

### Summary

The results of the investigation on choose of optimal conditions for maximum precipitation of osmium and rhenium from wastewater were represented in the paper. Effects of reagents concentration, process duration and temperature at precipitation of osmium and rhenium from original solution by reagent – precipitants: sodium thiosulfate and sodium sulfide were investigated. It was established, that temperature is the main factor, which influences on recovery of osmium and rhenium into precipitate at the optimal amounts of added reagents. The substantial composition of precipitates, isolated from wastewater of copper production by sodium thiosulfate and sodium sulfide, were studied. It was found that both reagents precipitate osmium and rhenium collectively from solutions at selected optimal conditions: addition of sodium thiosulfate in amounts calculated for getting its concentration in solution 2.0 g/dm<sup>3</sup> or sodium sulfide – 3.0 g/dm<sup>3</sup>, duration of stirring - 2 h, temperature – 90 °C. Recovery of osmium is 80, rhenium is 60 %.

**Keywords:** wastewater, deposition, osmium, rhenium, recovery, precipitator

Поступила 20.02.2014 г.

УДК 669.4.04.003.18 (47)

Комплексное использование  
минерального сырья. №1.2014.

*Б.И. ДИХАНБАЕВ*

*Казахский агротехнический университет им. С.Сейфуллина, Астана, otrar\_kz@yahoo.com*

## ИНТЕНСИВНОЕ ЭНЕРГОСБЕРЕЖЕНИЕ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ СУЛЬФИДНЫХ СВИНЦОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

Разработана новая система переработки сульфидного свинцового концентрата, включающая восстановление железа и возгонку цинка из отвальных шлаков сажеводородистой смесью (СВС) в реакторе инверсии фаз, вытеснение свинца в черновой металл из его сульфидов металлическим железом в автогенном режиме во вращающемся миксере. Предложено регенеративное использование тепловых отходов системы, нейтрализация SO<sub>2</sub> – содержащих газов реагентами, получаемыми внутри системы (ZnO, Fe). Реализация новой системы сократит удельный расход топлива в 3-4 раза, увеличит коэффициент использования материальных отходов в 2,5-3 раза по сравнению с традиционной системой переработки концентратов. Отходы ценных компонентов шлака (Pb, Zn, Cu, Fe) в среднем сократятся в 3 раза, использование энергии сульфидной серы повысится в 8 раз, перевод силикатной части в полезный продукт - в 6,7 раза. Ликвидируется расход технологического кислорода, коксовой мелочи и дефицитного дорогостоящего кокса.

**Ключевые слова:** реактор инверсии фаз, цинк, свинец, железо, отвальные шлаки, автогенный режим, тепловые отходы, сажеводородистая смесь

**Введение.** Вторая половина XX столетия для цветной металлургии СССР была ознаменована крупнейшими достижениями мирового масштаба в области создания процессов и агрегатов для комплексной переработки сложного металлургического сырья. Были внедрены в практику процессы факельно-циклонной, взвешенной плавки, плавка в жидкой ванне, кипящего слоя твердых частиц и другие прогрессивные технологические процессы, которые были ориентированы на переработку богатого рудного сырья.

Однако, интенсивная эксплуатация природных ресурсов человечеством приводит к катастрофическому их истощению и вынуждает к поиску новых, более совершенных технических решений и средств по безотходной переработке некондиционного, трудновскрываемого минерального и вторичного сырья.

Предложен новый способ - «слой расплава с

инверсией фаз». В отличие от технологии кипящего слоя расплава, которая работает в режиме слоя идеального смешения, слой инверсии фаз является комбинацией режимов идеального смешения и идеального вытеснения. На базе данного способа авторами создан и испытан плавильно-восстановительный агрегат «реактор инверсии фаз - трубчатая печь».

**Результаты работы и их обсуждение.** На основе нового способа научного познания - метода предельного энергосбережения - [1, 2] разработана тепловая схема безотходной и экологически чистой переработки сульфидных свинцовых концентратов путем прямого получения свинца из концентратов. Для расчета тепловой схемы принят следующий химический состав исходного сырья и получаемых продуктов, масс. %:

- свинцовый концентрат: Pb (45-50), Zn (4-14), Cu (до 3), S (15-20), Fe (4-15), CaO (2-10);

- шлак с «бедных» отвалов: ZnO (3,5-4,5), PbO (0,1-0,15), Cu (0,6-1,0), FeO (7-8), Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (2-3), Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> (2-3), SiO<sub>2</sub> (27-28), CaO, MgO (13-14), Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (7-9), S (0,4-0,5);

- черновой медистый чугун: Fe (80-85), Cu (2-3), S (1-1,5), C (3-3,5), выход рафинированного чугуна от чернового (85-90), выход штейна от расходуемого сульфида натрия (85-90);

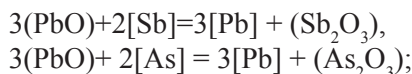
- силикатный расплав: Fe<sub>общ</sub> (5-10), CaO, MgO (35-38), SiO<sub>2</sub> (38-39), Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (3-4), удовлетворяющий следующим технологическим условиям получения шлаковаты - модуль кислотности расплава  $M_k > 1,5$ ; модуль вязкости расплава  $M_v < 1,2$ ; показатель водостойкости  $P_v < 5$ ; вязкость расплава на выходе из летки реактора инверсии фаз  $\eta = 3,14$  Пуаз.

- продукты нейтрализации SO<sub>2</sub> - газов возгонами цинка: [ZnSO<sub>3</sub>·2,5H<sub>2</sub>O, ZnSO<sub>4</sub>·3(OH)<sub>2</sub>·4H<sub>2</sub>O, Zn(OH)<sub>2</sub>] – (80-85), - (PbSO<sub>3</sub>, PbSO<sub>6</sub>) – (5-10), SiO<sub>2</sub> – (5-10);

- рафинирование свинца от меди, теллура, мышьяка, сурьмы, серебра, висмута, и переработка дроссов не показаны в схеме, но их энергозатраты учтены в обобщенном виде в таблице 1. Для очистки свинца от сурьмы и мышьяка принят вариант продувки ванны воздухом; при этом считается, что в плав переходят соединения мышьяка и сурьмы в трехвалентном состоянии. Кислород воздуха реагирует со свинцом по реакции



затем



При продувке свинца воздухом образуются соединения: 5PbO·Sb<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 3PbO·Sb<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, PbO·Sb<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 5PbO·As<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 3PbO·As<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, PbO·As<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; содержание в плаве - Sb (0,8) и As (0,4).

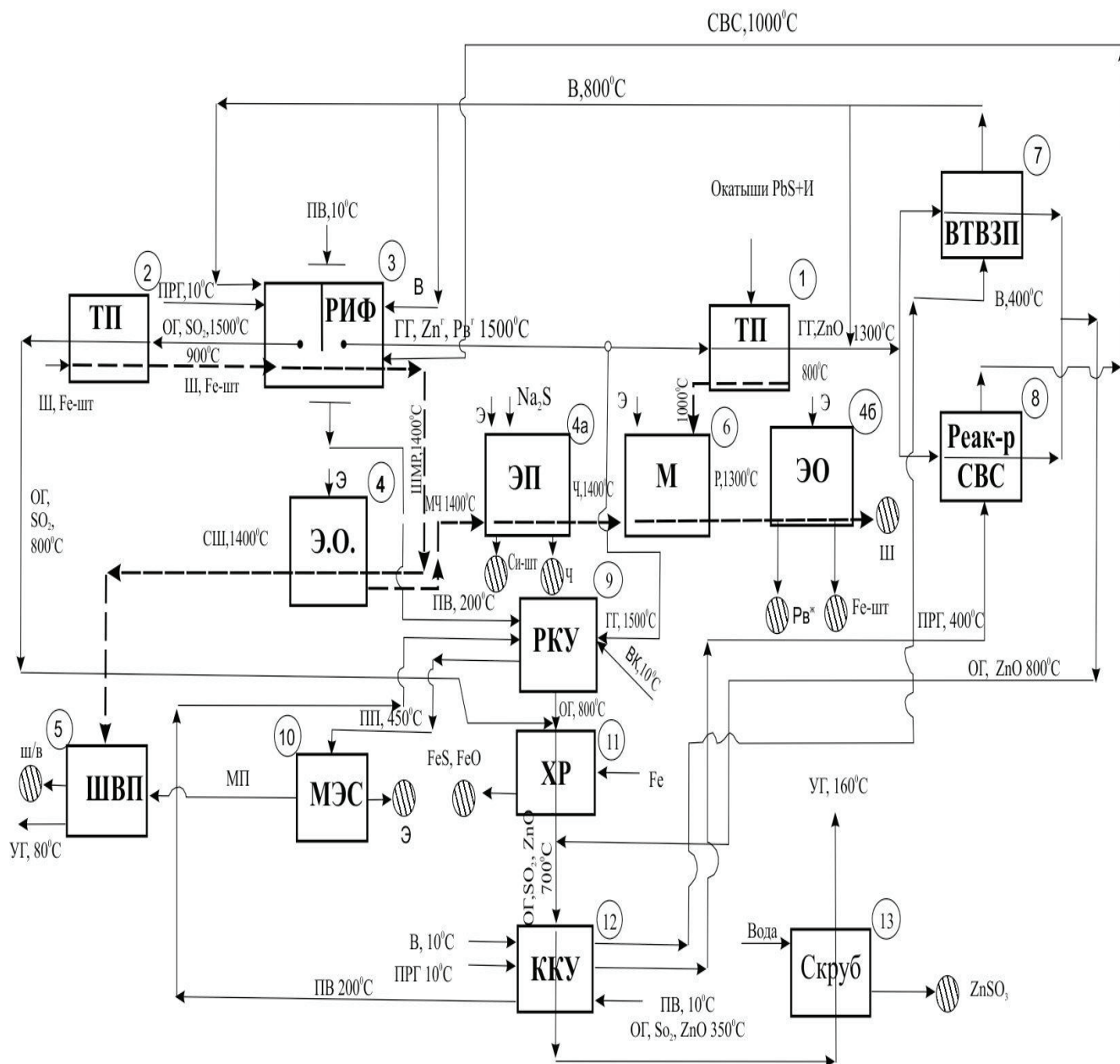
Тепловая схема системы безотходной переработки свинцовых концентратов представлена на рисунке 1. Принцип работы системы следующий. Смесь (шихту) из окатышей свинцового концентрата и дробленого известняка подают в трубчатую печь (1) для нагрева окатышей и декарбонизации известняка. Источник энергии – физическая теплота горючих газов восстановительной камеры РИФ с T=1500 °C. Нагретую до 1000 °C шихту загружают во вращающийся миксер (6), куда из электроотстойника (4а) заливается очищенный от меди чугун с T=1400°C. В миксере (6) смесь расплава чугуна и шихты интенсивно смешивается, происходит осадительная плавка, основанная на реакции вытеснения свинца из сульфидов металлическим железом, содержащимся в чугуне, шлако- и штейнообразование и экзотермическая

реакция растворения оксида кальция в шлаке. Источник энергии – теплота шлакообразования в миксере (6). В электроотстойнике 4б происходит ликвационное разделение продуктов осадительной плавки, после чего черновой свинец идет на рафинирование, а шлак и богатый по железу штейн после охлаждения и дробления совместно с «бедным» отвальным шлаком непрерывно загружают в трубчатую печь (2). Смесь дробленого штейна и шлака после нагрева в ТП (2) до 900 °C направляют в камеру окислительной плавки РИФ (3), где их расплавляют и проводят глубокое обессеривание расплава. Топливо – сера в штейне и природный газ, окислитель – дутьевой воздух с T=800 °C. Получаемый оксидный расплав переходит из окислительной в восстановительную камеру РИФ (3), где из него в газовую фазу возгоняют свинец и цинк, а восстановленное железо в виде медистого чугуна переводят в металлическую фазу. Из РИФ (3) шлакометаллический расплав поступает в электроотстойник (4), где разделяется на медистый чугун и силикатный шлак. Медистый чугун после очистки от меди и благородных металлов посредством сульфида натрия в электропечи (4а) используется в виде железореагента в миксере осадительной плавки (6) и для первичной нейтрализации SO<sub>2</sub> - газов в химическом реакторе (11). Содержащий медь и благородные металлы штейн из электропечи (4а) идет на дальнейшую переработку по известной схеме.

Силикатный расплав направляют в шлаковатное производство (5) для изготовления теплоизоляционных материалов. Горючие газы из восстановительной камеры РИФ (3), содержащие Pb<sup>r</sup>, Zn<sup>r</sup>, распределяются между трубчатой печью (1) и радиационной частью котла-утилизатора (9), где в качестве окислителя и инжестирующего ГГ агента используется компрессорный воздух. Далее физическая теплота ГГ используется в трубчатой печи (1) для нагрева окатышей концентрата и декарбонизации известняка. Горючие газы перед ВТ ВЗП (7), реактором СВС (8) дожигаются дутьевым воздухом. Отходящие газы из камеры окислительной плавки РИФ (3), содержащие SO<sub>2</sub>, подогревают шлакоштейновую шихту в ТП (2), а затем поступают в химический реактор (11) для первичной нейтрализации SO<sub>2</sub>. Реагент – железо чугуна, вырабатываемое в системе. Складируемые продукты химического реактора FeO, FeS могут использоваться, например, для производства железного купороса. Отходящие газы химического реактора (11), ВТ ВЗП (7), реактора СВС (8) подогревают дутьевой воздух, природный газ и питательную воду в конвективной части котла-утилизатора (ККУ) (12) и после охлаждения

поступают в скруббер (13) для вторичной нейтрализации  $\text{SO}_2$  газов возгонами цинка, содержащимися в газах. Очищенные в скруббере газы выбрасывают в атмосферу. Перегретый пар с радиационной части котла-утилизатора (9) направляют в миниэлектростанцию (10), мятый пар используют для продувки шлаковаты и термической обработки теплоизоляционных материалов в камерах полимеризации

шлаковатного производства (5). Электроэнергию, выработанную в миниэлектростанции (10), используют внутри системы. Система может работать и без использования отвальных шлаков, в этом случае в трубчатую печь кроме штейна могут загружаться кеки цинкового производства, цинксодержащие обороты, флюсы и т.д.



1, 2-трубчатая печь (ТП), 3- реактор инверсий фаз (РИФ), 4, 4б - электроотстойник (ЭО), 4а - электропечь для извлечения из медистого чугуна меди и благородных металлов в «богатый» по меди штейн (ЭП), 5 – шлаковатное производство (ШВП), 6 –вращающийся миксер (М), 7 – высокотемпературный воздухоподогреватель (ВТ ВЗП), 8 – реактор саженоводородистой смеси (РСВС), 9 – радиационная часть котла-утилизатора (РКУ), 10 – миниэлектростанция (МЭС), 11 – химический реактор первичной нейтрализации  $\text{SO}_2$  газов (ХР), 12 – конвективная часть котла-утилизатора (ККУ), 13 – скруббер вторичной нейтрализации  $\text{SO}_2$  газов водной суспензией цинковых возгонов

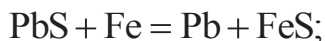
И, Ш, Шт, Си-шт, ШМР, СШ – известняк, отвальный шлак, дробленый «богатый» по железу штейн, «богатый» по меди штейн, шлакометаллический расплав, силикатный шлак, соответственно; ГГ– горючие газы; ОГ, УГ- отходящие и уходящие газы, соответственно; МЧ – медистый чугун, Ч– чугун, ПВ –питательная вода, В – дутьевой воздух, ПРГ –природный газ, ВК – воздух компрессорный, ПП – перегретый пар, МП– мятый пар, Э – электроэнергия.

Рисунок 1 – Тепловая схема системы безотходной переработки свинцовых концентратов

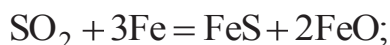
В качестве энергосберегающего оборудования разрабатываемой системы принят принципиально новый тип плавильной камеры - реактор инверсии фаз [3] (рисунок 2).

В качестве основных технологий выбраны:

а) осадительная плавка, основанная на реакции вытеснения свинца из его сульфидов металлическим железом,



б) нейтрализация  $\text{SO}_2$  – содержащих газов металлическим железом и водной суспензией цинковых возгонов,

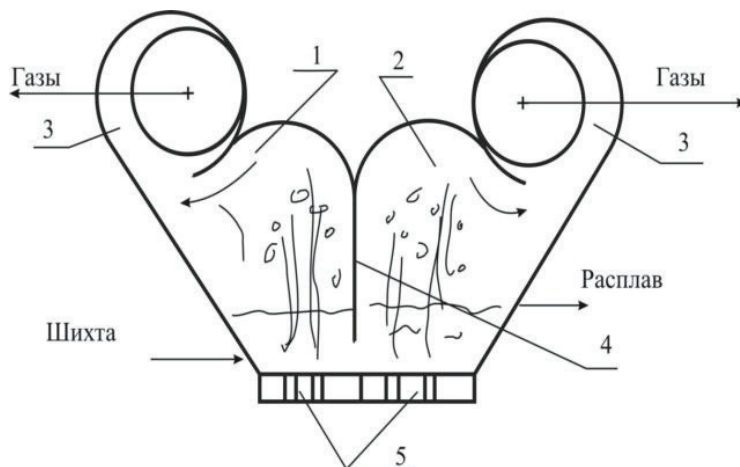


в) использование сажеводородистой смеси, представляющей собой одну из наиболее эффектив-

ных восстановителей, получаемой из природного газа, путем термического разложения его на отходящих газах.

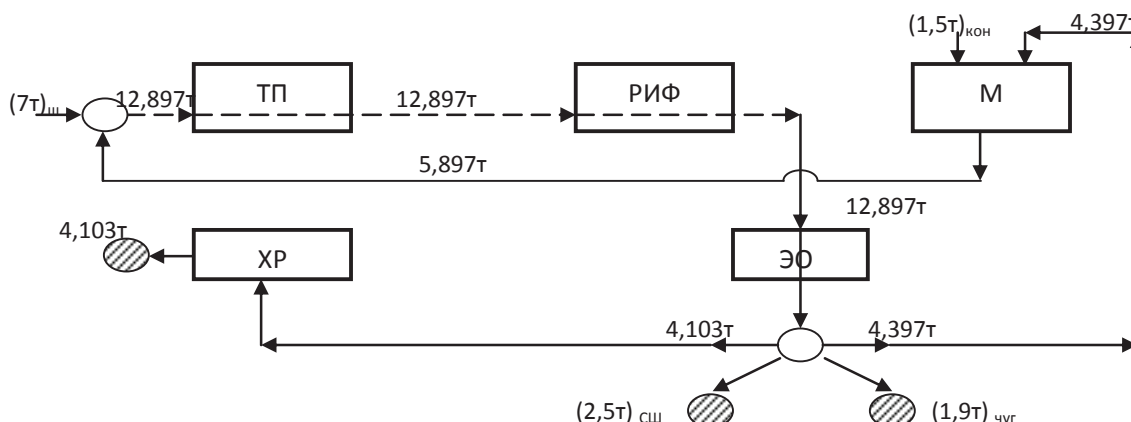
На рисунке 3 показана схема движения железо-реагента по системе.

Таблица иллюстрирует результаты расчетов новой системы применительно к технологическим показателям Чимкентского свинцового завода в период его рентабельной работы. Для расчета действующей системы взяты следующие отчетные данные ЧСЗ за 1988 год: расход концентрата 1000 т/сутки (41,66 т/час), шихтовых добавок 840 т/сутки (35 т/ч); выработка рафинированного свинца 135000 т/год; Для предлагаемой системы: расход концентрата 240 т/сутки (10 т/ч), шлаков с «бедных» отвалов 600 т/сутки (25 т/ч), известняка 80 т/сутки (3,33 т/ч), выработка рафинированного свинца 31752 т/год (4,41 т/ч).



1 – окислительная камера, 2 – восстановительная камера, 3 – сепарационная камера, 4 – перегородка, 5 – топливо сжигающее устройство.

Рисунок 2 – Принципиальная конструктивная схема реактора инверсии фаз



$(7\text{т})_{\text{ш}}$ ,  $(1,5\text{т})_{\text{кон}}$  – количество железа, поступившее в систему со шлаком и концентратом,  
 $(2,5\text{т})_{\text{сш}}$ ,  $(1,9\text{т})_{\text{чуг}}$  – количество железа в силикатном шлаке и чугуне, соответственно

Рисунок 3 – Схема часового расхода железа по новой системе производства свинца

**Таблица – Сравнение характеристик действующей и предлагаемой систем производства свинца**

Наименование характеристик	Единица измерения	Действующая система	Предлагаемая система
Концентрат/Выработка рафинированного свинца	т/ч	41,66/18,75	9.8/4,41
Шихтообразующие компоненты	$\frac{т}{т P_{\text{в}}}$	1,866	Нет
Известняк	$\frac{т}{т P_{\text{в}}}$	Учтен в п.2	0,75
Шлак из «бедных» отвалов	$\frac{т}{т P_{\text{в}}}$	нет	5,669
Природный газ	$\frac{нм^3}{т P_{\text{в}}}$	410,4	1440
Пропан – газ	–	нет	69,16
Кокс	$\frac{кг}{т P_{\text{в}}}$	500,5	нет
Коксовая мелочь	$\frac{кг}{т P_{\text{в}}}$	9,66	нет
Электроэнергия	$\frac{кВт \cdot ч}{т P_{\text{в}}}$	2035,6	2664
Кислород	$\frac{нм^3}{т P_{\text{в}}}$	272	нет
Общий расход условного топлива	$\frac{кг \text{ у.т}}{т P_{\text{в}}}$	1663	2735
Экономия топлива в «замещающих» агрегатах, вырабатывающих дополнительную продукцию - ZnSO <sub>3</sub> , FeS, FeO, медистый чугун, шлаковатные изделия и электроэнергия	$\frac{кг \text{ у.т}}{т P_{\text{в}}}$	нет	- 2388
Удельный приведенный расход условного топлива	$\frac{кг \text{ у.т}}{т P_{\text{в}}}$	1307	347
Экономия условного топлива	$\frac{кг \text{ у.т}}{т P_{\text{в}}}$	нет	960
Расход сжатого воздуха	$\frac{нм^3}{т P_{\text{в}}}$	349,6	330
Расход свежей и оборотной воды	$\frac{м^3}{т P_{\text{в}}}$	212,9	110,8
Вредные выбросы	$\frac{кг}{т P_{\text{в}}}$	781,37	8,0
Тепловые потери в процентах от общего количества теплоты поступившей в систему с энергоносителями	%	70,0	34,0
Материальные отходы в процентах от его исходного количества, P <sub>в</sub>	%	2,0	2,0
Zn	–	20,0	5,0
Cu	–	20,0	10,0
Fe	–	100,0	29,0
S	–	40,0	5,0
Силикатная часть шлака	–	100	15
Выработка дополнительной продукции Zn в Zn SO <sub>3</sub>	$\frac{т Zn}{т P_{\text{в}}}$	–	0,0796
Fe в FeS, FeO и в чугуне	$\frac{т Fe}{т P_{\text{в}}}$	–	1,327
Полужесткие шлаковатные плиты	$\frac{м^3}{т P_{\text{в}}}$	–	38,55
Электроэнергия	$\frac{кВт \cdot ч}{т P_{\text{в}}}$	–	1135,0



Из сопоставления данных таблицы следует, что с внедрением новой системы возрастет удельный расход природного газа в 3,5 раза, электроэнергии в 1,3 раза, а общий расход энергии, в переводе на условное топливо, повысится в 1,64 раза. Расход воды снизится в 1,92 раза, тепловые потери сократятся в 2,06 раза. Отходы ценных компонентов шлака (Pb, Zn, Cu, Fe) в среднем сократятся в 3 раза, использование энергии сульфидной серы повысится в 8 раз, перевод силикатной части в полезный продукт - в 6,7 раза. Ликвидируется расход технологического кислорода, коксовой мелочи и дефицитного дорогостоящего кокса. Взамен привозных шихтообразующих компонентов (кеки, пыли, клинкер, флюсы) будут использоваться собственные шлаки с «бедных» по цинку отвалов. Так как в новой системе будет вырабатываться дополнительная продукция –  $ZnSO_3$ , FeS, FeO, медистый чугуны, шлаковатные изделия и электроэнергия, то экономия топлива в «замещающих» агрегатах, вырабатывающих такую же продукцию, составляет 2388 кг у.т./т Pb. С учетом последнего в новой системе удельный приведенный расход топлива снизится в 3,77 раза, а экономия топлива составит 960 кг у.т./т Pb. Значение удельного экономического эффекта от внедрения предлагаемой системы составит 10236 тенге/т Pb (325 млн. тенге/год), а удельная предельно допустимая величина капитальных вложений – 27909 тенге/т Pb.

**Выводы.** На базе высокопроизводительного агрегата «реактор инверсии фаз – трубчатая печь» и сформированной безотходной технологии разработана энергосберегающая тепловая схема совместной переработки сульфидных свинцовых концентратов и отвальных шлаков. В случае внедрения предлагаемой системы, по сравнению с действующей системой перевод силикатной части шлака в строительный материал повысится в ~7

раз, перевод Pb, Zn, Cu, Fe в целевой продукт в ~3 раза, удельный приведенный расход топлива снизится в ~4 раза, расход воды в ~2 раза, тепловые потери в ~2 раза, вредные выбросы сведутся к предельно допустимому уровню, использование энергии сульфидной серы повысится в ~8 раз. Энергоэкономический эффект от внедрения новой системы переработки концентратов составит 325 млн. тенге/год.

## ЛИТЕРАТУРА

- 1 Ключников А.Д. Метод предельного энергосбережения как методологическая основа формирования энергоматериалосберегающих и экологически совершенных систем. // Сб. науч. трудов. М.: Московский энергетический институт. 1986. - № 105. - С. 3-7.
- 2 Диханбаев Б.И. Метод решения задач ресурсо-энергосбережения в системе переработки свинцово-цинкового сырья // Промышленность Казахстана. – 2011. - 6(69). – С.74-77.
- 3 Диханбаев Б.И., Жарменов А.А., Диханбаев А.Б. Энергосберегающий реактор для переработки отвальных шлаков // Горное дело и металлургия в Казахстане. Состояние и перспективы: Матер. Междунар. научно-практич. Конф., Алматы, - 2012. – С.113-115

## REFERENCES

- 1 Klyuchnikov A.D. *Metod predel'nogo ehnergosberezheniya kak metodologicheskaya osnova formirovaniya ehnergomaterialosberegayushchikh i ehkologicheskikh sovershennykh sistem. Sb. nauch.trudov. M. MEI. 1986. 105. 3-7. (in Russ).*
- 2 Dikhanbaev B.I. *Promyshlennost' Kazakhstana. 2011. 6. 69. 74-77. (in Russ).*
- 3 Dikhanbaev B.I., Zharmenov A.A., Dikhanbaev A.B. *Gornoe delo i metallurgiya v Kazakhstane. Sostoyanie i perspektivy. Mater. Mezhdunar. nauchno-praktich. konf. Almaty, 2012. 113-115 (in Russ).*

## Түйіндеме

Инверсиялық фаза реакторында қалдық қождан сутегі-күйемен темірді қалпына келтіру, мырыш ұшыру, айналмалы миксерде автоген режимінде сульфидті қорғасынды темірмен қара металға ығыстырып шығару, системаның жылу қалдықтарын регенеративті пайдалану,  $SO_2$  – құрамды газдарды системада алынатын реагенттермен ( $ZnO, Fe$ ) нейтралдау арқылы сульфидті қорғасын концентратын қорытатын жаңа система құрастырылды. Жаңа система іске кіргенде дәстүрлі концентрат қорыту системасымен салыстырғанда тиесілі отын шығыны 3-4 ретке кеміп, материалды қалдықтарды пайдалану 2,5-3 есеге артады.

**Түйінді сөздер:** инверсиялық фаза реакторы, мырыш, қорғасын, темір, үйінді қождар, автогендік режим, жылулық қалдықтары, сутегі-күйе қоспасы

## Summary

The new system of sulphide plumbeous concentrate processing is developed. That includes: iron reduction and zinc sublimation from excavated slags by soot hydrogenous mixture (SHM) in the reactor of phase inversion, lead ousting into crude metal from its sulphides by metallic iron in autogenous conditions of rotary mixer. Also it includes regenerative utilization

of thermic wastes of system, neutralisation of  $\text{SO}_2$  – containing gases by reagents obtained aboard (ZnO, Fe) system. The implementation of new system will reduce the specific fuel consumption 3-4 times, will expand the utilization factor of material waste products 2.5-3 times in comparison with traditional system of concentrate processing. Waste of valuable components of slag (Pb, Zn, Cu, Fe) will be reduced 3 times upon the average, use of energy of sulphidic sulfur will increase 8 times, transformation of a silicate part into a useful product - 6,7 times. The charge of technological oxygen, coke fines and scarce expensive coke is liquidated.

**Keywords:** phase inversion reactor, zinc, lead, iron, dump slags, autogenous mode, thermal waste, soot hydrogenous mixture

*Поступила 03.09.2013.*

УДК 669.21'778.053.4:536.7

**Комплексное использование  
минерального сырья. № 1. 2014.**

*Н.Г. ЛОХОВА, М.А. НАЙМАНБАЕВ\*, Ж.А. БАЛТАБЕКОВА*

*АО «Центр наук о Земле, металлургии и обогащения», Алматы, \*madali\_2011@inbox.ru*

## **ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ОСНОВНЫХ КОМПОНЕНТОВ ЗОЛОТО-МЫШЬЯКОВИСТЫХ КОНЦЕНТРАТОВ С РАСТВОРАМИ АЗОТНОЙ КИСЛОТЫ**

Методом термодинамического моделирования химических реакций при различных температурах с использованием программы HSC Chemistry 5 проведен анализ взаимодействия основных компонентов золото-мышьяковистых концентратов (пирита, халькопирита, арсенопирита) с растворами азотной кислоты. Установлено, что химическая устойчивость минералов при азотнокислотном воздействии располагается в ряду пирит > арсенопирит > халькопирит. Определено, что наиболее энергетически выгодно взаимодействие азотной кислоты с халькопиритом с образованием азотнокислых солей меди (II) и железа (III), серной кислоты и оксида азота (II). По данным термодинамического анализа, при условии высокого содержания халькопирита в золото-мышьяковистом концентрате, может произойти разогрев пульпы за счет тепла, выделяющегося при химической реакции азотной кислоты с халькопиритом. Повышенная температура процесса необходима для создания оптимальных условий азотнокислого вскрытия пирита и арсенопирита.

**Ключевые слова:** термодинамический анализ, золото-мышьяковистый концентрат, пирит, арсенопирит, халькопирит, азотная кислота

**Введение.** Одним из важных переделов переработки упорных мышьяковистых золотосодержащих концентратов является разрушение ассоциатов золота с пиритом и арсенопиритом – главными коллекторами золота в сульфидных концентратах – путем их окисления. При гидрометаллургической переработке таких концентратов используют азотную кислоту [1-3].

Кислотный метод вскрытия золото-мышьяковистых концентратов выгодно отличается от других методов разложения короткой и экономичной технологической схемой, обеспечивающей максимальный вывод металлов – примесей на первой операции, меньшими энергозатратами, возможностью утилизации кислых стоков с получением азотных удобрений [4].

Азотнокислотное выщелачивание (разложение) золото-мышьяковистых концентратов характеризуется в технологическом отношении степенью окисления сульфидов и арсеносульфидов и расходом кислоты.

Несмотря на известные работы в этом направлении [1-4], процесс азотнокислотного разложения золотосодержащих концентратов исследован недостаточно.

В литературе отсутствуют данные термодинамического анализа взаимодействия основных компонентов концентрата с азотной кислотой, которые позволяют определить наиболее энергетически выгодные реакции окисления, поэтому представляет интерес изучение связи между изменениями температуры и термодинамических потенциалов в изобарических условиях.

**Методика проведения эксперимента.** В работе использовали метод термодинамического моделирования. Расчеты энергии Гиббса, энтальпии, энтропии, констант равновесия реакций производились с помощью компьютерной программы HSC Chemistry 5.1. Содержание основных компонентов золото-мышьяковистого концентрата принималось равным 1 моллю.

**Результаты и их обсуждение.** Согласно