

УДК 669.21/.23
МРНТИ 57.37.33
<https://doi.org/10.31643/2018/6445.5>

Комплексное использование
минерального сырья. № 2. 2018.

С. М. КОЖАХМЕТОВ¹, С. А. КВЯТКОВСКИЙ^{2*}, А. С. СЕМЕНОВА¹,
Р. С. СЕЙСЕМБАЕВ¹, Б. А. ОМИРЗАКОВ¹

¹ Институт металлургии и обогащения, Алматы, Казахстан, *e-mail: kvyatkovskiy55@mail.ru

² Казахский национальный исследовательский технический университет имени К.И. Сатпаева, Алматы, Казахстан

ПРОЦЕСС ЖИДКОФАЗНОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ ОГАРКОВ, ПОЛУЧЕННЫХ ИЗ ЗОЛОСОДЕРЖАЩИХ ШТЕЙНОВ

Received: 27 February 2018 / Peer reviewed: 30 March 2018 / Accepted: 21 May 2018

Резюме. В статье приведены результаты исследований по восстановлению золотосодержащих огарков. Изучено влияние температуры (1350 - 1450 °С, с шагом 50 °С), содержания кокса в шихте (3,68; 2,78; 1,86; 0,94 %). Результаты опытов по изучению влияния температуры на степень восстановления огарков показали, что наиболее полно процесс восстановления протекает при температурах 1400–1450 °С. При этом, выход металлизированной фазы находится в пределах 13–15 %, содержание железа в ней составляет в среднем 71 мас. %. Изучено влияние расхода кокса на степень восстановления огарка при оптимальной температуре 1400 °С. Экспериментальное определение расхода кокса на степень восстановления огарка показало возможность закономерного регулирования содержаний металлов в металлизированной фазе путем изменения его содержания в шихте. Установлены основные параметры жидкофазного восстановления огарков с получением шлака и металлизированной фазы, обогащенной золотом и серебром. Результаты исследований могут быть применены для разработки и создания нового метода извлечения благородных и других металлов из штейнов, полученных сократительной пирометаллургической селекцией (СПС-процесс), заключающегося в прямой плавке упорных вскрытию коренных руд и концентратов золота. Обжиг штейнов с дальнейшим выделением из них металлизированной фазы, содержащей благородные металлы, позволит создать полную пирометаллургическую переработку упорных коренных руд золота, минуя процессы обогащения и цианирования, с извлечением более 95 % золота и серебра. В случае обеспечения высокой степени извлечения благородных металлов в товарные продукты и положительных технико-экономических показателей восстановительной плавки возможна передача коллекторных золотосодержащих металлических сплавов на конвертирование медных штейнов медеплавильных заводов.

Ключевые слова: золотосодержащие руды, плавка, обжиг, кокс, штейн, огарок, шлак, металлизированная фаза, золото, серебро.

Введение. В течение последних двух-трех десятилетий неуклонно уменьшается доля золота, извлекаемого из простых в технологическом отношении золотых руд. Одновременно возрастает доля золота, извлекаемого из руд, переработка которых требует более сложных технологических схем, включающих операции гравитационного обогащения, флотации, обжига, плавки, выщелачивания и т. д. Такие руды, переработка которых в обычных условиях цианидного процесса не обеспечивает достаточно высокого извлечения золота или сопровождается повышенными затратами на отдельные технологические операции (измельчение, цианирование, обезвоживание, осаждение золота из растворов и т.д.), называют упорными [1].

Нами был выполнен краткий анализ существующих и разрабатываемых способов пирометаллургического вскрытия упорного

золотосодержащего сырья и дано физико-химическое и технологическое обоснование разрабатываемого СПС-процесса упорных золотосодержащих руд и концентратов [2]. Для имеющихся в труднодоступных и безводных районах ряда стран (ЮАР, Россия, Китай, США, Киргизия и др.) крупных, особоупорных месторождений золота, их переработка методом СПС-процесса с извлечением благородных и других металлов в коллекторный штейн, может оказаться весьма перспективной.

В условиях СПС-процесса прямой плавки упорного золотосодержащего сырья извлекающей фазой для благородных и ряда цветных металлов является штейн. В ходе выполнения исследований по программе «Научно-технологическое сопровождение интенсификации производства золота в Республике Казахстан на 2011-2014 годы» и ранее проведенных НИР, полупромышленных и

промышленных испытаний прямой плавки упорных золото-мышьяковых и золото-мышьяк-кобальтовых концентратов [3, 4] полученные коллекторные штейновые расплавы перерабатывались различными методами. Были испытаны и предложены следующие варианты извлечения золота и других металлов из штейнов путем:

- передачи их на передел конвертирования медных штейнов и извлечения благородных и цветных металлов на медеплавильных заводах Республики Казахстан;

- измельчения и обжига коллекторных штейнов с дальнейшим извлечением благородных металлов методом классического цианирования из полученных золотосодержащих огарков и возвратом хвостов этого процесса в голову процесса;

- восстановительной переработки полученного золотосодержащего огарка с концентрацией благородных и цветных металлов в металлическом сплаве, направляемом на аффинажное производство;

- лабораторных испытаний метода электромембранного оксигидрохлорирования.

Поскольку основной задачей работы было определение технологических параметров процесса обжига коллекторных штейнов, в работе [2] нами был рассмотрен полный анализ по данной теме. Было показано, что по методу пирометаллургической переработки упорных концентратов золота и связанным с ним получением коллекторных для благородных металлов штейновых расплавов имеется ограниченное количество исследований и разработок. Ниже рассмотрены лишь несколько примеров по извлечению золота и других металлов из сульфидных коллекторов. В настоящей статье приведены результаты переработки коллекторных штейнов способом обжига с удалением из них серы, мышьяка и углерода, с дальнейшей восстановительной плавкой огарков.

В настоящее время более 1/3 объема золота в Казахстане производится попутно пирометаллургическим методом на медных и свинцовых заводах [5, 6]. Передача коллекторных штейнов СПС-процесса на передел конвертирования медеплавильных заводов и получение золота по существующей схеме из шламов электролиза черновой меди является одним из таких методов.

Нами совместно с институтом «Казмеханобр» были изучены процессы извлечения золота из коллекторных штейнов методом оксигидрохлорирования их в электромембранных аппаратах.

Сквозное извлечение ценных компонентов в катодный продукт составило, %: Au – 98,1; Ag – 98,83; Cu – 98,1.

В работе [7] приведены различные варианты извлечения золота из коллекторных штейнов, полученных в ходе полупромышленных и промышленных испытаний электроплавки золотомышьяковых концентратов Акбакайского ГМК. Полученные богатые благородными металлами штейны обжигались в печах кипящего слоя (КС), огарки подвергались цианированию с извлечением из растворов благородных металлов методом электролиза.

Как показали наши исследования по изучению процессов прямой плавки различных по составу упорных коренных руд золота, полученные по методу СПС-процесса коллекторные штейны существенно отличаются по составу от штейнов, полученных при плавках золотомышьяковых концентратов, особенно по содержаниям благородных металлов. К тому же в литературе отсутствуют сведения по вскрытию таких штейнов пирометаллургическими методами.

На многих предприятиях золотоперерабатывающей промышленности Казахстана, выпускающих золотосодержащие концентраты, отсутствует пирометаллургическая технология их переработки.

Результаты данной работы позволят перерабатывать коллекторные штейны с получением промежуточных продуктов, пригодных для переработки на аффинажных заводах. Поэтому исследования в этом направлении актуальны.

Цель работы - получение технологических параметров процессов жидкофазного восстановления огарков с получением металлизированной фазы, обогащенных золотом и серебром.

Экспериментальная часть и обсуждение результатов. Был подготовлен исходный штейн с выполнением его химического анализа на атомно-абсорбционном спектрофотометре AA240 «Varian Optical Spectroscopy Instruments, (Австралия). При этом было принято, что для выполнения работы наиболее целесообразным следует считать использование коллекторного для золота и других металлов штейна, полученного нами при лабораторных плавках (СПС-процесс) коренной богатой золотом руды месторождения Бакырчик, а в качестве исходного материала для восстановления металлов огарок, полученный после обжига этого штейна - химические составы которых, приведены в таблице 1. В качестве флюса был использован шлак укрупненной балансовой плавки

золотосодержащей руды месторождения Саяк IV (шлак 1), содержащий SiO_2 – 55,18 %. Шлак 2 использовался в опытах по определению расхода кокса на степень восстановления огарка при оптимальной температуре.

Для изучения прямого восстановления золотосодержащих огарков были проведены эксперименты в высокотемпературной камерной печи НТС 08/16 Nabertherm GmbH (Германия) в интервале температур 1350-1450 °С.

Использовались алундовые тигли, которые для предотвращения вторичного окисления шихты, накрывались графитовой крышкой. Навеска шихты составляла 220 г. Состав используемого шлака указан в таблице 1. В качестве восстановителя использовался кокс с содержанием углерода не менее 97 %.

Из данных таблицы 1 видно, что в процессе прямой плавки коренной руды месторождения Бакырчик достигнуто высокое удаление мышьяка с газовой фазой, так как в исходной золотосодержащей руде содержание мышьяка составляло 2,05 %. Повышенные содержания углерода в штейнах обуславливается тем, что штейны были получены в условиях укрупненных плавов шихты весом 1000 г в графитовых тиглях.

Для удаления оставшихся летучих составляющих (сера и углерод) проводился окислительный обжиг золотосодержащего железистого штейна, по методике укрупненных балансовых экспериментов [8].

Влияние температуры на степень восстановления огарков. Эксперименты проводили с постоянным весом и составом шихты (огарок – 47,72 %, шлак – 47,72 % и кокс – 4,56 %), рассчитанным на полное восстановление железа из огарка; температуру варьировали от 1350 до 1450 °С с шагом 50 °С. Для получения достаточного для химического анализа количества продуктов, опыты проводились в двух тиглях и объединённые пробы этих материалов анализировались на основные компоненты.

В таблицах 2 и 3 приведены условия проведения, выходы и химические составы продуктов трех тигельных плавов.

В процессе экспериментов по восстановлению огарка получены два основных продукта – шлак и металлизированная фаза, которые хорошо разделялись. Возгоны не анализировались, поскольку их трудно было собрать в условиях экспериментов, а вес взят по разности между исходными и конечными продуктами.

Таблица 1 – Химический состав исходных материалов

Материал	Содержание												
	г/т		мас. %										
	Au	Ag	Cu	Fe	S	As	Co	C	SiO_2	CaO	Al_2O_3	MgO	B_2O_3
Штейн	52,90	41,77	0,850	50,1	34,56	0,18	-	10,05	-	-	-	-	-
Огарок	46,45	36,80	0,490	44,5	13,26	0,16	-	3,15	-	-	-	-	-
Шлак № 1	0,24	0,98	0,031	2,22	0,88	0,014	0,001	0,22	55,18	22,79	8,22	0,79	7,92
Шлак № 2	0,30	1,02	0,034	2,22	0,44	0,013	0,001	0,16	54,80	22,79	9,24	1,18	8,37

Таблица 2 – Условия проведения экспериментов, вес и выходы продуктов плавов

№ опыта	№ тигля	Т, °С	Выход продуктов плавов от веса шихты, %		
			металлизированная фаза	шлак	возгоны
1	1	1350	9,1	72,79	18,11
	2		8,51	73,61	17,88
	Всего		8,81	73,2	17,99
2	1	1400	14,26	67,31	18,43
	2		15,32	65,68	19
	Всего		14,79	66,5	18,71
3	1	1450	15,43	65,2	19,37
	2		14,61	66,03	19,36
	Всего		15,02	65,61	19,37

Таблица 3 – Химический состав продуктов плавки шихты

№ о п.	Продукты плавки	Содержание											
		г/т		мас. %									
		Au	Ag	Cu	Fe	S	As	C	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	B ₂ O ₃
1	Металл. фаза	251,4	184,21	2,56	65,43	10,19	0,79	6,42	-	-	-	-	-
	Шлак	0,1	2,68	0,1218	19,49	0,87	0,019	0,15	31,89	21,05	9,57	1,34	4,65
2	Металл. фаза	149,82	111,55	1,7	73,8	15,66	1,58	4,24	-	-	-	-	-
	Шлак	0,1	2,56	0,1218	23,67	0,35	0,017	0,02	33,92	21,59	10,02	0,96	4,49
3	Металл. фаза	147,5	110,14	1,46	74,12	13,3	0,79	4,16	-	-	-	-	-
	Шлак	0,1	2,48	0,1218	23,92	0,56	0,017	0,13	34,70	22,12	12,20	0,19	4,93

Таблица 4 – Условия проведения и выходы продуктов экспериментальных тигельных плавки по определению влияния расхода кокса на степень восстановления огарка

№ опыта	Вес шихты, г	Состав шихты, %	№ тигля	Выходы продуктов плавки от веса шихты, %		
				металлизированная фаза	шлак	возгоны
4	218	Огарок 48,16	1	11,69	70,5	17,81
		Шлак 48,16				
		Кокс 3,68	2	11,95	70,43	17,62
		Всего 100				
5	216	Огарок 48,61	1	8,74	75,2	16,06
		Шлак 48,61				
		Кокс 2,78	2	9,68	74,68	15,64
		Всего 100				
6	214	Огарок 49,07	1	6,28	77,46	16,26
		Шлак 49,07				
		Кокс 1,86	2	6,37	78,83	14,8
		Всего 100				
7	212	Огарок 49,53	1	2,96	82,74	14,3
		Шлак 49,53				
		Кокс 0,94	2	2,4	83,18	14,42
		Всего 100				

Наиболее полное восстановление огарка достигается при температурах 1400 – 1450 °С. Исходя из этого, для дальнейших экспериментов принята оптимальная температура 1400 °С.

Из данных таблиц видно, что получаемые шлаковые расплавы как по шлакообразующим оксидам, так и по содержанию металлов характеризуются устойчивыми составами. Однако содержание благородных металлов в металлизированной фазе колеблется в довольно широких пределах. Существенные расхождения в содержаниях, отмечаемые нами неоднократно в работах [2, 8], явились следствием отсутствия методик надежного определения содержаний золота и серебра в штейновых и металлических расплавах, с высоким содержанием железа (60 – 75 мас. %).

Таким образом, из представленных выше данных можно сделать вывод, что при наиболее полном восстановлении шихты, достигаемом при

температурах 1400 – 1450 °С, выход металлизированной фазы составит 14,79 – 15,02 %, с содержанием железа 73,8-74,12 мас. %.

В целом полученные результаты могут быть использованы при решении проблем извлечения золота и других металлов из огарков обжига золотосодержащих концентратов и руд, используемого на ряде зарубежных предприятий [9-12].

Влияние расхода кокса в шихте на восстановление огарка. Опыты проводили по аналогии с предыдущей серией опытов, но в качестве флюса использовали шлак № 2. Количество кокса от веса шихты рассчитывалось на степень восстановления железа в металлизированной фазе 80, 60, 40 и 20 % и составляло соответственно 3,68; 2,78; 1,86; 0,94 %. Проведено 4 серии опытов. Состав шихты, выходы продуктов плавки приведен в таблице 4, химический состав в таблице 5.

Таблица 5 – Результаты химического анализа продуктов плавки шихты

№ опыта	Продукт плавки	Содержание											
		г/т		мас. %									
		Au	Ag	Cu	Fe	S	As	C	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	B ₂ O ₃
4	Металл. фаза	189,2	139,75	2,19	77,98	17,41	0,53	4,64	-	-	-	-	-
	Шлак	0,1	2,62	0,122	18,1	0,48	0,021	0,065	33,22	18,92	11,30	2,68	4,65
5	Металл. фаза	245,8	180,9	2,56	50,13	19,33	0,32	5,98	-	-	-	-	-
	Шлак	0,1	2,64	0,122	25,76	0,91	0,018	0,23	23,20	18,92	12,07	1,34	4,49
6	Металл. фаза	360,7	258,5	3,41	64,06	18,72	0,79	6,42	-	-	-	-	-
	Шлак	0,1	3,06	0,122	25,06	0,74	0,016	0,22	28,98	11,73	-	6,52	4,17
7	Металл. фаза	808,1	544,8	6,82	54,31	19,38	0,79	6,68	-	-	-	-	-
	Шлак	0,22	3,06	0,122	25,07	1,05	0,024	0,14	28,34	17,32	9,51	1,91	3,91

Из данных таблицы 4 видно, что с уменьшением расхода кокса в шихте выход металлизированной фазы сокращается, шлака – увеличивается. При этом, как видно из таблицы 5, металлизированная фаза обогащается металлами, что хорошо согласуется с литературными данными [13-17] и свидетельствует о возможности регулирования их содержаний в металлизированной фазе изменением содержания кокса в шихте. Чем меньшее количество металлизированной фазы будет получено, тем она будет более концентрированной по благородным металлам. Поэтому можно рекомендовать минимальный расход кокса.

Извлечение благородных металлов в металлизированную фазу составило: Au – 93,7-99,69 %; Ag – 77,5-90,0 %, что гораздо выше достигнутого уровня извлечения при переработке золотосодержащего сырья классическими гидрометаллургическими методами [1, 14].

Выводы. Результаты опытов по изучению влияния температуры на степень восстановления огарков показали, что наиболее полно процесс восстановления протекает при температурах 1400 – 1450 °С. При этом выход металлизированной фазы находится в пределах 13-15 %, а содержание железа в ней составляет в среднем 71 мас. %.

Извлечение благородных металлов в металлизированную фазу в зависимости от степени восстановления огарка изменяется незначительно и составляет для золота 99,71-99,75 %, для серебра – 89,25-91,0 %.

Экспериментальное определение расхода кокса на степень восстановления огарка показало возможность закономерного регулирования содержаний металлов в металлизированном

сплаве путем изменения его содержания в шихте. С уменьшением выхода металлизированной фазы она закономерно обогащается металлами в пределах: золота – 189,2-808,1 г/т, серебра 139,75-544,8 г/т и меди – 2,19-6,82 %. Извлечение благородных металлов в металлизированную фазу составило: Au – 93,7-99,69 %; Ag – 77,5-90,0 %.

ЛИТЕРАТУРА

- 1 Захаров Б.А., Меретуков М.А. Золото: упорные руды. – М.: Руда и металлы, 2013. – 452 с.
- 2 Кожухметов С.М., Бектурганов Н.С., Квятковский С.А. Пирометаллургическое обогащение труднообогатимых упорных руд золота // Современные методы технологической минералогии в процессах комплексной и глубокой переработки минерального сырья: матер. междунар. совещ. Пласинские чтения-2012. – Петрозаводск, 2012. – С. 259–261.
- 3 Омаров С.И., Кожухметов С.М., Омарова Н.С., Ниталина В.А., Омарова А.С. Электроплавка на металлизированный штейн как способ извлечения благородных металлов из упорных золото-мышьяковистых концентратов // Цветные металлы. – 2004. – № 4. – С. 49–51.
- 4 Лерман Б.Д., Омарова Н.С. Промышленные испытания восстановительной электроплавки золотомышьяковых концентратов Акбакайского ГОКа // Горный журнал Казахстана. – 2008. – № 3. – С. 33–35.
- 5 Зеленов В.И., Щендригин А.Н. Пути совершенствования технологии переработки золото- и серебросодержащих руд. обзорн. инф. М.: ВИЭМС, 1986. – 40 с.
- 6 Marsden J., House I. The chemistry of gold extraction. – Ellis Horwood. N. Y. 1993. – 597 p.
- 7 Омарова Н.С. Развитие научных основ восстановительно-сульфидирующей электроплавки и её применение в металлургии цветных и благородных металлов. Автореферат докторской диссертации. – Алматы, 2010. – 288 с.
- 8 Semenova A.S., Kozhakhmetov S.M., Kvyatkovskiy S.A., Kim L.P., Sejsenbaev R.S. Technological parameters of direct smelting of gold-containing refractory ledge of Bakyrchik deposit // Complex Use of Mineral Resources. – 2016. – № 4. – P. 35–38.
- 9 Зеленов В.И. Методика исследования золото- и серебросодержащих руд 3-е издание. – М.: Недра, 1989. – 302 с.

10 Лодейщиков В.В. Углерод в золотосодержащих рудах и его влияние на процесс цианирования // Золото добыча. – 2008. – № 116. – С. 8–12.

11 Комогорцев Б.В., Вареничев А.А. Проблемы переработки бедных и упорных золотосодержащих руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2016. – № 2. – С. 204–218.

12 Лодейщиков В.В. Извлечение золота из упорных руд и концентратов. – М.: Недра, 1968. – 204 с.

13 Котляр Ю.А., Меретуков М.А., Стрижко Л.С. Металлургия благородных металлов. – М.: Руда и Металлы, 2005. Т.1. – 431 с.

14 Меретуков М.А. Золото: химия, минералогия, металлургия. – М.: Руда и металлы, 2008. – 528 с.

15 Меретуков М.А., Орлов А.М. Металлургия благородных металлов. Зарубежный опыт. – М.: Металлургия, 1991. – 415 с.

16. Seitkan A., Redfern S. Processing double refractory gold-arsenic-bearing concentrates by direct reductive melting // *Minerals Engineering*. – 2016. – V. 98. – P. 286-302. DOI: 10.1016/j.mineng.2016.08.017.

17. Moskalyk R.R., Alfantazi A.M. Review of copper pyrometallurgical practice: today and tomorrow // *Minerals Engineering*. – 2003. – V. 16. – P. 893-919. DOI: 10.1016/j.mineng.2003.08.002.

REFERENCES

1 Zakharov B.A., Meretukov M.A. *Zoloto: upornye rudy*. (Gold: resistant ores.) Moscow: Ore and metals. **2013**, 452. (in Russ.).

2 Kozhakhmetov S.M., Bekurganov N.S., Kvyatkovskiy S.A. *Pirometallurgicheskoe obogashchenie trudnoobogatimyykh upornykh rud zolota* (Pyrometallurgical enrichment of difficult-to-refractory resistant gold ores). *Sovremennye metody tekhnologicheskoy mineralogii v protsessakh kompleksnoy i glubokoy pererabotki mineral'nogo syr'ya: mat. mezhdunar. soveshch. Plaksinские chteniya-2012*. (Modern methods of technological mineralogy in the processes of complex and deep processing of mineral raw materials: proceeding of Internation. the meeting. Plaksin Readings-2012). Petrozavodsk, **2012**. 259–261. (in Russ.).

3 Omarov S.I., Kozhakhmetov S.M., Omarova N.S., Nitalina V.A., Omarova A.S. *Ehlektroplavka na metallizirovannyj shtejn kak sposob izvlecheniya blagorodnykh metallov iz upornykh zolotomyslysh'yakovistykh kontsentratov* (Electrofusion on metallized matte as a way of extraction of precious metals from persistent gold-arsenic concentrates). *Tsvetnyye metally = Non-ferrous metals*. **2004**. 4, 49–51. (in Russ.).

4 Lerman B.D., Omarova N.S. *Promyshlennyye ispytaniya vosstanovitel'noj ehlektroplavki zolotomyslysh'yakovykh kontsentratov Akbakajskogo GOKa* (Industrial tests for regenerative electric melting of gold arsenic concentrates of Akbakay mining and refining plant).

Gornyy zhurnal Kazakhstana = Mining Journal of Kazakhstan. **2008**. 3, 33–35. (in Russ.).

5 Zelenov V.I., Shchendrigin A.N. *Puti sovershenstvovaniya tekhnologii pererabotki zoloto- i serebrosoderzhashchikh rud: obzorn. inf.* (Ways to improve the technology of processing gold and silver-containing ores: overview. inf.) Moscow: VIEMS. **1986**, 40. (in Russ.).

6 Marsden J., House I. *The chemistry of gold extraction*. Ellis Horwood. N. Y. **1993**, 597. (in Eng.).

7 Omarova N.S. *Razvitiye nauchnykh osnov vosstanovitel'no-sul'fidiruyushchej ehlektroplavki i ee primeneniye v metallurgii tsvetnykh i blagorodnykh metallov* (Development of scientific fundamentals of reducing-sulphiding electric melting and its application in the metallurgy of non-ferrous and precious metals). *Avtoreferat doktorskoj dissertatsii* (Abstract of the doctoral dissertation). Almaty. **2010**, 288. (in Russ.).

8 Semenova A.S., Kozhakhmetov S.M., Kvyatkovskiy S.A., Kim L.P., Sejsymbaev R.S. Technological parameters of direct smelting of gold-containing refractory ledge of Bakyrchik deposit. *Complex Use of Mineral Resources*. **2016**. 4, 35–38. (in Eng.).

9 Zelenov V.I. *Metodika issledovaniya zoloto- i serebrosoderzhashchikh rud 3-e izdanie* (Methodology for the study of gold- and silver-bearing ores. 3rd edition) Moscow: Nedra. **1989**, 302. (in Russ.).

10 Lodejshchikov V.V. *Uglerod v zolotosoderzhashchikh rudakh i ego vliyaniye na protsess tsianirovaniya* (Carbon in gold-bearing ores and its influence on the cyanidation process). *Zoloto dobycha = Gold mining*. **2008**. 116, 8–12. (in Russ.).

11 Komogortsev B.V., Varenichev A.A. *Problemy pererabotki bednykh i upornykh zolotosoderzhashchikh rud* (Problems of processing of poor and persistent gold-bearing ores) *Gornyy informatsionno-analiticheskij byulleten' = Mining information-analytical bulletin*. **2016**. 2, 204–218 (in Russ.).

12 Lodejshchikov V.V. *Izвлечение золота из упорных руд и концентратов* (Extraction of gold from persistent ores and concentrates). Moscow: Nedra. **1968**, 204. (in Russ.).

13 Kotlyar YU.A., Meretukov M.A., Strizhko L.S. *Metallurgiya blagorodnykh metallov*. (Metallurgy of precious metals.) Moscow: Ore and metals. **2005**. 1. 431. (in Russ.).

14 Meretukov M.A. *Zoloto: khimiya, mineralogiya, metallurgiya*. (Gold: chemistry, mineralogy, metallurgy). Moscow: Ore and metals. **2008**, 528. (in Russ.).

15 Meretukov M.A., Orlov A.M. *Metallurgiya blagorodnykh metallov. Zarubezhnyy opyt*. (Metallurgy of precious metals. Foreign experience) Moscow: Metallurgy. **1991**, 415. (in Russ.).

16. Seitkan A., Redfern S. Processing double refractory gold-arsenic-bearing concentrates by direct reductive melting. *Minerals Engineering*. **2016**, 98, 286-302. DOI: 10.1016/j.mineng.2016.08.017. (in Eng.).

17. Moskalyk R.R., Alfantazi A.M. Review of copper pyrometallurgical practice: today and tomorrow *Minerals Engineering*. **2003**, 16. 893-919. DOI: 10.1016/j.mineng.2003.08.002. (in Eng.).

ТҮЙІНДЕМЕ

Мақалада алтын құрамды күйіндіні тотықсыздандыру жайында зерттеудің қысқаша нәтижелері келтірілген. Температураның әсер етуі (1350–1450 °С, 50 °С кадаммен), кокстың кождамадағы құрамы (3,68; 2,78; 1,86; 0,94 %) зерттелді. Алтынды тотықсыздандырып қалпына келтіру нәтижелері бойынша 1400-1450 °С температурада жүзеге асырылатыны көрсетілді. Осыны ескере отырып, металл фазасының кірістілігі 13–15 % шамасында құрайды, ал оның құрамындағы темірдің мөлшері орташа 71 % болып табылады. Оңтайлы 1400 °С температурада кокстың тұтыну әсері зерттелді. Кокстың тәжірибелік шығыны, күйіктердің тотықсыздану денгейіне байланысты болатыны, яғни металды фазада олардың шихта құрамына байланысты метаддардың құрамын басқаруына болатыны көрсетілді. Ол мысты-темірлі корытпаларын алу сұйық фазалық құрылымдарын қалпына келтіру негізінде алтынның негізгі параметрлерін орнату, күміс пен алтынға бай жылтырын басатыны анықталды. Зерттеу нәтижелері байырғы алтын кенімен және концентраттарын қос ашылуына төзімді және төзімді балкыту штейн жинаушы ҚПС процесімен алтын және басқа да металдар өндіру жаңа әдістерін әзірлеу және құру үшін қолданылуы мүмкін. Осы коллекторлы алтынды-мысты-темірлі корытпаларын одан әрі металданған фазаға бөліп алу алтынды ерітінділеу және циандау байырғы айналып өтуіне

процестерінсіз алтынды толық пирометаллургиялық өңдеу арқылы алтынды және күмісті 95 % жоғары молайту жолымен сульфидті штейн алуға мүмкіндік береді. Негізгі керекті заттармен қамтамасыз ету барысында тауар өнімдері мен балқытуды азайту үшін техника-экономикалық параметрлері қымбат металдар қажеттілігін қалпына келтіру жағдайында коллекторлы алтын құрамды металдық балқымаларын конвертерлеу мен мыс балқыту зауытының мыс штейндерінен құрамында алтыны бар металл қорытпаларын өндіріп беруге болатыны көрсетілді.

Түйін сөздер: алтын құрамдас кендер, балқыту, күйдіру, кокс, штейн, күйінді, қож, металданған құрылым, алтын, күміс.

ABSTRACT

The results of researches on the direct restoring of refractory ores of gold and pyrometallurgy enrichment of the collector mattes of gold have been introduced in the article. The tests for gold containing calcine restoring at the temperature range of 1350-1450 ° C were performed in the laboratory. At the results of testing of temperature effect on the degree of gold containing calcine restoring it became known the process of restoring is much overall at the temperatures of 1400-1450 ° C. At this, the yield of a metalized phase is at 13-15 % range, and iron content is 71 % on the average. The effect of coke consumption on the rate of calcine restoring under the effective temperature of 1400 ° C has been studied. The coke consumption on the calcine restoring rate made by experiment have shown the possibility of regular control of metals content in the metalized alloy by changing its content in the feed stock. The basic parameters of liquid phase gold containing calcine restoring with obtaining copper-ferrous alloy and mattes enriched by gold and silver have been determined. The research results can be applied for the development and creation of the new methods of gold and other metals extraction from a collector sulphide mattes-CPS (contracted pyrometallurgical selection) process consisting of direct melting of ledge ores persistent to opening and gold concentrates. The roasting of collector gold containing sulphide mattes with further separating of gold-copper-iron alloys will enable to create a complete pyrometallurgy technology of processing of refractory ledge gold ores escaping the enrichment processes and cyanidation, with 98-99 % of gold extraction. In case of providing a high-scale of precious metals extraction in finale products and the positive technical and economical characteristics of recovery melting the transfer of collector gold contained metal alloys for the copper mattes converting of copper plants is possible.

Key words: gold, silver, roasting, collector sulphide gold-containing matte, slag, metalized phase, gold-containing ores

Поступила 27.02.2018.

УДК 669.333.4.184

МРНТИ 53.01.91

<https://doi.org/10.31643/2018/6445.6>

**Комплексное использование
минерального сырья. № 2. 2018.**

Е. А. СИТЬКО¹, Б. М СУКУРОВ^{1}, Г. С. РУЗАХУНОВА^{1,2}, Б. А. ОМИРЗАКОВ¹,
А. Е. БАЙДУИСЕНОВА¹*

¹*Институт металлургии и обогащения, Алматы, Казахстан, *e-mail: bsukurov@gmail.com*

²*Казахский национальный исследовательский технический университет имени К.И. Сатпаева,
Алматы, Казахстан*

КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА КОНВЕРТЕРНЫХ ШЛАКОВ

Received: 13 March 2018 / Peer reviewed: 27 April 2018 / Accepted: 19 May 2018

Резюме. В настоящее время практически все заводы, перешедшие на автогенную плавку медьсодержащих концентратов, используют флотацию конвертерных шлаков (КШ), оставляя при этом в хвостах 0,55-0,90 % Cu, что превышает содержание меди в промышленной руде. С хвостами флотации теряется большая часть железа, цинка, свинца и силикатная составляющая КШ. Получаемый концентрат из конвертерного шлака (ККШ) содержит магнетит, что отрицательно сказывается на работе плавильной печи, а при магнитной сепарации получаемого концентрата теряется часть меди. Цель работы – разработка пирометаллургического способа переработки КШ с полной его утилизацией. Методология исследований – проведение тигельных плавов для выбора оптимальных параметров восстановительной плавки шихты на основе КШ. Показано технологическое решение двухстадийного процесса: на первой стадии, при температурах 1250-1300 °С, медь выделяют в металлизированный промпродукт и проводят корректировку состава шлака, из которого, на второй стадии, при температурах 1450-1500 °С, восстанавливают железо и переводят его в чугун. Способ позволяет полностью утилизировать все компоненты шлака. Медь на 95 % переходит в металлизированный сплав, а в шлаке второй стадии восстановления остается около 0,02 % Cu, 2–5 % Fe и 0,2 % S. Медьсодержащий сплав поступает на конвертирование, свинец и цинк переходят в возгоны. Получаемый обезметалленный шлак пригоден для использования его в строительных изделиях. Кроме того, горячий шлак II стадии обеднения может служить отличным флюсом конвертирования, что особенно актуально при переработке на черновую медь богатых штейнов, т.к. этот процесс идет с напряженным тепловым балансом.

Ключевые слова: конвертерный шлак, восстановление, обедненный шлак, чугун, медьсодержащий сплав, высокая температура, пирометаллургия, черновая медь