;

M – молярность раствора трилона Б;

V – объем аликвота;

1 мл трилона соответствует 0,5585 г/л железа.

Определение Fe^{3+} . Аликвоту, содержащую 1–10 мг железа, отбирают в коническую колбу, добавляют 1 каплю 0,5%-ного раствора металлического фиолетового. Если раствор окрашивается в синий цвет, добавляют по каплям 1 н раствор HCl до перехода окраски в сине-зеленую ($\text{pH} = 1,2 - 1,3$). Если раствор окрасится в желтый цвет ($\text{pH} < 0,5$), то добавляют 1 н NH_4OH до сине-зеленой окраски.

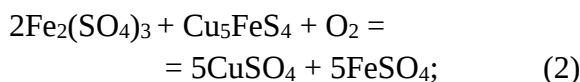
Раствор с $\text{pH} = 1,2 - 1,3$ нагревают до 60–70 °С, добавляют 1 мл 10%-ного раствора сульфосалициловой кислоты (при наличии Fe^{3+} появляется красно-фиолетовая окраска) и титруют 0,01-молярным раствором трилона-Б до исчезновения розового оттенка.

Определение рН раствора. При изучении процесса выщелачивания важное значение имеет учет расхода кислоты на одну тонну металла.

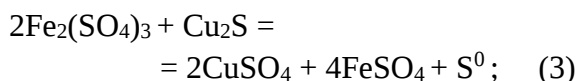
Определение расхода кислоты проводилось путем измерения величины рН раствора на приборе марки рН-262 и пересчета кислотности по калибровочной кривой.

Наиболее важными минералами Жезказгана являются борнит, халькозин и халькопирит. Взаимодействие этих минералов с сульфатом окиси железа протекает по следующим уравнениям:

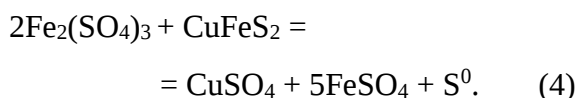
Борнит



Халькозин



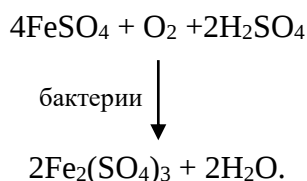
Халькопирит



Таким образом, в растворах происходит накопление сульфата закиси железа, инертного для выщелачивания. Помимо этого, сульфат закиси железа образуется также и при цементации растворов:



Однако сульфат закиси железа под действием тионовых бактерий в кислой среде может превращаться в сульфат окиси железа по схеме:



Таким образом, получается раствор, который может быть повторно использован в следующем цикле выщелачивания.

Результаты исследования.

Опыты по выщелачиванию окисленно-сульфидной руды шахты 39 были проведены в кратковременных экспериментах (35 сут), в зависимости от примененных растворителей, извлечение меди из руды составило от 2,2 до 21,4 % при расходе серной кислоты 2,5–4,1 т/т меди.

Выщелачивание тех же проб руды было продолжено с целью изучения выщелачиваемости меди в длительных экспериментах, но с более ограниченным набором экономически или технологически целесообразных растворителей [11–16]. Результаты приведены в табл. 3, 4.

Как видно из табл. 3, при выщелачивании окисленно-сульфидной руды шахты 39 около 80 % меди извлечено за 294 сут. в вариантах 4 (10 г/л серной кислоты) и 5 (5 г/л H_2SO_4 и 1 г/л окисного железа). Эти показатели свидетельствуют об извлечении из руды не только окисленных форм меди (на которые приходится 74,7 % относительных), но и части сульфидной. 70%-ное извлечение металла из руды достигнуто в вариантах 3 и 6 (15 г/л серной кислоты, 10 г/л кислоты + 1 г/л железа).

Таблица 3

Выщелачивание меди из окисленно-сульфидной руды

Растворители и их концентрации	I этап		II этап		Всего за 294 сут.	
	мг	%	мг	%	мг	%
1. Серная кислота (5) + сульфат окиси железа (5) + клетки	2676	11,5	9816	41,8	12792	53,3
2. Серная кислота (10) + сульфат окиси железа (5) + клетки	4759	20,5	8840	37,6	13596	58,1
3. Серная кислота (5)	2135	9,2	14621	62,2	16756	71,4
4. Серная кислота (10)	3399	14,6	15253	64,9	18654	79,5
5. Серная кислота (5) + сульфат окиси железа (5)	2474	10,7	16451	70,0	18924	80,7
6. Серная кислота (10) + сульфат окиси железа (5)	4267	18,4	12095	51,5	16362	69,9
7. Серная кислота (5) + сульфат окиси железа (25) + клетки	3843	16,6	10264	43,7	14007	60,3
8. Серная кислота (5) + сульфат окиси железа (25)	4966	21,4	7850	33,4	12816	54,8

В бактериальных вариантах (1, 2 и 7) выщелочено от 53,3 до 60,3% меди, что уступает скорости химического процесса. Следует отметить, что на первом этапе (35 дней) выщелачивание по вариантам имело свой специфический характер. Лучшие результаты на этом этапе были получены в вариантах 2, 8 и 6. Более плотные концентрации железа (варианты 1, 7, 5 и 8, 3 и 5, 4 и 6) не повлияли на увеличение выхода меди в раствор. Таким образом, для пробы окисленно-сульфидной руды лучшим растворителем следует признать серную кислоту концентрации 5–10 г/л.

Выщелачивание сульфидных руд проводилось также в 2 этапа. Первый продолжался 35 дней, длительность второго 259 сут., а общая продолжительность – 294 сут. После 1-го этапа, на котором испытывается широкий набор растворителей, такие как хлористый натрий, азотная и соляная кислота, гипохлорит были признаны неэффективными, и опыты 2-го этапа с ними не проводились. Результаты, полученные с использованием ряда растворителей, выбранных на первом этапе, приведены в табл. 4.

Полученные результаты свидетельствуют о том, что борнитовая руда оказалась значительно более упорной к выщелачиванию по сравнению с халькозиновой. Учитывая, что даже при мелком дроблении (–20 мм) максимальное извлечение меди за 294 сут. составляло 10%. Технологию химико-бактериального выщелачивания борнитовой руды следует признать нерациональной. В то же время такая технология по отношению к халькозиновой руде достаточно эффективна, дальнейшие эксперименты по выщелачиванию этого типа руд перспективны [17].

Для обоих типов руды лучшим растворителем оказалась серная кислота (5 г/л) с добавкой 5 г/л сульфата окиси железа. За 294 сут. с его помощью извлечено меди из борнитовой руды – 11,9%, а из халькозиновой – 54,6 %. Несмотря на высокую карбонатность руд, аммиачные растворители оказались наименее эффективными, к тому же их использование для подземного выщелачивания нежелательно по санитарно-гигиеническим соображениям.

Таблица 4

Выщелачивание сульфидных руд различными растворителями

Растворители и их концентрации (г/л)	I этап		II этап		Выщелачивание меди всего за 294 дня	
	мг	%	мг	%	мг	%
Халькозиновые руды						
9. Аммиак (5) + бикарбонат аммония (5)	1368	3,67	11 045	29,6	12 413	33,7
10. Серная кислота (5) + хлорное железо (12)	170	0,45	16 640	44,6	16 810	45,7
11. Соляная кислота (5) + хлорное железо (12)	284	0,76	14 420	36,0	14 704	40,0
12. Серная кислота (5) + сульфат окиси железа (5)	1126	3,01	18 987	44,6	20 113	54,6
Борнит-халькопиритовая руда						
13. Серная кислота (5) + сульфат окиси железа (5)	511	0,76	7349	11,1	7860	11,9
14. Серная кислота (5) + сульфат окиси железа (5) + клетки	351	0,53	6129	9,3	6481	9,8
15. Аммиак (5) + бикарбонат аммония (5)	241	0,35	2932	4,4	3173	4,8



Таблица 5

Удельный расход серной кислоты на выщелачивание 1 т меди из различных руд

Растворители и их концентрации	I этап	II этап	Выщелачивание всего за 294 сут.
Окисленно-сульфидная руда			
Серная кислота (5) + сульфат окиси железа(5) + клетки бактерий	2,95	5,48	5,20
Серная кислота (10) + сульфат окиси железа(5) + клетки бактерий	3,55	3,10	3,26
Серная кислота (5)	3,61	2,35	2,51
Серная кислота (10)	3,53	1,28	1,66
Серная кислота (5) + сульфат окиси железа(5)	4,08	1,44	1,79
Серная кислота (10) + сульфат окиси железа(5)	4,01	2,48	2,83
Серная кислота (5) + сульфат окиси железа(25) + клетки бактерий	3,49	6,64	5,81
Серная кислота (5) + сульфат окиси железа(25)	2,54	1,60	1,94
Халькозиновая руда			
Аммиак (5) + бикарбонат аммония (5)	–	–	–
Серная кислота (5) + хлорное железо (12)	73,5	3,40	4,11
Соляная кислота (5)+хлорное железо (12)	–	–	–
Серная кислота (5) + сульфат окиси железа (5)	9,4	2,16	2,56
Борнит-халькопиритовая руда			
Серная кислота (5) + сульфат окиси железа(5)	22,0	4,69	5,79
Серная кислота (5) + сульфат окиси железа (5) + клетки бактерий	35,4	11,35	12,61
Аммиак (5) + бикарбонат аммония (5)	–	–	–

Расход серной кислоты в расчете на 1 т выщелоченной меди является (наряду с выщелачиваемостью металла) одним из важнейших показателей эффективности гидрометаллургического метода разработки руд. Очевидно, что чем ниже удельный расход кислоты на выщелачивание, тем ниже себестоимость получаемой меди и выше технико-экономические показатели процесса. За верхний предел расхода кислоты в настоящее время принимают 5 т на 1 т меди.

Как видно из табл. 5, удельный расход кислоты на выщелачивание меди колеблется в зависимости от минералогического состава руд – от 1,66 до 12,61 т/т меди.

Привлекает внимание факт снижения расхода серной кислоты в расчете на 1 т меди в процессе выщелачивания (за исключением двух бактериальных вариантов 1 и 7). Так как в вариантах 2–6, 8, 10, 12, 13 и 14 расход серной кислоты на II

этапе при выщелачивании окисленно-сульфидной руды снижается в 1,1–2,8 раза, при переработке халькозиновой руды – в 4,3–21,6 раза, при выщелачивании борнитовой руды – в 3,1–4,7 раза. Таким образом, процесс выщелачивания меди сопровождается повышенным расходом серной кислоты лишь на первом этапе, но в дальнейшем расход снижается до экономически и технологически приемлемых величин 1,6–4,1 т кислоты на тонну меди [18].

Выводы:

1. Горно-геологические особенности Жезказганского месторождения (неглубокое залегание, водонепроницаемый экран, отсутствие капитальных сооружений на поверхности, угол залегания и т.п.), выявленные в пределах ранее отработанных шахтных полей, допускают использование геотехнологического метода извлечения меди.



2. За 10 мес. из окисленно-сульфидной руды крупностью менее 20 мм можно выщелочить 50–80 % меди. За тот же период из халькозиновой руды получено 30–50 % меди, а из борнит-халькопиритов – 5–12 %, что свидетельствует о малой эффективности переработки последней методом выщелачивания. Лучшими растворителями являются серная кислота 5–10 г/л и подкисленный сульфат окиси железа 5 г/л.

3. Расход серной кислоты по мере выщелачивания и развития окислительных процессов снижается до 1,6–3,2 т/т меди для окисленной руды и до 2,5–4,1 т/т для халькозиновой руды, что делает сернокислотное выщелачивание вполне приемлемым для этих руд по технико-экономическим показателям.

4. Предложенные варианты выщелачивания могут найти применение в условиях отработанной части рудничной площадки, а также при кучном извлечении металла из предварительно отбитых и замагазинированных руд.

Библиографический список

1. Bartlett Robert W. Metal extraction from ores by heap leaching. *Metallurgical and Materials Transactions B*, vol. 28, issue 4, 1997, pp. 529-548.
2. Petersen Jochen. Heap leaching as a key technology for recovery of values from low-grade ores – A brief overview. *Hydrometallurgy*, volume 165, part 1, 2016, pp. 206-212.
3. Shayestehfar M.R., Karimi S., Mohammadalizadeh Nasab H. Mineralogy, petrology, and chemistry studies to evaluate oxide copper ores for heap leaching in Sarcheshmeh copper mine, Kerman, Iran. *Journal of Hazardous Materials*, vol. 154, issues 1–3, 2008, pp. 602-612.
4. Hoseinian Fatemeh Sadat, Bahadori Moein, Hashemzadeh Mohsen, Rezai Bahram, Soltani-Mohammadi Saeed. Application of Mathematical Modeling on Copper Recovery Optimization of Oxide Ores. *JOM*, vol. 69, issue 10, 2017, pp. 1939–1944.
5. Noei Saman Beikzadeh, Sheibani Saeed, Rashchi Fereshteh, and Mirazimi Seyed Mohammad Javad. Kinetic modeling of copper bioleaching from low-grade ore from the Shahrababak Copper Complex. *International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials*, vol. 24, issue 6, 2017, pp. 611-623.
6. Ракишев Б. Природный и научно-технический потенциал производства редких, редкоземельных металлов // *Промышленность Казахстана*. – 2016. – 1(94). – С. 40-43.
7. Сатпаева Т.А. Минералогический состав руд Дзезказганского месторождения. – В кн.: *Большой Дзезказган*. – Том I. – А-Ата: 1961. – С. 29-41.
8. Калабин А.И. Добыча полезных ископаемых подземным выщелачиванием. – М.: Атомиздат, 1969. – 375 с.
9. Новик-Качан В.П. и др. Добыча металлов способом выщелачивания. – М.: Цветметинформация, 1970.
10. Лунев Л.И., Рудаков И.Е. Подземные системы выщелачивания металлов. М.: Цветметинформация, 1979. – 90 с.
11. Соломин Г.А., Фесенко Н.Г. Определение Fe^{II}, Fe^{III} в кислотных водах. В сб.: *Современные методы анализа природных вод*. М.: Изд-во АН СССР, 1962.
12. Ляликов Н.Н., Соколова Г.А. Микробиологическая характеристика некоторых рудных месторождений Центрального Казахстана. – *Микробиология*, 1965. – Т. 34. – Вып. 2. – С. 335-343.
13. Жалгасулы Н., Каирбеков Ж.К., Битимбаев М.Ж. и др. Проблемы и пути рационального использования минерального сырья – В сб.: *Научно-техническое обеспечение горного производства*. – Т.64. – Алматы: 2002. – С. 177-181.
14. Жалгасулы Н., Каирбеков Ж.К., Черний Г.М. и др. Комплексное использование отходов различных отраслей промышленности Казахстана // *Спецвыпуск НЦ КИМС РК: Пути минимизации и предотвращения*. – Алматы: 2002. – С. 44-46.
15. Помашев О.П., Жалгасулы Н. и др. А.С. № 1581761 от 24.05.88. Способ кучного выщелачивания меди из руд.
16. Алтаев Ш.А., Жалгасулы Н. и др. К вопросу выщелачивания металла из рудных целиков // *Труды школы-семинара ГИГХС*. – М.: 1985.
17. Алтаев Ш.А., Токтамысов М.Т., Жалгасулы Н. Геотехнологические методы разработки рудных месторождений: Монография. – Алматы: Рауан, 1997. – 287 с.
18. Жалгасулы Н., Черний Г.М., Тумаков В.А. Физико-химические способы интенсификации выщелачивания цветных металлов // *ГИАБ*. – 2004. – №2.



“Gornye nauki i tehnologii”/ “Mining science and technology”, 2018, No. 2, pp. 14-20	
Title:	STUDY OF LEACHABILITY OF ZHEZKAZGAN DEPOSIT COPPER ORES
Author 1:	Name & Surname: N. Zhalgasuly Company: Kunaev Mining Institute Address: 191, Abay Ave., Almaty, Kazakhstan, A05A1K0
Author 2:	Name & Surname: A.V. Kogut Company: Kunaev Mining Institute Address: 191, Abay Ave., Almaty, Kazakhstan, A05A1K0
Author 3:	Name & Surname: A.A. Ismailova Company: Kunaev Mining Institute Address: 191, Abay Ave., Almaty, Kazakhstan, A05A1K0
DOI:	10.17073/2500-0632-2018-2-14-20
Abstract:	In the conditions of Zhezkazgan copper deposit, exploited by underground method, ore losses in pillars left ranges from 12 to 25%, sometimes reaching 40%. During the period of Zhezkazgan deposit development, tens million tonnes of rich ores remained as the losses. Annual growing ore losses in various pillars, taking into account the growing overall ore production, is approximately equal to the annual productivity of the whole mine. Besides, high-grade copper ore sublayers has not yet involved in mining. Therefore, the search for the most effective methods of mining lost, off-balance, and waste ores is of paramount importance. One of such methods is in-situ leaching, which allows secondary extracting and maximum use of the mineral wealth. The research purpose was to experimentally study the processes of leaching of oxidized, mixed, and sulfide copper ores for old mined-out mines of Zhezkazgan deposit using various solvents. Leaching of oxidized and sulfide ores was carried out in 2 stages, while duration of the short-term tests was 35 days, and that of long-term ones, 294 days. For 10 months, 50-80% of copper can be leached from the oxidized-sulfide ores with particle size of below 20 mm. For the same period, 30-50% of copper was leached from chalcocite ore, whereas only 5-12% were extracted from bornite-chalcopyrite ore. This indicates low efficiency of leaching processing of the bornite-chalcopyrite ore. The best solvents in this case are sulfuric acid (5-10 g/l) and acidified iron (III) sulfate $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ (5 g/l). Sulfuric acid consumption in the process of leaching and development of oxidizing processes decreases to 1.6-3.2 t/t of copper for the oxidized ore and to 2.5-4.1 t/t for the chalcocite ore that makes sulfuric acid leaching quite acceptable for these ores in terms of performance indicators.
Keywords:	underground and heap leaching, oxidized and sulfide copper ores, sulfuric acid, bacteria.
References:	1. Bartlett Robert W. <i>Metal extraction from ores by heap leaching</i>. Metallurgical and Materials Transactions B, vol. 28, issue 4, 1997, pp. 529-548. 2. Petersen Jochen. <i>Heap leaching as a key technology for recovery of values from low-grade ores – A brief overview</i>. Hydrometallurgy, volume 165, part 1, 2016, pp. 206-212. 3. Shayestehfar M.R., Karimi S., Mohammadalizadeh Nasab H. <i>Mineralogy, petrology, and chemistry studies to evaluate oxide copper ores for heap leaching in Sarcheshmeh copper mine</i>. Kerman, Iran. Journal of Hazardous Materials, vol. 154, issues 1–3, 2008, pp. 602-612. 4. Hoseinian Fatemeh Sadat, Bahadori Moein, Hashemzadeh Mohsen, Rezai Bahram, Soltani-Mohammadi Saeed. <i>Application of Mathematical Modeling on Copper Recovery Optimization of Oxide Ores</i>. JOM, vol. 69, issue 10, 2017, pp. 1939–1944. 5. Noei Saman Beikzadeh, Sheibani Saeed, Rashchi Fereshteh, and Mirazimi Seyed Mohammad Javad. <i>Kinetic modeling of copper bioleaching from low-</i>



- grade ore from the Shahrabak Copper Complex. *International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials*, vol. 24, issue 6, 2017, pp. 611-623.
6. Rakishev B. Prirodnyj i nauchno-tehnicheskij potencial proizvodstva redkih, redkozemelnyh metallov [Natural and scientific and technical potential of rare, rare earth metals production]. *Promyshlennost Kazakhstana*, 2016, 1(94), pp. 40-43.
7. Satpaeva T.A. Mineralogicheskij sostav rud Dzhezkazganskogo mestorozhdeniya [Mineralogical composition of the Dzhezkazgan deposit]. In the book "Bolshoj Dzhezkazgan", T. 1, Alma-Ata, 1961, pp. 29-41.
8. Kalabin A.I. Dobycha poleznyh iskopaemyh podzemnym vyshelachivaniem [Extraction of minerals by underground leaching]. Moscow, Atomizdat, 1969, 375 p.
9. Novik-Kachan V.P., et al. Dobycha metallov sposobom vyshelachivaniya [Extraction of metals by leaching]. Moscow, Cvetmetinformaciya, 1970.
10. Lunev L.I., Rudakov I.E. Podzemnye sistemy vyshelachivaniya metallov [Underground systems of metal leaching]. Moscow, Atomizdat, 1979, 90 p.
11. Solomin G.A., Fesenko N.G. Opredelenie Fe^{II} , Fe^{III} v kislotnyh vodah [Determination of Fe^{II} , Fe^{III} in acid waters]. Moscow, PH of the USSR Academy of Sciences, 1962.
12. Lyalikov N.N., Sokolova G.A. Mikrobiologicheskaya harakteristika nekotoryh rudnyh mestorozhdenij Centralnogo Kazakhstana [Microbiological characteristics of some ore deposits in Central Kazakhstan]. *Mikrobiologiya*, 1965, T. 34, Iss. 2, pp. 335-343.
13. Zhalgasuly N., Kairbekov Zh.K., Bitimbaev M.Zh., et al. Problemy i puti racionalnogo ispolzovaniya mineralnogo syrya □ V sb.: Nauchno-tehnicheskoe obespechenie gornogo proizvodstva [Problems and ways of rational use of mineral raw materials. In: Scientific and technical support of mining]. In Scientific and technical support of mining, T. 64, Almaty, 2002, pp. 177-181.
14. Zhalgasuly N., Kairbekov Zh.K., Chernij G.M., et al. Kompleksnoe ispolzovanie othodov razlichnyh otraslej promyshlennosti Kazakhstana [Complex use of waste products of various industries of Kazakhstan]. Special Issue of NC COPUOS RK "Puti minimizacii i predotvrasheniya" ["Ways of minimization and prevention"]. *Al-mats*, 2002, pp. 44-46.
15. Pomashev O.P., Zhalgasuly N. et al. Certificate of authorship No. 1581761 of May 24, 1988. Sposob kuchnogo vyshelachivaniya medi iz rud [Method of heap leaching of copper from ores].
16. Altaev Sh.A., Zhalgasuly N., et al. K voprosu vyshelachivaniya metalla iz rudnyh celikov. Trudy shkoly-seminara GIGHS [To the question of leaching metal from ore ends. Proceedings of the School-Seminar of the GIGHS]. Moscow, 1985.
17. Altaev Sh.A., Toktamysov M.T., Zhalgasuly N. Geotekhnologicheskie metody razrabotki rudnyh mestorozhdenij: Monografiya [Geotechnological methods for development of ore deposits: Monograph]. Almaty, Rauan, 1997, 287 p.
18. Zhalgasuly N., Chernij G.M., Tumakov V.A. Fiziko-himicheskie sposoby intensifikacii vyshelachivaniya cvetnyh metallov [Physicochemical methods of intensification of leaching of non-ferrous metals]. Mining information and analytical bulletin, 2004, no. 2.