

УДК 669.15'3.187.28:541.1
МРНТИ 57.37.31
<https://doi.org/10.31643/2018/6445.17>

Комплексное использование
минерального сырья. № 3. 2018.

С. М. КОЖАХМЕТОВ¹, С. А. КВЯТКОВСКИЙ^{1,2*}, М. К. СУЛТАНОВ³, З. К. ТУЛЕГЕНОВА³,
А. С. СЕМЕНОВА¹

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

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

³Жезказганский медеплавильный завод Kazakhmys Smelting, Жезказган, Казахстан

ПЕРЕРАБОТКА ОКИСЛЕННЫХ МЕДНЫХ РУД И СУЛЬФИДНЫХ МЕДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ АКТОГАЙСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПИРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИМИ СПОСОБАМИ

Received: 18 June 2018 / Peer reviewed: 11 July 2018 / Accepted: 01 August 2018

Резюме. Изучены возможности переработки окисленной медной руды и сульфидного медного концентрата месторождения Актогай пирометаллургическими методами на действующих металлургических агрегатах крупнейшего производителя меди в Казахстане ТОО «Kazakhmys Smelting». Исследованы химические, фазовые составы и термические характеристики образцов актогайской руды и концентрата. Для проверки возможности использования окисленной медной руды месторождения Актогай в качестве кварцевого флюса в условиях автогенной плавки в печах Ванюкова (ПВ) совместно с медными сульфидными концентратами были проведены лабораторные эксперименты. Они позволили установить, что замена кварцевого флюса на окисленную руду месторождения Актогай вполне допустима, учитывая удовлетворительный состав шлаков и штейнов, полученных при плавках даже при содержании диоксида кремния в использованной руде 64,56 %. При большем содержании в руде диоксида кремния ее использование в качестве флюса будет еще более эффективным. Имеющихся мощностей двух печей Ванюкова недостаточно для переработки всего объема высокосернистого медного сырья, включая актогайский сульфидный медный концентрат, с помощью автогенной плавки. Поэтому в лабораторных условиях и в промышленном масштабе была проведена предварительная проверка возможности переработки части бедных по меди и высокосернистых актогайских концентратов на рудно-термических электропечах (РТП) Жезказганского медеплавильного завода (ЖМЗ). Результатами лабораторных исследований и предварительных промышленных испытаний была показана возможность такой переработки с получением штейнов, содержащих не менее 47 % меди и пригодных для конвертирования на существующем оборудовании ЖМЗ.

Ключевые слова: окисленная медная руда, сульфидный медный концентрат, кварцевый флюс, автогенная плавка, электроплавка, шлак, штейн

Введение. Использование пирометаллургических технологий переработки окисленной медной руды и сульфидного медного концентрата актогайского месторождения может стать альтернативой гидрометаллургическим методам переработки этих руд [1-9]. Основным преимуществом пирометаллургических технологий является высокая степень извлечения меди в штейн из концентрата – более 90 %. Кроме того, пирометаллургическая переработка позволит извлечь ~90 % благородных металлов при их наличии в сырье. Классические гидрометаллургические технологии переработки медьсодержащего сырья, включая сернокислотное выщелачивание, имеют низкие производительность и степень извлечения металлов, не позволяющие извлекать из медных руд благородные металлы [10-12]. Современные

пирометаллургические технологии, в том числе автогенные, позволяют сократить до минимума предварительную подготовку сырья – измельчение и сушку.

Переработка медных руд, в том числе окисленных, пирометаллургическими методами представляет определенный интерес [13-15]. Если переработка руды актогайского месторождения при использовании ее в качестве флюса при автогенной плавке ПВ не вызывает серьезных возражений, то пирометаллургическая переработка актогайских медных концентратов, однозначно, наиболее выгодна при использовании автогенных видов плавки. В ТОО «Корпорация «Казахмыс» в настоящее время используется четыре плавильных агрегата – две печи Ванюкова на Балхашском медеплавильном заводе (БМЗ) и две электропечи на ЖМЗ. Таким

образом, только половина плавильных мощностей относится к автогенным процессам плавки – две печи ПВ на БМЗ.

При расчетах возможного объема производства новых высокосернистых актогайских концентратов выяснено, что, с учетом имеющихся высокосернистых концентратов, перерабатываемых в настоящее время на БМЗ, мощности этого завода недостаточно, чтобы переработать весь объем новых концентратов. Конечно, самым логичным решением такой проблемы является увеличение плавильных мощностей на БМЗ и ЖМЗ за счет строительства новых промышленных агрегатов автогенной плавки. Однако это связано с очень большими затратами. В то же время плавильные мощности ЖМЗ из-за ограниченного производства богатых по меди малосернистых жезказганских концентратов загружены не полностью. Электропечи ЖМЗ были спроектированы специально для переработки этих уникальных по составу концентратов. При этом возникает вопрос – можно ли использовать электропечи ЖМЗ для переработки части высокосернистых актогайских концентратов и, если это возможно, какое их количество может быть переработано без существенной модернизации существующей технологии?

Как известно, основные трудности переработки высокосернистых медных концентратов в электропечах связаны с низкой степенью десульфуризации сульфидной шихты и отсутствием возможности ее регулирования. Поэтому при плавке в электропечах получают относительно бедные штейны, конвертирование которых приводит к значительному удлинению процесса конвертирования и большому объему конвертерных шлаков. При эксплуатации плавильного цеха ЖМЗ установлено, что для сохранения баланса материальных потоков между плавильным и конвертерным участками ЖМЗ при поддержании максимальной производительности цеха по меди при работе

двух электропечей содержание меди в получаемом штейне должно быть не менее 47 %. Таким образом, решение проблемы переработки высокосернистых актогайских концентратов сводится к определению состава шихты, состоящей из жезказганского и актогайского концентратов, которая позволит получать штейны с содержанием меди не менее 47 % и шлаки, состав которых обеспечивает минимальные потери меди.

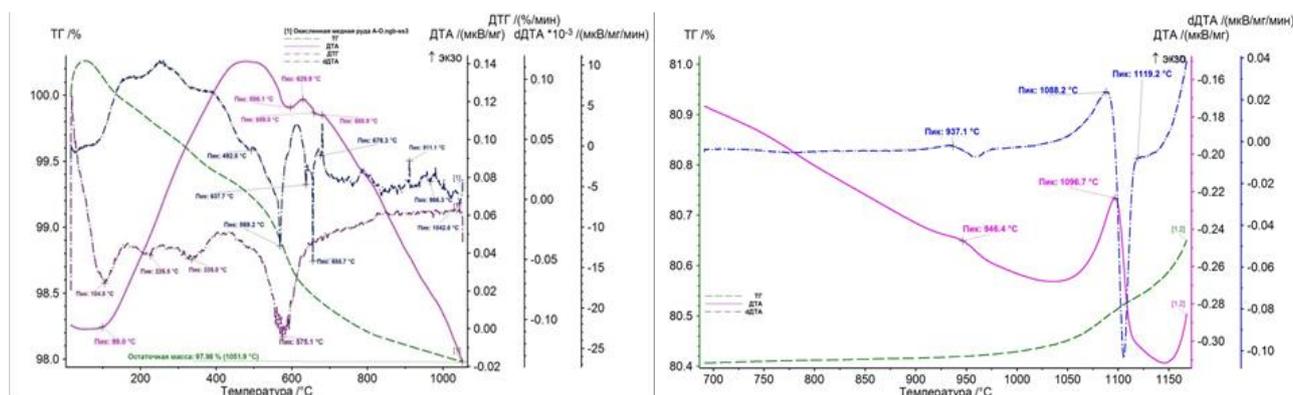
Экспериментальная часть и обсуждение результатов. Для определения химического, фазового составов окисленной медной руды месторождения Актогай и медного сульфидного актогайского концентрата, а также определения их термических характеристик был проведен комплекс физико-химических исследований, включающий химический, рентгенофазовый и термический анализы. Химические составы исходных исследуемых материалов представлены в таблице 1.

Рентгенофазовый анализ проводился на дифрактометре D8 Advance (BRUKER) с излучением α -Cu. Проба окисленной медной руды месторождения Актогай содержит фазы минералов: кварца SiO_2 , ортоклаза $\text{K}(\text{AlSi}_3\text{O}_8)$, мусковита $\text{KAl}_3\text{Si}_3\text{O}_{10}(\text{OH})_2$, альбита $\text{Na}(\text{AlSi}_3\text{O}_8)$, клинохлора $\text{Mg}_{4,88}\text{Fe}_{0,22}\text{Al}_{1,881}\text{Si}_{2,96}\text{O}_{10}(\text{OH})_8$, талька $\text{Mg}_3(\text{Si}_4\text{O}_{10})(\text{OH})_2$. Проба сульфидного медного концентрата представлена халькопиритом CuFeS_2 , пиритом FeS_2 , мусковитом $\text{KAl}_2(\text{Si,Al})_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2$, кварцем SiO_2 , альбитом $(\text{Na,Ca})\text{Al}(\text{Si,Al})_3\text{O}_8$ и сульфидом молибдена MoS_2 .

Термический анализ проб окисленной руды месторождения Актогай и актогайского сульфидного медного концентрата был проведен с использованием прибора синхронного термического анализа STA 449 F3 Jupiter. Обработка результатов, полученных с помощью STA 449 F3 Jupiter, производилась посредством программного обеспечения NETZSCH Proteus.

Таблица 1 – Химический состав исходных материалов

Материал	Содержание, %											
	Cu	Fe	S	Zn	Pb	Mo	C	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	пр.
Окисленная медная руда м. Актогай	0,32	1,44	0,03	н/а	н/а	н/а	н/а	64,56	4,37	15,53	1,77	11,98
Сульфидный медный концентрат м. Актогай	24,11	25,06	31,42	0,19	0,39	0,37	4,62	9,54	1,01	2,82	0,28	0,19



а – окисленная медная руда

б – сульфидный медный концентрат

Рисунок 1 – Термограммы проб руды и концентрата

Таблица 2 – Расчетные составы шихт для получения штейнов, содержащих 50 и 55 % меди

Наименование материалов	Вес шихты		Состав, %							
	г	%	Cu	S	Fe	Zn	Pb	SiO ₂	CaO	прочие
<i>Шихта для получения штейна с 50 % меди (I)</i>										
Жезкентский к-т	30	24,28	19,65	39,0	33,4	3,6	3,02	0,2	0,7	0,43
Зыряновский к-т	20	16,19	25,7	33,7	25,05	4,3	3,45	0,2	0,6	7,0
Березовский к-т	20	16,19	17,7	35,8	26,1	11,78	5,96	0,2	0,52	1,94
КОФ (Абыз)	20	16,19	3,6	35,25	30,1	5,45	0,77	12,4	1,52	10,91
Жезказганский к-т	10	8,09	39,5	15,9	7,95	0,91	1,96	19,1	1,9	12,78
Руда м. Актогай	23,56	19,08	0,32	0,03	1,44	-	-	64,56	1,53	32,12
Шихта I	123,56	100	15,64	27,72	22,18	4,43	2,54	15,98	1,04	10,48
<i>Шихта для получения штейна с 55 % меди (II)</i>										
Жезкентский к-т	30	23,84	19,65	39,0	33,4	3,6	3,02	0,2	0,7	0,43
Зыряновский к-т	20	15,89	25,7	33,7	25,05	4,3	3,45	0,2	0,6	7,0
Березовский к-т	20	15,89	17,7	35,8	26,1	11,78	5,96	0,2	0,52	1,94
КОФ (Абыз)	20	15,89	3,6	35,25	30,1	5,45	0,77	12,4	1,52	10,91
Жезказганский к-т	10	7,95	39,5	15,9	7,95	0,91	1,96	19,1	1,9	12,78
Руда м. Актогай	25,83	20,53	0,32	0,03	1,44	-	-	64,56	1,53	32,12
Шихта II	125,83	100	15,36	27,22	21,8	4,35	2,49	16,85	1,05	10,87

Термограмма руды приведена на рисунке 1, а. Руда оказалась достаточно легкоплавкой, плавление пробы закончилось при температуре 1042 °С. На кривой ДТА термограммы, полученной в ходе охлаждения пробы актогайского сульфидного медного концентрата со скоростью 16 °С/мин (рисунок 1, б), зафиксированы экзотермические эффекты с пиками при 1096,7 и 946,4 °С. Плавление образца завершилось при 1119,2 °С.

В целом, проведенные исследования составов руды и концентрата позволяют сделать вывод о том, что при температуре плавки 1300-1400 °С их пирометаллургическая переработка не вызовет затруднений.

Лабораторные исследования по переработке окисленных медных руд месторождения Актогай. Для проверки

возможности использования руды месторождения Актогай в качестве кварцевого флюса для плавки совместно с медными сульфидными концентратами были проведены лабораторные эксперименты, для чего выполнены расчеты сбалансированной шихты с использованием программы «Штабель». Расчетные составы шихт для получения штейна, содержащего 50 и 55 % меди, приведены в таблице 2.

Плавки сбалансированной шихты (под термином сбалансированная шихта подразумевается шихта, обеспечивающая получение штейнов заданного состава и шлаков с минимальным содержанием меди) проводились в алундовых тиглях (навеска смеси наиболее востребованных на БМЗ медных концентратов составляла 100 г, добавка актогайской руды,

используемой в качестве флюса, составляла 23-25 % от веса смеси концентратов), шихта нагревалась до температуры 1300 °С в лабораторной печи СНОЛ 12/16 и выдерживалась при этой температуре 30 мин. В печи осуществлялась принудительная вентиляция для обеспечения необходимой степени десульфуризации, что позволяло моделировать автогенный процесс плавки с получением штейнов с различным содержанием меди.

В результате плавки сбалансированных шихт на основе смеси концентратов с добавкой руды месторождения Актогай в качестве кварцсодержащего флюса получены

конденсированные продукты – шлак и штейн, составы которых приведены в таблице 3.

Как видно из результатов экспериментов, с увеличением содержания меди в штейне требуется увеличение доли руды в шихте для обеспечения содержания диоксида кремния в шлаке около 30 %. Это связано с увеличением степени окисления шихты и количества окисленного железа, переходящего в шлак. Так, при использовании руды и переходе на получение более богатого по меди штейна (55 % меди вместо штейна, содержащего 50 % меди), доля руды увеличивается с 23,56 до 25,83 % от веса смеси концентратов.

Таблица 3 – Составы продуктов плавки шихт I и II

Наименование продуктов плавки	Состав, %							
	Cu	S	Fe	Zn	Pb	SiO ₂	CaO	прочие
<i>Шихта I</i>								
Штейн	50,0	23,0	18,43	3,01	4,13	-	-	1,43
Шлак	0,50	0,64	34,72	6,35	1,04	30,0	2,54	24,21
<i>Шихта II</i>								
Штейн	55,0	22,57	14,76	2,49	4,05	-	-	1,13
Шлак	0,55	0,52	31,63	5,93	1,16	30,0	1,88	28,33

Таблица 4 – Составы шихты с различным соотношением актогайского и жезказганского концентратов и выходы продуктов плавки

№ опыта	Состав шихты	Вес шихты		Вес и выходы продуктов плавки от веса шихты					
		г	%	штейн		шлак		возгоны	
				г	%	г		г	%
1	К-т Актогай	25,0	21,74	58,35	50,74	47,2	41,04	9,45	8,22
	К-т ЖОФ	75,0	65,22						
	CaO	15,0	13,04						
	Всего	115,0	100						
2	К-т Актогай	50,0	45,45	64,51	58,64	36,35	33,04	9,14	8,32
	К-т ЖОФ	50,0	45,45						
	CaO	10,0	9,09						
	Всего	110,0	100						
3	К-т Актогай	75,0	68,18	67,17	61,06	31,48	28,62	11,35	10,32
	К-т ЖОФ	25,0	22,73						
	CaO	10,0	9,09						
	Всего	110	100						

Таблица 5 – Химический состав полученных шлаков и штейнов

№ опыта	Продукт	Состав, %											
		Cu	Fe	S	Zn	Pb	As	Mo	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	прочие
1	Шлак	0,50	4,73	-	0,29	<0,13	0,026	0,49	42,94	12,85	28,24	0,75	9,07
	Штейн	54,8	15,78	24,29	1,4	1,8	0,01	0,17	-	-	-	-	1,75
2	Шлак	0,48	4,04	-	0,068	<0,13	0,018	0,79	51,48	12,85	23,98	0,91	5,28
	Штейн	44,57	21,82	26,82	1,4	1,55	0,01	0,28	-	-	-	-	3,55
3	Шлак	0,40	2,78	-	0,059	<0,13	0,017	1,17	49,22	12,59	26,11	0,95	6,49
	Штейн	38,84	28,08	27,15	0,93	0,84	0,007	0,33	-	-	-	-	3,82

В целом, замена кварцевого флюса на окисленную руду месторождения Актогай при автогенной плавке сульфидных концентратов в ПВ вполне допустима, учитывая удовлетворительный состав шлаков по содержанию диоксида кремния и меди.

Лабораторные плавки смеси жезказганского и актогайского сульфидных медных концентратов. Эксперименты проводились для проверки возможности использования рудно-термических электропечей ЖМЗ для переработки части объема выпускаемых актогайских концентратов. Для определения оптимального соотношения жезказганского и актогайского концентратов при получении относительно богатых (не менее 47 % меди) штейнов были проведены лабораторные плавки шихты на основе этих концентратов при температуре 1400 °С по вышеописанной методике. В плавках использован жезказганский сульфидный медный концентрат (ЖОФ) состава, мас. %: 36,65 Cu, 9,62 Fe, 15,05 S, 1,15 Zn, 1,54 Pb, 3,06 C, 22,7 SiO₂, 1,43 CaO, 5,13 Al₂O₃, а в качестве флюса для корректировки состава шлака – оксид кальция квалификации «хч» (97,5 % CaO). В лабораторных экспериментах использована шихта с различным соотношением актогайского и жезказганского концентратов – 1:3; 1:1; 3:1. Составы шихты и выходы продуктов плавки приведены в таблице 4, а химические составы продуктов плавки – в таблице 5.

На основании результатов лабораторных плавки показана возможность регулирования содержания меди в штейне в пределах 38,84 - 54,80 % путем изменения соотношения перерабатываемых медных концентратов, что продемонстрировано на рисунке 3.

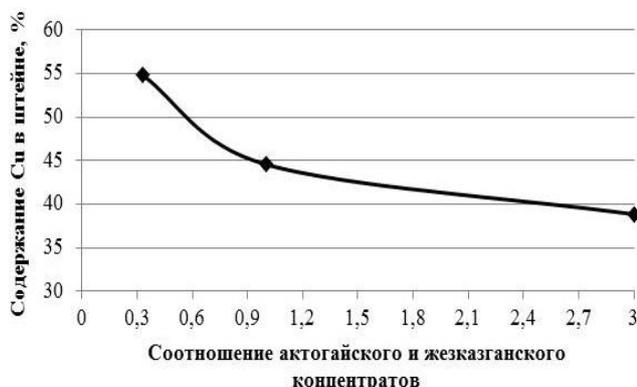


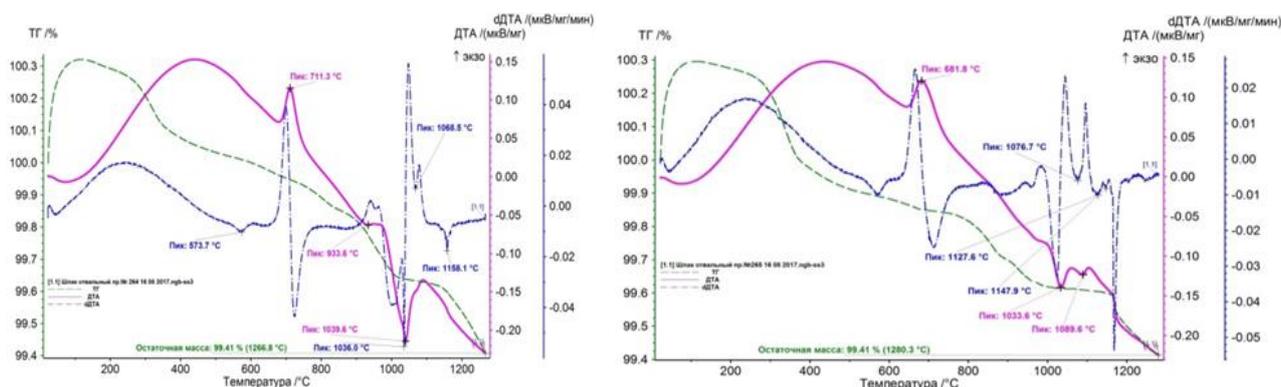
Рисунок 3 – Зависимость содержания меди в штейне от соотношения в шихте актогайского и жезказганского концентратов

При изменении соотношения концентратов в шихте степень её десульфуризации изменялась в пределах от 23 % (при соотношении концентратов А:Ж = 1:3) до 33 % (при соотношении концентратов А:Ж = 3:1).

На основании результатов лабораторных экспериментов также можно заключить, что оптимальное соотношение между актогайским и жезказганским концентратами для получения штейнов с содержанием меди не менее 47 % составляет ~0,7. Однако, как показали лабораторные эксперименты, такое соотношение соблюдается только при степени десульфуризации шихты ~23-24 %. При этом необходимо учесть, что степень десульфуризации в промышленном агрегате зависит не только от минералогического состава компонентов шихты, но и от разрежения в агрегате, количества перерабатываемого конвертерного шлака, оборотных продуктов, содержащих магнетит, которые могут быть окислителем при плавке сульфидных концентратов и значительно влиять на степень десульфуризации. Кроме того, в условиях плавки шихты в рудно-термической электропечи углеродсодержащие электроды могут создавать слабо восстановительную атмосферу и снижать тем самым степень десульфуризации и, как следствие, способствовать получению более бедных штейнов.

Из приведенных выше условий переработки сульфидной шихты в промышленных электропечах следует, что для определения оптимальных соотношений перерабатываемых концентратов в шихте требуется проведение систематических промышленных испытаний.

Предварительные промышленные испытания. Для проверки возможности переработки высокосернистых актогайских концентратов на рудно-термической печи ЖМЗ были проведены промышленные испытания, спланированные таким образом, чтобы смоделировать постоянную работу двух печей при использовании всего объема выпускаемых жезказганских концентратов, а их недостаток восполнить актогайским концентратом. Кроме того, для повышения степени десульфуризации при электроплавке было решено использовать концентраты конвертерного (ККШ) и отвального (КОШ) шлаков, полученные на Балхашской обогатительной фабрике при флотационном обогащении конвертерного и отвального шлаков, состава, мас. %: ККШ: 20,0 Cu, 7,0 S, 22,1 Fe, 1,8 Pb,



а – без добавления концентрата

б – с добавлением концентрата

Рисунок 4 – Термограммы отвальных шлаков предварительных промышленных испытаний

1,4 Zn, 12,0 SiO₂, 1,1 CaO, 4,1 Al₂O₃; КОШ: 12,0 Cu, 8,0 S, 32,3 Fe, 0,9 Pb, 0,1 Zn, 8,1 SiO₂, 0,8 CaO, 4,0Al₂O₃, содержащие значительное количество магнетита (12-15 %). Повышению степени десульфуризации способствовала также переработка в РТП всего объема образующегося при конвертировании медных штейнов конвертерного шлака. Этому способствует возможность переноса кислорода в шлаковом расплаве при электроплавке [16].

В ходе испытаний было установлено, что смесь концентратов ЖОФ, актогайского, ККШ+КОШ может перерабатываться в РТП при их примерном соотношении 6,11:2,33:1 с получением штейнов, содержащих не менее 47 % меди, соотношение ЖОФ к актогайскому концентрату при этом составляло 2,6:1. При этих условиях содержание серы в шихте за счет добавок высокосернистых концентратов повысилось с 15 до 18 %, а степень десульфуризации шихты достигла 20-21 % вместо 18 % (для рядовой шихты без актогайского концентрата). Содержание меди в шлаках снизилось с 0,53 до 0,47 % за счет получения более «бедного» по меди штейна – 47 % вместо 50-53 % (при плавке рядовой шихты).

На рисунке 4 приведены результаты термических исследований и определены температуры плавления полученных в ходе промышленных испытаний отвальных шлаков при плавках шихты без добавки актогайского концентрата (1158 °C) и с добавкой этого компонента в шихту (1148 °C). Такая тенденция снижения температуры плавления отвальных шлаков в принципе может способствовать некоторой экономии расхода электроэнергии на тонну шихты.

Полученные в условиях промышленных испытаний продукты – шлак и штейн

соответствовали существующим на ЖМЗ требованиям и могли обеспечить длительную работу двух РТП, а также участка конвертирования медных штейнов. Испытания также выявили некоторые особенности плавки шихты с добавкой актогайского концентрата, связанные с повышенным пылевыносом, более напряженным температурным режимом работы газоходного тракта, увеличенной нагрузкой на сернокислотный цех и цех подготовки шихты.

В целом, испытания были оценены как положительные, однако их результаты выявили необходимость проведения дальнейших исследований, как в лабораторных условиях, так и в промышленном масштабе.

Выводы. По результатам исследований по замене кварцевого флюса на окисленную руду месторождения Актогай при автогенной плавке медных сульфидных концентратов можно заключить, что такая замена вполне допустима, учитывая удовлетворительный состав получаемых шлаков по содержанию диоксида кремния и меди.

Лабораторные исследования совместной плавки медного сульфидного сырья, включающего актогайский сульфидный медный концентрат, а также проведенные промышленные испытания показали принципиальную возможность переработки актогайских концентратов в электропечи ЖМЗ совместно с концентратом ЖОФ. Это может позволить задействовать все плавильные мощности ЖМЗ и практически удвоить производство меди, доведя его до 200 000 т в год.

Работа выполнена при финансовой поддержке КН МОН РК по гранту AP05130400.

ЛИТЕРАТУРА

1 Тарасов А.В. Повышение эффективности производства тяжелых цветных металлов // Цветная металлургия. – 2016. – № 3. – С. 24-32.

2 Гальнбек А.А., Белоглазов И.Н., Голубев В.О., Калюкина Е.В. Электроплавка брикетированного сульфидного медно-никелевого сырья. – С-Пб.: Руда и металлы, 2002. – 90 с.

3 Цымбулов Л.Б., Лапшин Д.А., Портов А.Б., Терещенко И.В., Цемехман Л.Ш. Пирометаллургические способы переработки сульфидных медных концентратов Удоканского месторождения // Цветные металлы. – 2014. – № 9. – С. 29-37.

4 Булатов К.В., Скопов Г.В., Скопин Д.Ю., Якорнов С.А. Переработка полиметаллических концентратов в плавильном агрегате «Победа» ООО «Медногорский медно-серный комбинат» // Цветные металлы. – 2014. – № 10. – С. 39-44.

5 Русаков М.Р. Процессы высокоинтенсивной электроплавки и высокоинтенсивного обеднения шлаков // Новые процессы в металлургии никеля, меди и кобальта: науч. тр. АО «Институт Гипроникель». – Москва, Россия, 2000. – С. 126-129.

6 Селиванов Е.Н., Гуляева Р.И., Ключников А.М. Технично-экономическая оценка прямой металлургической переработки сульфидных руд // Цветная металлургия. – 2015. – № 3. – С. 15-21.

7 Martinez C., Martinez U.C., Medel P.B., Lara G.M., Diaz C.W., Correa A.M., Herrera V.C. General maintenance of electric furnace // Copper 2013: Proceeding of International conf. – Santiago, Chile, 2013. – V. III. – P. 945-950.

8 Moskalyk P.R., Alfantazi A.M. Review of copper pyrometallurgical practice: today and tomorrow // Minerals Engineering. – 2003. – V. 16. – P. 893-919. <http://dx.doi.org/10.1016/j.mineng.2003.08.002>.

9 Tsymbulov L.B., Portov A.B., Tereshchenko I.V., Tsemekhman L.Sh. Comparative analysis of pyrometallurgical processing methods for Udokan deposit's sulphide copper concentrates // Copper 2013: Proceeding of International conf. – Santiago, Chile, 2013. – V. III. – P. 119-137.

10 Булаев А.Г., Першина Е.В., Украинцев И.В. Состояние развития современных биогидрометаллургических технологий и перспективы их использования в России // Цветные металлы. – 2016. – № 10. – С. 29-35. <http://dx.doi.org/10.17580/tsm.2016.10.04>.

11 Пурэвдаш М. Перспективы гидрометаллургической переработки окисленных медных руд и сульфидных медных концентратов как составная часть новой технологии комплексной переработки месторождения «Эрдэнэтийн Овоо» // Записки Горного института. – 2011. – Т. 189. – С. 313-316.

12 Пурэвдаш М., Салтыкова С.Н., Теляков Н.М. Биогидрометаллургическая переработка медных сульфидных руд месторождения «Эрдэнэтийн Овоо» // Записки Горного института. – 2011. – Т. 189. – С. 317-319.

13 Selivanov E.N., Klyushnikov A.M., Gulyaeva R.I. Use of quartz-containing materials as fluxes in copper smelting production // Metallurgist. – 2017. – V. 61. – P. 155-161. <https://doi.org/10.1007/s11015-017-0469-x>.

14 Селиванов Е.Н., Ключников А.М., Гуляева Р.И., Чумарев В.М., Закирничный В.Н. Перспективы прямой пирометаллургической переработки сульфидных руд // Перспективы развития металлургии и машиностроения с использованием завершенных фундаментальных исследований и НИОКР: сб. тр. науч.-практ. конф. с междунар. участием и элементами школы молодых ученых. – Екатеринбург, Россия, 2015. – С. 309-312.

15 Шамгунов А.С., Квятковский С.А., Семенова А.С., Сейсембаев Р.С., Омйрзаков Б.А. Плавка медьсодержащих окисленных руд месторождений Актогай и Бошекуль с николаевским концентратом // Комплексное использование минерального сырья. – 2016. – № 3. – С. 48-52.

16 Huang X., Li B., Liu Z. Three-dimensional mathematical model of oxygen transport behavior in electroslag remelting process // Metallurgical and Materials Transactions B. – 2018. – V. 49, I. 2. – P. 709-722. <https://doi.org/10.1007/s11663-017-1158-7>.

REFERENCES

1 Tarasov A.V. *Povysheniye effektivnosti proizvodstva tyazhelykh tsvetnykh metallov* (Increase of product ion efficiency of heavy non-ferrous metals). *Tsvetnaya metallurgiya = The Non-ferrous metallurgy*. **2016**. 3, 24-32 (in Russ.)

2 Gal'nbek A.A., Beloglazov I.N., Golubev V.O., Kalyukina Ye.V. *Ehlektriplavka briketirovannogo sul'fidnogo medno-nikelevogo syr'ya* (Electro smelting of briquetted sulphide copper-nickel raw materials). St. Petersburg: Ore & Metals. **2002**, 90 (in Russ.)

3 Tsymbulov L.B., Lapshin D.A., Portov A.B., Tereshchenko I.V., Tsemekhman L.Sh. *Pirometallurgicheskiye sposoby pererabotki sul'fidnykh mednykh kontsentratov Udokanskogo mestorozhdeniya* (Pyrometallurgical methods of processing of sulfide copper concentrates of Udokan deposit). *Tsvetnyye metally = Non-ferrous metals*. **2014**. 9, 29-37 (in Russ.)

4 Bulatov K.V., Skopov G.V., Skopin D.Yu., Yakornov S.A. *Pererabotka polimetallicheskikh kontsentratov v plavil'nom agregate «Pobeda» ООО «Mednogorskiy medno-sernyy kombinat»* (Processing of polymetallic concentrates in melting facility «Pobeda» (LLC «Mednogorsk copper-sulfur combine»). *Tsvetnyye metally = Non-ferrous metals*. **2014**. 10, 39-44 (in Russ.)

5 Rusakov M.R. *Protsessy vysokointensivnoy elektroplavki i vysokointensivnogo obedneniya shlakov* (Processes of high-intensity electric smelting and high-intensity depletion of slags). *Novyye protsessy v metallurgii nikelya, medi i kobal'ta: nauch. tr. AO «Institut Gipronikel'»* (New processes in the metallurgy of nickel, copper and cobalt: scientific articles Gipronickel Institute JSC). Moscow, Russia. **2000**. 126-129 (in Russ.)

- 6 Selivanov Ye.N., Gulyayeva R.I., Klyushnikov A.M. *Tekhniko-ekonomicheskaya otsenka pryamoy metallurgicheskoy pererabotki sul'fidnykh rud* (Technical and economical assessment of the direct metallurgical processing of sulfide ores). *Tsvetnaya metallurgiya = The Non-ferrous Metallurgy*. **2015**. 3, 15-21. (in Russ.)
- 7 Martinez C., Martinez U.C., Medel P.B., Lara G.M., Diaz C.W., Correa A.M., Herrera V.C. General maintenance of electric furnace. *Copper 2013: Proceeding of Internation. conf. Santiago, Chile*, **2013**. III. 945-950 (in Eng.)
- 8 Moskalyk P.R., Alfantazi A.M. Review of copper pyrometallurgical practice: today and tomorrow. *Minerals Engineering*. **2003**. 16. 893-919. <http://dx.doi.org/10.1016/j.mineng.2003.08.002> (in Eng.)
- 9 Tsymbulov L.B., Portov A.B., Tereshchenko I.V., Tsemekhman L.Sh. Comparative analysis of pyrometallurgical processing methods for Udokan deposit' sulphide copper concentrates. *Copper 2013: Proceeding of Internation. conf. Santiago, Chile*, **2013**. III. 119-137 (in Eng.)
- 10 Bulayev A.G., Pershina Ye.V., Ukraintsev I.V. *Sostoyaniye razvitiya sovremennykh biogidrometallurgicheskikh tekhnologiy i perspektivy ikh ispol'zovaniya v Rossii* (Development of modern biogidrometallurgical technologies and the prospects for their use in Russia). *Tsvetnyye metally = Non-ferrous Metals*. **2016**. 10, 29-35. <http://dx.doi.org/10.17580/tsm.2016.10.04> (in Russ.)
- 11 Purevdash M. *Perspektivy gidrometallurgicheskoy pererabotki okislennykh mednykh rud i sul'fidnykh mednykh kontsentratsionov kak sostavnaya chast' novoy tekhnologii kompleksnoy pererabotki mestorozhdeniya «Erdenetiyn Ovoo»* (Prospects of hydrometallurgical processing of oxidized copper ores and sulfide copper concentrate, as part of new technology of complex processing deposit «Erdenetiyn Ovoo»). *Zapiski Gornogo instituta = Journal of Mining Institute*. **2011**. 189, 313-316 (in Russ.)
- 12 Purevdash M., Saltykova S.N., Telyakov N.M. *Biogidrometallurgicheskaya pererabotka mednykh sul'fidnykh rud mestorozhdeniya «Erdenetiyn Ovoo»* (Biohydrometallurgical processing of copper sulfide ore of «Erdenetiyn Ovoo» deposit). *Zapiski Gornogo instituta = Journal of Mining Institute*. **2011**. 189, 317-319 (in Russ.)
- 13 Selivanov E.N., Klyushnikov A.M., Gulyayeva R.I. Use of quartz-containing materials as fluxes in copper smelting production. *Metallurgist*. **2017**. 61. 155-161. <https://doi.org/10.1007/s11015-017-0469-x> (in Eng.)
- 14 Selivanov Ye.N., Klyushnikov A.M., Gulyayeva R.I., Chumarev V.M., Zakirnichnyy V.N. *Perspektivy pryamoy pirometallurgicheskoy pererabotki sul'fidnykh rud* (Prospects of direct pyrometallurgical processing of sulphide ores). *Perspektivy razvitiya metallurgii i mashinostroyeniya s ispol'zovaniyem zavershennykh fundamental'nykh issledovaniy i NIOKR: sb. tr. nauch.-prakt. konf. s mezhdunar. uchastiyem i elementami shkoly molodykh uchenykh* (Prospects of metallurgy and machine building development with using of completed fundamental research and R & D: articles of scientific-practical conf. with intern. participation and elements of the school of young scientists). Yekaterinburg, Russia, **2015**. 309-312 (in Russ.)
- 15 Shamgunov A.S., Kvyatkovskiy S.A., Semenova A.S., Seysembayev R.S., Omirzakov B.A. *Plavka med'soderzhashchikh okislennykh rud mestorozhdeniy Aktogay i Boshchekul' s nikolayevskim kontsentratom* (Smelting of copper-containing oxidized ores of Aktogay and Boshchekul deposits with the Nikolaev concentrate). *Kompleksnoye ispol'zovaniye mineral'nogo syr'ya = Complex Use of Mineral Resources*. **2016**. 3, 48-52. (in Russ.)
- 16 Huang X., Li B., Liu Z. Three-dimensional mathematical model of oxygen transport behavior in electroslag remelting process. *Metallurgical and Materials Transactions B*. **2018**. 49. 709-722. <https://doi.org/10.1007/s11663-017-1158-7> (in Eng.)

ТҮЙІНДЕМЕ

Бұл жұмыс Ақтоғай кен орнының кендерін пирометаллургиялық әдістерімен Қазақстанда жұмыс істеп тұрған металлургиялық агрегаттарда ең ірі мыс өндіруші «Kazakhmys Smelting» ЖШС-нің зерттеу мүмкіндіктерін қайта өңдеуге арналған мыс кеннің тотығуы және сульфидті мыс концентраты. Ақтоғай кен және концентратты сипаттамалары үлгілерінің зерттелген химиялық, фазалық және термиялық құрамы. Тотыққан мыс кенін Ақтоғай кен орнын игеру ретінде кварцты флюс жағдайында зертханалық эксперименттер тексеру үшін пайдалану мүмкіндігі автогенді Ванюков (ВП) балқыту пештерінде бірлесіп, мыс сульфидті концентраттарымен жүргізілді. Олар Ақтоғай кен орнын ескере отырып, қанағаттанарлық құрамы қождар мен штейндер кезінде алынған балқыманы тіпті мазмұны кремний диоксидінің пайдаланылған кендегі 64,56 % деп алғанда кварцты ауыстыру флюс арналған тотыққан кені мүмкіндік берді. Кезінде үлкен мазмұны кеннің құрамында кремний диоксиді, оны пайдалану флюс ретінде әлдеқайда тиімді. Қолда бар қуаттарды екі Ванюков пештері үшін жеткіліксіз барлық көлемін өңдеу күкіртті мыс шикізатын қоса алғанда, Ақтоғай сульфидті мыс концентраты көмегімен автогенді балқыту. Сондықтан Ақтоғайдың жоғары күкіртті концентраттарын кенді-термиялық электр пештерінде (ӨСБ) Жезқазған мыс қорыту зауытының (ЖМЗ) зертханалық жағдайда және өнеркәсіптік ауқымда алдын-ала тексеру және кедей мыстың бөлігін өңдеу мүмкіндігінен береді. Зертханалық зерттеу нәтижелеріне және мұндай өңдеу жолымен алудың штейнді қамтитын кемінде 47 % мыс және жарамды айырбастау қолданыстағы жабдықта ЖМЗ алдын-ала өнеркәсіптік сынақтар мүмкіндігі көрсетілді.

Түйін сөздер: тотыққан мысты кен, сульфидті мыс концентраты, кварцты флюс, автогенді балқыту, электрлі балқыту, кож, штейн.

ABSTRACT

This work is devoted to the investigation of the possibilities of processing oxidized copper ore and sulfide copper concentrate of the Aktogay deposit by pyrometallurgical methods at the operating metallurgical units of the largest copper producer in Kazakhstan, Kazakhmys Smelting Ltd. The chemical, phase compositions and thermal properties of the samples of the Aktogay ore and concentrate were investigated. To test the possibility of using oxidized copper ore of the Aktogay deposit as quartz flux for autogenous smelting in Vanyukov furnaces (VF) with copper sulphide concentrates laboratory experiments were carried out. They made it possible to establish that the replacement of quartz flux on the oxidized ore of the Aktogay deposit is entirely permissible in consideration of the satisfactory composition of slags and mattes obtained in the smelting, even when the content of silica in the ore is 64.56 %. With a higher content of silica in the ore, its use as a flux will be even more effective. The available capacities of the two Vanyukov furnaces are not sufficient for processing all available high-sulfur raw materials, including the Aktogay sulphide copper concentrate, using autogenous melting. Therefore, in the laboratory and in an industrial scale, a preliminary test was carried out on the possibility of processing a part of the copper poor and high-sulfur Aktogay concentrates on the electric furnaces of the Zhezkazgan Copper Smelting Plant (ZCS). The results of laboratory studies and preliminary industrial tests have shown the possibility of such processing with the production of mattes containing no less than 47 % of copper and suitable for converting on existing equipment of ZCS.

Keywords: oxidized copper ore, sulphide copper concentrate, quartz flux, autogenous smelting, electric smelting, slag, matte

Поступила 18.06.2018

УДК 661.865
МРНТИ 53.37.35
<https://doi.org/10.31643/2018/6445.18>

**Комплексное использование
минерального сырья. № 3. 2018.**

Н. Г. ЛОХОВА^{1,2}, М. А. НАЙМАНБАЕВ^{1}, Ж. А. БАЛТАБЕКОВА¹, К. К. КАСЫМЖАНОВ¹*

¹*Институт металлургии и обогащения, Алматы, Казахстан, *e-mail: madali_2011@inbox.ru*

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

СОРБЦИОННОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ И КОНЦЕНТРИРОВАНИЕ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ РАСТВОРОВ ЭКСТРАКЦИОННОЙ ФОСФОРНОЙ КИСЛОТЫ. ОБЗОР

Received: 21 May 2018 / Peer reviewed: 27 June 2018 / Accepted: 18 July 2018

Резюме. Проведен обзор способов сорбционного извлечения и концентрирования редкоземельных металлов (РЗМ) из растворов экстракционной фосфорной кислоты (ЭФК). Сорбционное извлечение РЗМ представляется наиболее целесообразным на этапе первичного концентрирования, но проблемой является присутствие большого количества железа (III) и кальция, как наиболее мешающих примесей, как на стадии сорбции, так и на стадии десорбции. Приведены результаты исследований по сорбции трехвалентных ионов церия, лантана и железа на сульфокатионите КУ-2-8 и макропористом слабокислотном катионите Cybber CRX 300. Установлено, что катионит Cybber CRX 300 по обменной емкости по лантану и церию и кинетическим свойствам несколько уступает сульфокатиониту КУ-2-8 при сорбции из кислых растворов, но может быть использован для концентрирования и отделения РЗМ от железа. В обзоре представлены данные об испытаниях в опытно-промышленном масштабе технологии извлечения редкоземельных металлов из дигидратной экстракционной фосфорной кислоты (45 % P₂O₅) производства ОАО «ФосАгро-Череповец» (РФ). Приведены результаты испытаний сорбентов TP260, Purolite S957 (Monophos), сульфокатионит РРС 160 и сорбент АА03 при сорбции: из сернокислого раствора после разложения фосфатного сырья; из раствора гидролизной серной кислоты после осаждения диоксида титана; из сернокислых растворов после сорбции урана. Изучено распределение редкоземельных металлов при их сорбции сульфокатионитом КУ-2 из растворов фосфорной кислоты: дигидратной ЭФК, частично упаренной 43,69 мас. % P₂O₅, ОАО «Балаковские минеральные удобрения»; дигидратной ЭФК, неупаренной 26,09 мас. % P₂O₅, ОАО «Аммофос»; дигидратной ЭФК, упаренной 52,54 мас. % P₂O₅, ОАО «Аммофос». Получены коэффициенты распределения индивидуальных лантаноидов. Анализ литературных данных показал, что выбор сорбента является наиболее сложной задачей при разработке технологии сорбционного извлечения РЗМ из многокомпонентных растворов.

Ключевые слова: редкоземельные металлы, сорбция, катиониты, экстракционная фосфорная кислота, концентрирование