



DOI: 10.31643/2019/6445.41
UDC544.65:546.72
МРНТИ 31.15.33



<https://creativecommons.org/licenses/by-nc-nd/3.0/>

Разработка энергосберегающего способа для переработки техногенных отходов

Диханбаев¹ Б. И., Диханбаев² А. Б.

¹Казахский Агротехнический Университет имени С. Сейфуллина, Нур-Султан, Казахстан ²Алматинский Университет Энергетики и Связи, Алматы, Казахстан

Received: 28 September 2019 / Peer reviewed: 11 October 2019 / Accepted: 11 December 2019

Резюме. Разработан энергосберегающий способ переработки техногенных отходов – слой расплава с инверсией фаз как комбинация режимов «идеального» смешения и «идеального» вытеснения. На его основе создан плавильный агрегат нового поколения – «реактор инверсии фаз-трубчатая печь». Полученные экспериментальные данные показывают, что в слое инверсии фаз удельный расход топлива на переработку «бедных» по цинку отвальных и «богатых» по цинку шлаков примерно одинаков. Последнее положение противоречит устоявшемуся мнению металлургов, что переработка шлаков с концентрацией цинка менее 5% нерентабельна. Результаты расчетов демонстрируют, в случае внедрения промышленного образца агрегата «реактор инверсии фаз-трубчатая печь» для переработки «бедных» шлаков, по сравнению с вельцевой перерабатывающей «богатый» шлак, удельный расход условного топлива сократится в 1,5-1,7 раза, а удельная производительность возрастет в 1,4-1,5 раза. Промышленная реализация агрегата «реактор инверсии фаз-трубчатая печь» позволила бы рентабельно перерабатывать отвалы шлаков фьюмингования, клинкера вельцевания, «бедные» цинковые руды, хвосты обогащения и других отходов цветной металлургии.

Ключевые слова: энергосберегающий способ, реактор инверсии фаз – трубчатая печь, «бедные» по цинку шлаки, комбинация режимов «идеального» смешения и вытеснения.

Диханбаев Баянды - и.о. профессора, доктор технических наук, Казахский агротехнический университет им. С. Сейфуллина, Нур-Султан, Республика Казахстан. E-mail: otr_kz@mail.ru
Диханбаев Арыстан Баяндиевич - старший преподаватель, Алматинский университет энергетики и связи. rystan.d74@gmail.com

Введение

В Республике Казахстан отходы горно-металлургической отрасли составляет около 20 миллиардов тонн, из них цветной металлургии ~ 10,1, черной - ~ 8,7 миллиардов тонн [1,2]. Содержание ценных компонентов в них не меньше чем в низкопотенциальном минеральном сырье. Извлечение металлов из них нерентабельно, так как требует двухразового повышения удельного расхода топлива, чем из природного «богатого» сырья [3-5]. Согласно данным экспертов разведанные запасы «богатого» сырья достаточно только на 30-35 лет [1,2]. В будущем, истощение запасов «богатых» руд может привести к необходимости

переработки техногенных отходов. Однако в области переработки техногенных отходов, равно как и низкопотенциального сырья, отсутствует конкретное техническое решение позволяющее рентабельно извлечь из них ценные компоненты [6-15]. Последнее обстоятельство стимулирует исследователей к поиску способов и средств позволяющих сократить расход топлива в 2-3 раза по сравнению с существующими процессами.

Методы исследования.

Альтернативным способом достижения этой цели является методология предельного энергосбережения [4,16]. Одним из ее принципов

является разработка энергосберегающего способа, создание на его основе пилотной установки, проведение экспериментов и перерасчет характеристик пилотной установки на промышленный образец методом афинного моделирования.

Результаты экспериментов на пилотной установке

Переработку сырья в расплаве по структуре слоя режиму обработки можно разделить на три основных способа: 1) **барботажный слой**, где структура слоя имеет вид «жидкость – сплошной, газ - дискретный» (рис. 1а); 2) **кипящий слой расплава**, характеризующийся состоянием «газ-сплошной, жидкость-дискретный», по определению относящемуся к режиму «идеального» смешения (рис. 1б) и **слоя расплава с инверсией фаз**, как комбинация режимов «идеального» смешения и «идеального» вытеснения [4,16-21](рис.1в).

Для отбора энергосберегающего способа переработки низкопотенциального техногенного сырья были проведены эксперименты на установке «реактор инверсии фаз-трубчатая печь» с применением традиционного **барботажного слоя** и новых способов обработки шлаков - **кипящего слоя расплава** и **слоя расплава с инверсией фаз** в **непрерывном** режиме [18,19]. Принцип работы установки следующий (рис. 3,4). Процесс непрерывный. Отвальный шлак с бункеров загружается в трубчатую печь, где нагревается до

900⁰С отходящими газами реактора инверсии фаз (РИФ) и затем подается в РИФ для расплавления и отгонки цинка. Обедненный по цинку расплав гранулируется водой и направляется на производство стройматериалов. Отходящие газы трубчатой печи нагревают дутьевой воздух в воздухоподогревателе, затем очищаются от цинковых возгонов в скруббере. При восстановлении только цинка, обеспыленные газы выбрасываются в атмосферу, а в случае восстановления железа, горючие газы используются для технологических целей.

Условные обозначения на рисунке 3: 1 – реактор инверсии фаз, 2 – вращающаяся часть печи, 3 – неподвижная часть печи с теплообменником, для подогрева/пиролиза природного газа, 4 - воздухоподогреватель, 5– пароперегреватель, 6 – коллектор ввода дополнительного природного газа, 7 – шлакозагрузочная труба, 8 – привод трубчатой печи, 9-уплотнение зазоров вращающейся части печи. 10–скруббер, 11 – топка, ПРГ – природный газ, СВС – сажеводородистая смесь подогретого природного газа, ГГ – горючий газ или обеспыленный дымовой газ, Ш – шлак, Р - расплав.

В период проведения экспериментов в режиме «плавка-восстановление» установка проработала около 1000 часов. Было переработано ~250т «бедного» шлака состава: ZnO (3.8 – 4,3); PbO (0.1 – 0.15); Cu (0.6 – 0,8); FeO(7 – 8); Fe₂O₃(2 – 3); Fe₃O₄ (23 – 24); SiO₂(27 – 28); CaO (13 – 14); Al₂O₃(7 – 9); S (0.4 – 0.5).

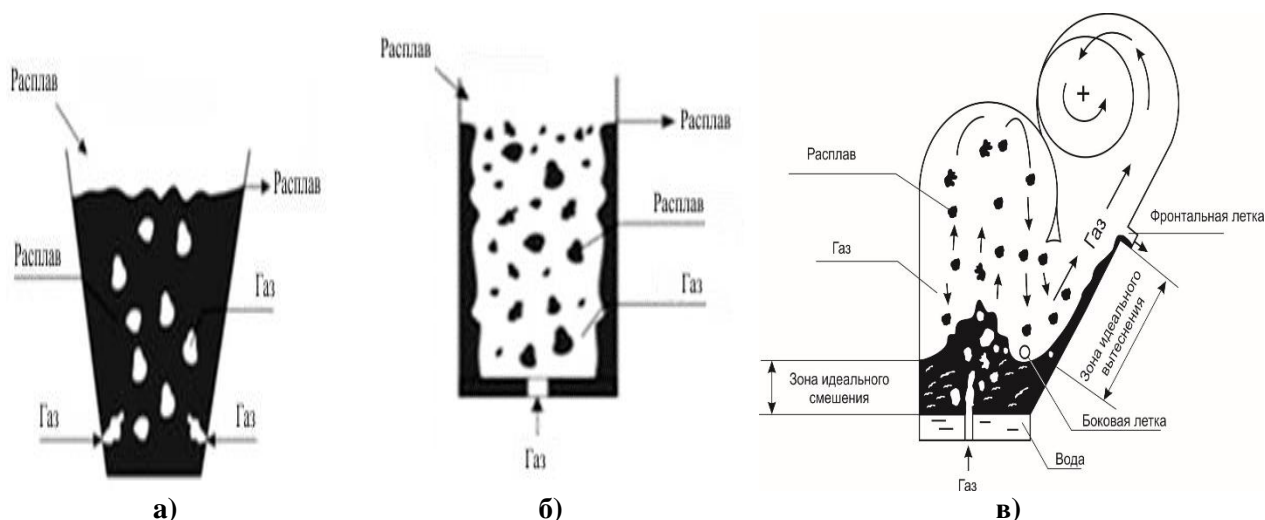


Рисунок 1 Способы обработки сырья в расплаве: а) барботажный слой, б) кипящий слой расплава, в) слой расплава с инверсией фаз



Рисунок 2 Общий вид пилотной установки

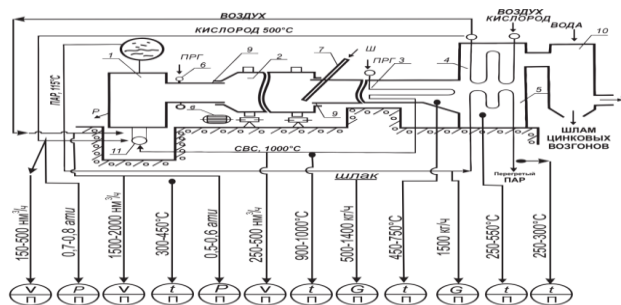


Рисунок 3 Схема измерений и материальных потоков пилотной установки

В таблицах 1 и 2 приведены результаты экспериментов. Условные обозначения в таблицах 1 и 2: $P_{ш}$ – производительность установки по шлаку, M_g – масса ванны расплава в реакторе, V_{O_2} – расход кислорода, $V_{прг}$ – расход природного газа, $W_{э}$ – расход электроэнергии, $G_{пар}$ – выработка пара, $Zn^{нач}, Zn^{кон}$ – начальное и конечное содержание цинка в шлаке, E – степень извлечения цинка, « v » – удельный расход природного газа на тонну цинка, I_c/G_b – отношение импульса газов в соплах продувочной

решетки к весу ванны расплава, $I_c = m_2 \cdot W_c$, где m_2 – массовый расход газа в соплах продувочной решетки, W_c – скорость газов в сопловой решетке, $G_b = M_g \cdot g$, где g – ускорение свободного падения.

Данные таблицы 1 демонстрируют, что степень восстановления цинка « E » растет, а удельный расход природного газа « v » уменьшается при смене способов обработки от барботажного слоя до слоя инверсии фаз.

Таблица 1 Сравнительные результаты экспериментов для барботажного слоя, кипящего слоя расплава и слоя расплава инверсии фаз при переработке «бедных» по цинку шлаков

Способы обработки расплава	$P_{ш}$, кг/ч	Мв, кг	I_c/G_b	V_{O_2} , $нм^3/ч$	$V_{прг}$, $нм^3/ч$	$Zn^{нач}$, %	$Zn^{кон}$, %	E , %	$W_{э}$, кВт·ч	$G_{пар}$, кг/ч	v , $\frac{нм^3 ПРГ}{т Zn}$
1 Барботажный слой расплава (выпуск расплава с вертикального кессона) $I_c/G_b \leq 0,09$	1300	670	0,064	103	288	4,3	3,01	30	235	~1500	17173
2 Кипящий слой расплава (выпуск расплава с вертикального кессона) $I_c/G_b = 0,09-0,19$	1336	400	0,099 -0,26	108	305-319	4,3	2,32	42	230	~1500	12640
3 Слой расплава инверсии фаз (выпуск расплава с наклонного к-на $I_c/G_b = 0,19-0,26$	1400	130	0,26	105	319	4,3	0,8	70	230	~1500	7272

Таблица 2 Результаты экспериментов для слоя расплава инверсии фаз при переработке «богатых» по цинку шлаков.

Способ обработки расплава		$P_{ш}$, кг/ч	M_b , кг	I_c/G_b	V_{O_2} , $\text{нм}^3/\text{ч}$	$V_{\text{ПРГ}}$, $\text{нм}^3/\text{ч}$	$Zn^{\text{нач}}$, %	$Zn^{\text{кон}}$, %	E , %	$W_{э}$, кВт·ч	$G_{\text{пар}}$, кг/ч	$\frac{v}{\text{нм}^3 \text{ПРГ}} \cdot \text{т Zn}$
1	Слой расплава инверсии фаз (выпуск расплава с наклонного кессона) $I_c/G_b = 0,19 - 0,42$	594	90	0,42	115	317	9,63	3,4	69	235	~1500	7925

Сравнение данных таблиц 1 и 2, для слоя инверсии фаз, по удельному расходу природного газа на переработку «бедных» по цинку отвальных шлаков ($Zn \leq 4/3\%$, $v = 7272 \frac{\text{нм}^3 \text{ПРГ}}{\text{т Zn}}$) и «богатых» шлаков ($Zn \geq 10\%$, $v = 7925 \frac{\text{нм}^3 \text{ПРГ}}{\text{т Zn}}$) показывает небольшую разницу ~8%.

Таким образом, полученные экспериментальные данные показывают, что в слое инверсии фаз удельный расход топлива на переработку «бедных» по цинку отвальных и «богатых» шлаков примерно одинаков.

Согласно технико-экономическим расчетам выполненным в Унипромеди [22], фьюмингование шлаков рентабельно при концентрации цинка свыше 5%. Если учесть, что при вельцевании «бедных» шлаков удельный расход топлива повысится в ~ 2 раза, то этот предел для отвальных шлаков будет еще выше. Опытные данные полученные способом слоя инверсии фаз противоречит такому утверждению и дает основание полагать, что на установке «реактор инверсии фаз-трубчатая печь» «бедные» по цинку отвальные шлаки могут перерабатываться наравне с «богатыми» с примерно одинаковым удельным расходом топлива.

Для поиска оптимальных режимов продувки были проведены серий экспериментов, результаты которых графически отображены на рисунке 4. Согласно рисунка 4, степень извлечения цинка E в слое инверсии фаз имеет экстремум при $I_c/G_b = 0,83$. В интервале $\frac{I_c}{G_b} = 0,83 - 1,0$ идет уменьшение степени возгонки цинка. При $\frac{I_c}{G_b} > 1,15$ происходит полное вытеснение слоя материала из реактора, что связано с превышением подъемных сил газа над гравитационной силой частиц шлака. Также определено зависимость массы ванны от производительности реактора. В отличие от барботажного и кипящего слоев, где масса ванны

M_b не зависит от производительности $P_{\text{риф}}$, в слое инверсии фаз M_b зависит от $P_{\text{риф}}$ по прямолинейному закону (рис.5).

Анализ результатов экспериментов

В процессе экспериментов на «бедных» по цинку шлаках, при выпуске расплава с вертикального кессона, в режиме кипящего слоя расплава с $I_c/G_b = 0,099$ и за пределами режима кипящего слоя расплава с $I_c/G_b = 0,26$, степень извлечения цинка не повысилась выше $E = 42\%$ (табл.1, п.2). Так как выпуск расплава с вертикального кессона в вышеуказанных диапазонах продувок определяется режимом идеального смешения, то из этого можно заключить, что возможности увеличения извлечения цинка в слое с идеальным смешением, только за счет повышения интенсивности продувки, имеет некоторый предел, обусловленный внутренними физико-химическими процессами.

После проведения экспериментов с выпуском расплава с наклонной части реактора, (условно назовем режимом идеального вытеснения), при том же значении $I_c/G_b = 0,26$, было достигнуто удовлетворительное значение степени возгонки цинка - $E = 70\%$ (табл.1, п.3). Таким образом, перед экспериментатором встает естественный вопрос, какие физико-химические процессы повлияли на такой результат?

Инструментом для объяснения результатов опытов может служить характер изменения энергии Гиббса в термодинамической системе восстановления цинка из его оксидов.

Цинк в отвальных шлаках находится в форме сложных соединений, как силикат цинка (Zn_2SiO_4), феррит цинка ($ZnFe_2O_4$) и т.п. Прежде чем восстановить цинк из таких сложных соединений, потребуется их разложение на простые молекулы (см. табл. 3 пункты 1 и 2) и только затем возгонка цинка в газовую фазу (см. табл. 3 пункт 3).

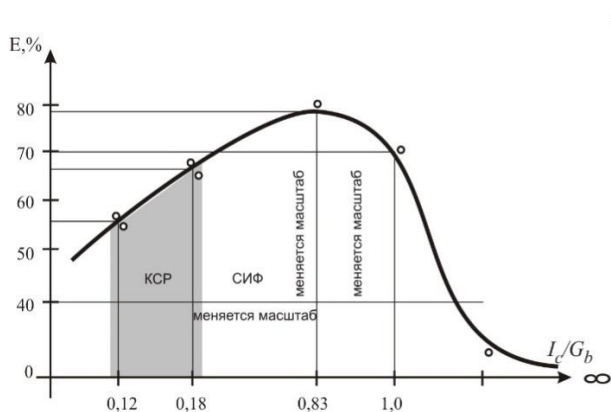


Рисунок 4 Зависимость степени извлечения цинка от способа продувки «бедного» шлака при производительности реактора $P_{\text{ш}} \sim 1300$ кг/ч. КСР – кипящий слой расплава, СИФ – слой инверсии фаз

Как следует из таблицы 3, характер изменения энергии Гиббса для образования сложных молекул Zn_2SiO_4 и $ZnFe_2O_4$ из простых молекул - ZnO , SiO_2 , Fe_2O_3 отрицательный, а характер изменения энергии Гиббса для реакций распада силиката (Zn_2SiO_4) и феррита цинка ($ZnFe_2O_4$) на эти простые компоненты (ZnO , SiO_2 , Fe_2O_3) положительный. Среднее значение константы равновесия (K) реакций образования сложных молекул из простых компонентов (табл.3, п.4,5), на два порядка (~ 100 раз), больше чем у реакции распада сложных молекул на простые (табл.3, п.1,2). Поэтому, с большей вероятностью можно ожидать, что в режиме «идеального» смешения, в слое расплава идет два противоположных по направлению реакций: (а) – реакции разложения сложных молекул на простые компоненты и (б) - реакции образования сложных молекул из простых компонентов. Из последнего можно констатировать, что в упомянутых выше режимах «идеального» смешения (0,099-0,26), с выпуском расплава с вертикального кессона, из-за перегруппировки между рекомбинированными молекулами ZnO , SiO_2 , Fe_2O_3 с вновь образованием силикатов и ферритов цинка (Zn_2SiO_4 , $ZnFe_2O_4$), рост извлечения цинка не наблюдалось.

Способ выпуска расплава с наклонной части реакторанами был условно назван режимом «идеального» вытеснения. Так как в наклонном слое расплава «идеального» вытеснения (см. рис. 6), также идет процесс разложения сложных молекул и каждая элементарная струйка в нем движется

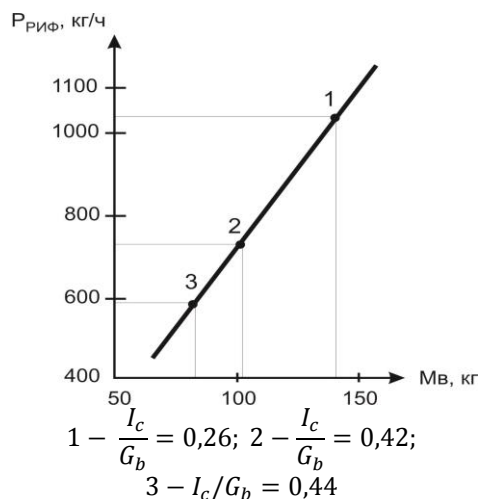


Рисунок 5 Зависимость массы ванны от производительности по шлаку в СИФ

параллельно друг другу, то вероятность смешения рекомбинированных компонентов - ZnO , SiO_2 , Fe_2O_3 , соответственно, вновь образования из них сложных молекул - Zn_2SiO_4 , $ZnFe_2O_4$ уменьшается и степень восстановления цинка по формуле $ZnO + CO = Zn^{\Gamma} + CO_2$ возрастает.

Вышесказанное также относится к восстановлению железа из шлаков (табл.3, п. 6-9). В [21] приведены результаты опытов по восстановлению железа из отвальных шлаков.

После проведения каждого эксперимента измерялась толщина гарниссажного слоя огневой поверхности кессонов плавильного реактора (рис.7). Средняя толщина гарниссажного слоя вертикальных, потолочных и наклонных кессонов с выпуском расплава с вертикального кессона составила $\delta = 3-5$ мм. При выпуске расплава с наклонного кессона, средняя толщина гарниссажного слоя вертикальных и потолочных кессонов оставался $\delta = 3-5$ мм, а толщина гарниссажного слоя наклонного кессона, на участке взаимодействия падающего газокапельного потока и вытесняемого расплава (рис.6), выросла до 30 – 35 мм. На наш взгляд, утолщение гарниссажного слоя на наклонной части реактора дополнительно указывает на восстановление цинка с протеканием реакции с эндотермическим эффектом – $ZnO + CO = Zn^{\Gamma} + CO_2 - Q_{\text{энд}}$. Последняя реакция, вероятно, повлияла на «замораживание» подслоя, в районе взаимодействия падающего газокапельного потока и слоя расплава, движущегося в направлении к летке.

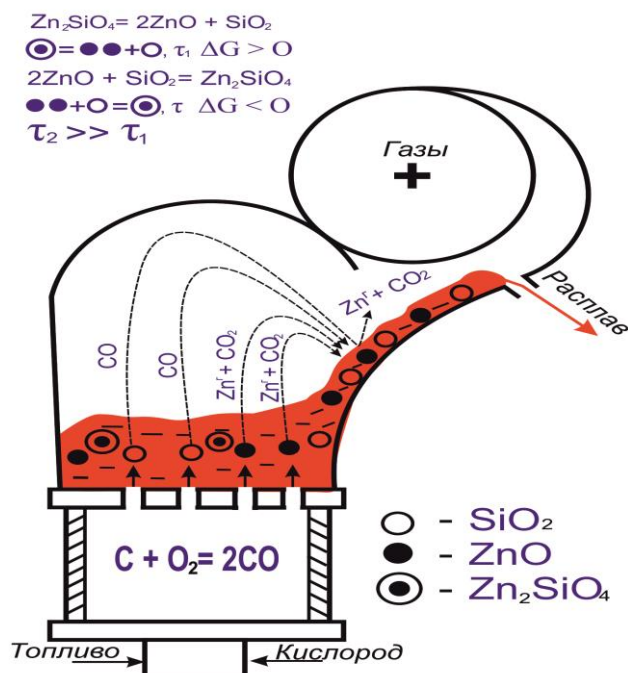


Рисунок 6 Схема восстановления цинка в реакторе с вытеснением расплава с наклонного кессона

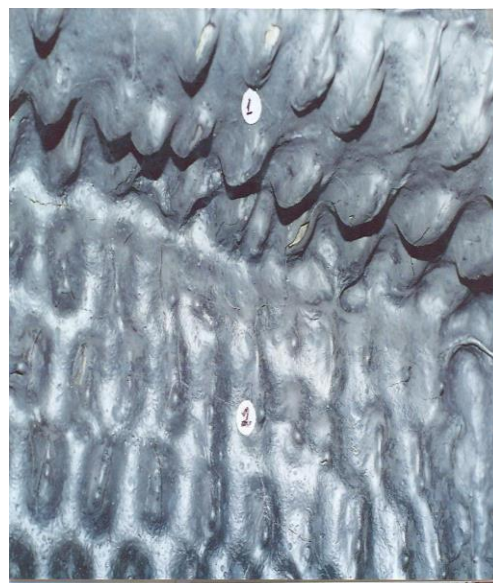


Рисунок 7 Гарниссажный слой шлаков на ошпикованной поверхности кессонов испарительного охлаждения реактора при $t=1400^\circ C$. 1- потолочный кессон, 2 – боковой кессон. Удельная плотность теплового потока $q=135-145$ кВт/м²

Таблица 3 Термодинамические характеристики реакций при $t=1400^\circ C$, [23]

№	Реакций	ΔG , кДж	K
1	$Zn_2SiO_4 = 2ZnO + SiO_2$	35.73	0.077
2	$ZnFe_2O_4 = ZnO + Fe_2O_3$	32.37	0.097
3	$ZnO + CO = Zn + CO_2$	-9.5	1.977
4	$2ZnO + SiO_2 = Zn_2SiO_4$	-35.73	13.062
5	$ZnO + Fe_2O_3 = ZnFe_2O_4$	-32.37	10.256
6	$FeSiO_3 = FeO + SiO_2$	6,763	6,149E-001
7	$FeO + SiO_2 = FeSiO_3$	-6,763	1,626E+000
8	$FeAl_2O_4 = FeO + Al_2O_3$	36,520	7,241E-002
9	$FeO + Al_2O_3 = FeAl_2O_4$	-36,520	1,381E+001

Сравнение потребления топлива агрегатом «РИФ-ТП» сосуществующей вельц-печью

- вельц печь Лениногорского полиметаллического комбината, перерабатывающая холодный шлак: $L \times D = 70M \times 5M$, технологический объем печи $816m^3$, среднесуточная производительность по шлаку 750т. Среднечасовая производительность 31,25т. Расход коксика ~ 480 кг/т шл, мазута ~ 33 кг/т шл. $Zn^{нач} = 10\%$, $Zn^{кон} = 2\%$, $E = 80\%$. Удельная производительность $p_v^{вельц} = 3,82$ кгZn/м³·ч, удельный расход коксика $v_{кокс} = 6000$ кг/т Zn (6000 кгу.т./тZn).

Приведенный удельный расход условного топлива в действующей системе вельцевания «богатого» шлака производительностью 31,25т/ч:

$$\begin{aligned}
 v_{пр}^{вельц} &= v_{кокс} + v_{мазут} + v_{т.д.} \\
 &= \frac{B_{кокс} + B_{мазут} + B_{т.д.}^{\text{э}}}{P_{Zn}} = \\
 &= \frac{15000 + 1400 + 303}{2,52} = 6628 \frac{\text{кгу.т.}}{\text{тZn}}
 \end{aligned}$$

Здесь $B_{т.д.}^{\text{э}}$ – расход условного топлива на производство электроэнергии затраченной на привод тяго-дутьевой установки вельц-печи.

Приведенный удельный расход условного топлива на пилотную установку «реактор инверсии фаз-трубчатая печь» для переработки «бедного» шлака производительностью ~1,4 т/ч (данные рассчитаны на основе табл.1):

$$\epsilon_{\text{пр}}^{\text{пу}} = \epsilon_{\text{прг}} + \epsilon_{\text{тд}} + \epsilon_{\text{O}_2} - \epsilon_{\text{пар}} = \frac{B_{\text{прг}} + B_{\text{тд}} + B_{\text{O}_2} - B_{\text{пар}}}{P_{\text{Zn}}} = \frac{367 + 40 + 8,5 - 138}{0,04214} = 6585 \frac{\text{кг.У.Т.}}{\text{м.Зн}}$$

Соотношение приведенных удельных расходов топлива вельц-печи и пилотной установки:

$$\frac{\epsilon_{\text{пр}}^{\text{вельц}}}{\epsilon_{\text{пр}}^{\text{пу}}} = \frac{6628}{6585} = 1,007 \quad (1)$$

Согласно формуле (1) приведенный удельный расход условного топлива (*пурут*) в пилотной установке «реактор инверсии фаз-трубчатая печь» при переработке «бедных» шлаков примерно одинаков с «пурут» действующей вельцпечи обрабатывающей «богатые» шлаки.

Прогноз теплотехнических характеристик к промышленной установки «реактор инверсии фаз-трубчатая печь». Методом аффинного моделирования описанной в [16] выполнен расчет теплотехнических характеристик промышленного образца реактора инверсии фаз, результаты которых представлены в графическом виде на рисунке 8. Показанная на рис.8 удельный расход условного топлива в прогнозируемом промышленном образце установки «реактор инверсии фаз-трубчатая печь» производительностью 30 т/ч, перерабатывающей «бедный» шлак (~3500 $\frac{\text{кг.У.Т.}}{\text{м.Зн}}$) будет в 1,5 - 1,7 раза ниже чем в вельц-печи производительностью 30 т/ч перерабатывающая «богатый» шлак (6000 $\frac{\text{кг.У.Т.}}{\text{м.Зн}}$). Согласно [24] расчетная удельная производительность агрегата «реактор инверсии фаз-трубчатая печь» производительностью 30 т/ч по «бедному» шлаку $p_v^{\text{риф-тп}} = 2,58 \text{ кг.Зн/м}^3 \cdot \text{ч}$. Тогда соотношение удельных производительностей $\frac{p_v^{\text{вельц}}}{p_v^{\text{риф-тп}}} = \frac{3,82}{2,58} = 1,48$

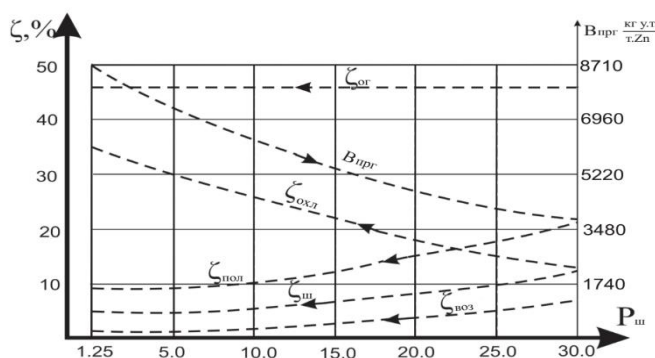


Рисунок 8 Зависимость теплотехнических характеристик прогнозируемого реактора инверсии фаз от производительности по шлаку. $\zeta_{\text{ог}}$ – доля теплоты отходящих газов в тепловом балансе реактора, $\zeta_{\text{охл}}$ – доля теплоты охлаждающей кессоны водой, $\zeta_{\text{пол}}$ – доля полезно использованной теплоты, $\zeta_{\text{ш}}$ – доля теплоты шлакового расплава, $\zeta_{\text{воз}}$ – доля теплоты возгонов цинка, $B_{\text{прг}}$ – расход природного газа в условном топливе, $P_{\text{ш}}$ – производительность реактора по шлаку.

Таким образом, в случае внедрения агрегата «реактор инверсии фаз-трубчатая печь» для переработки «бедных» шлаков, по сравнению с вельц-печью перерабатывающей «богатый» шлак, удельный расход условного топлива сократится в 1,5-1,7 раза, а удельная производительность вырастет в 1,4-1,5 раза. Промышленная реализация агрегата «реактор инверсии фаз-трубчатая печь» позволила бы рентабельно перерабатывать отвалы шлаков Шымкентского свинцового завода, клинкер вельцевания, «бедные» цинковые руды комбината «Ачполи-металл», хвосты обогащения Текелийского

горно-металлургического комбината и других объектов цветной металлургии.

Выводы

1. В период проведения экспериментов в режиме «плавка-восстановление» было переработано ~250т «бедного» шлака. Установка проработала безаварийно около 1000 часов, что подтверждает надежность его конструкции.

2. Результаты экспериментов для барботажного слоя, кипящего слоя расплава и

слоя расплава инверсии фаз при переработке «бедных» по цинку шлаков показывают, что степень возгонки цинка растет, а удельный расход природного газа уменьшается при смене способов обработки от барботажного слоя до слоя инверсии фаз.

3. Полученные в пилотной установке экспериментальные данные показывают, что в слое инверсии фаз удельный расход топлива на переработку «бедных» по цинку отвальных и «богатых» шлаков примерно одинаков. Последнее положение противоречит устоявшемуся мнению металлургов, что переработка шлаков с концентрацией цинка менее 5% нерентабельна.

4. Анализ реакций восстановления цинка на основе характера изменения энергии Гиббса реакций позволяет дать определение слою инверсии фаз как комбинацию режимов «идеального» смешения и «идеального» вытеснения.

5. Приведенный удельный расход

условного топлива (*пурут*) в пилотной установке «реактор инверсии фаз-трубчатая печь» при переработке «бедных» шлаков примерно одинаков с «пурут» действующей вельц-печи обрабатывающей «богатые» шлаки.

6. Результаты расчетов демонстрируют, в случае внедрения промышленного образца агрегата «реактор инверсии фаз-трубчатая печь» для переработки «бедных» шлаков, по сравнению с вельц-печью перерабатывающей «богатый» шлак, удельный расход условного топлива сократится в 1,5-1,7 раза, а удельная производительность вырастет в 1,4-1,5 раза.

7. Промышленная реализация агрегата «реактор инверсии фаз-трубчатая печь» позволила бы рентабельно перерабатывать отвалы шлаков Шымкентского свинцового завода, клинкера вельцевания, «бедные» цинковые руды комбината «Ачполиметалл», хвосты обогащения Текелийского горно-металлургического комбината и других объектов цветной металлургии.

Cite this article as: Диханбаев Б. И., Диханбаев А. Б. Разработка энергосберегающего способа для переработки техногенных отходов // Комплексное использование минерального сырья (Complex Use of Mineral Resources). – 2019. – №4 (311). – С. 82-92. <https://doi.org/10.31643/2019/6445.41>

Өнеркәсіптік қалдықтарды өңдеудің энергия үнемдейтін әдісін жасау

Диханбаев Б. И., Диханбаев А. Б.

Түйіндеме. Техногендік қалдықтарды қайта өңдеудің энергия үнемдейтін тәсілі – инверсиялы фаза балқыма қабатының "мінсіз" араластыру және "мінсіз" ығыстыру режимдерінің комбинациясы ретінде әзірленді. Оның негізінде жаңа буын балқыту агрегаты-"инверсиялы фаза реакторы-құбырлы пеш" құрылды. Тәжірибеден алынған деректер инверсиялы фаза қабатында мырышы "кедей" және мырышы "бай" шлактарды өңдеуге арналған отынның меншікті шығыны шамамен бір екенін көрсетеді. Соңғы жағдай мырыш концентрациясы 5% - тен кем шлактарды өңдеу тиімсіз деген металлургтердің тұрақтаған пікіріне қайшы келеді. Есептеу бойынша, "кедей"шлактарды өңдеуге арналған "инверсиясылы фаза реакторы-құбырлы пеш" агрегатының өнеркәсіптік үлгісін енгізген жағдайда, "бай" шлакты қайта өңдейтін вельц-пешпен салыстырғанда шартты отынның меншікті шығыны 1,5-1,7 есе қысқарады, ал меншікті өнімділік 1,4-1,5 есе өседі. "Инверсиясылы фаза реакторы-құбырлы пеш" агрегатын өнеркәсіпке енгізгенде фьюмингтеу шлактарының үйінділерін, вельцпеш клинкерін, "кедей" мырыш кендерін, байыту қалдықтарын және түсті металлургияның басқа да тастандыларын тиімді өңдеуге мүмкіндік берер еді.

Түйін сөздер: энергияны үнемдеу әдісі, фазалық инверсиялық реактор - түтік пештері, «мырышсыз» шлактар, «идеалды» араластыру және жылжыту режимдерінің үйлесімі.

Development of energy-efficient method for processing industrial waste

Dikhanbayev B.I., Dikhanbayev A.B.

Abstract. An energy-saving method for processing technogenic waste has been developed — a smelt layer with inversion phase as a combination of “ideal” mixing and “ideal” displacement regimes. On its basis, a new generation of melting unit was created - the “reactor inversion phase - rotary kiln”. Experimental data show that in the inversion phase layer the specific fuel consumption for processing the “poor” on zinc and “rich” on zinc slags is approximately the same. The latter provision contradicts the prevailing opinion of metallurgists that the processing of slag with a zinc concentration of less

than 5% is unprofitable. Calculation results demonstrate that in case of implementation of an industrial sample of “reactor inversion phase - rotary kiln for processing “poor” slag, compared to the Waelz kiln processing “rich” slag, the specific consumption of fuel will be reduced by 1.5-1.7 times and specific productivity will increase 1.4-1.5 times. The industrial realization of “reactor inversion phase -rotary kiln” would allow cost-effective processing of fuming slag dumps, Waelz clinker, “poor” zinc ores, enrichment tails and other non-ferrous metal wastes.

Key words: energy-saving method, phase inversion reactor — tube furnace, “zinc-poor” slags, a combination of “ideal” mixing and displacement modes.

ЛИТЕРАТУРА

- [1] К. Болатбаев. Состояние, проблемы и резервы технологии обогащения полиметаллического сырья. // Промышленность Казахстана. – 2001. –№ 1(8)– С.91-93.
- [2] Даукеев С.Ж. Минерально-сырьевые ресурсы Казахстана - возможности научно-технического развития.//Вопросы комплексной переработки сырья Казахстана:Тр.ПервойМеждунар.Конф. – Алматы, Казахстан, 2003. – С.11 (457с)
- [3] R. Hansson, H. Holmgren and T. Lehner “Recovery of recycled zinc by slag fuming at the Rönnskär smelter”, Journal of Metallurgy, 2009, - pp.15-24.
- [4] Ключников А.Д. Высокотемпературная теплотехнология и энергетика теплотехнологии. – М.: Энергия, 2008, – 333с.
- [5] Кошумбаев М. Б. Переработка промышленных и бытовых отходов. Учебное пособие. –Астана: Изд. КазАТУ, - 2018. -230с.
- [6] A.K. Koizhanova, L.L. Osipovskaya, M.B. Erdenova, Study of precious metals extraction recovery from technogenic wastes. 12th International Multidisciplinary Scientific Geo Conference DSGEM2012, June, Vol. 1, pp 843-846, 2012. <https://doi.org/10.5593/sgem2012/s03.v1059>
- [7] Petrov G. V., Diakite M. L. L., Kovalev V. N., Extraction of precious metals by concentration from technogenic sulfide copper-nickel raw material. Metallurgist, Volume 56, Issue 34, pp 211-214, July 2012. <https://doi.org/10.1007/s11015-012-9560-5>
- [8] V. N. Kovalev, G. V. Petrov, and A. A. Chernyshev, Sulfatization refining of sulfide products of processing technogenic platinum metal wastes. Non-Ferrous Metals of Siberia. - 2009: Proc. 1st Int. Conf., Krasnoyarsk, pp. 585-586, 2009.
- [9] Kovalev V. N., Contemporary technology for concentrating platinum metals from technogenic wastes of processing sulfide copper-nickel ores. Zap. Gorn. Inst., St. Petersburg, No. 6, 284-287, 2011.
- [10] Chanturiya V. A. Shadrinova I. V., Orekhova N. N., Chalkova N. L., Technology of zinc recovery from mine and waste dump water. Obogashchenie Rud (Mineral processing), No 01, 2011.
- [11] N.I. Kassikova, A.G. Kassikov, Yu.I. Balabanov, V.B. Petrov, V.T. Kalinnikov, Niobium, tantalum and titanium extraction from Natural and technogenic raw materials of the Kola Peninsula by liquid-liquid extraction methods. Proceedings of 3rd BMC-2003-Ohrid, Macedonia, 2003.
- [12] Kenzhaliev B.B., Berkinbayeva A.N. and Suleimenov E.N., Use of conjoint reactions for extraction of metals from mineral raw materials. European Scientific Journal, Vol.10, No.6, February 2014.
- [13] M. Borell, Slag Resource in the Sustainable Society, Securing the future-International Conference on Mining and the Environment, Metals and Energy Recovery, Skellefteå, Sweden, pp.130-138, 2005.
- [14] K. Badyda, P. Krawczyk, and K. Pikoń. Relative environmental footprint of waste-based fuel burned in a power boiler in the context of end-of-waste criteria assigned to the fuel, Energy, 100:425–430, 2016. <https://doi.org/10.1016/j.energy.2016.02.024>
- [15] A. Grzebielec, A. Rusowicz, and A. Szelągowski. Air purification in industrial plants producing automotive rubber components in terms of energy efficiency, Open Engineering, 7(1):106–114, 2017. doi: 10.1515/eng-2017-0015. <https://doi.org/10.1515/eng-2017-0015>
- [16] А.Д. Ключников. Метод предельного энергосбережения как методологическая основа для формирования энергоматериальсберегающих и экологически совершенных теплотехнологических систем.// Сборник научных трудов, Москва, Энергетический институт, 1986.- №105, -С.3-7.
- [17] Диханбаев Б. Диханбаева Б. Метод решения задач ресурсоэнергосбережения в системе переработки свинцово-цинкового сырья// Промышленность Казахстана. –Алматы, 2011. 6(69). –С.74-77.
- [18] Диханбаев Б., Диханбаева Б. Расчет параметров кипящего слоя расплава для фьюмингования свинцовых шлаков//Труды Международной научно-практической конференции «Перспективные направления развития химии и химической технологии». –Шымкент, 1999. –Т.2. –С.134-136.
- [19] А.Д. Ключников, В.А. Ипполитов. К методу расчета теплообмена в интенсивно продуваемом слое расплава//Сборник научных трудов, Москва. Энергетический институт, 2005.- №394, -С. 63-67.
- [20] Dikhanbayev B., Dikhanbayev A., Baubekov K., Calculated estimation of fuel consumption on processing plant of zinc-containing slag based on reactor of phase inversion. Eurasian Multidisciplinary Forum, Tbilisi, pp.124-133, 2013.

- [21] Dikhanbaev B.I., Dikhanbaev A.B., IbrayS ,Rusowicz A. Development of hydrogen-enriched water gas production technology by processing ekibastuz coal with technogenic waste //Archive of mechanical engineering. –2018. – V. LXV, – N 2. doi: 10.24425/123022, <http://journals.pan.pl/dlibra/journal/97806>
- [22] А.И. Окунев, И.А. Костьяновский, П.А. Донченко. Фьюмингование шлаков. (Теория и практика).- Москва. Изд. Металлургия, - 1966. С.250. –(259с).
- [23] Outokumpu HSC Chemistry for Windows. Chemical Reaction and Equilibrium Software with Extensive Thermochemical Database. Version 5.1. October 31, 2002.
- [24] Б. Диханбаев. Интенсивное ресурсоэнергосбережение при переработке минерального сырья (Создание и испытание пилотной установки по энергосберегающей переработке металлургических шлаков). – Астана. Изд. КазАТУ, - 2018. – 165с.

REFERENCES

- [1] K. Bolatbayev. Sostoyaniye, problemy i rezervy tekhnologii obogashcheniya polimetallicheskogo syr'ya. // Industry of Kazakhstan. - **2001**. - No. 1 (8) - P.91-93. (In Rus.)
- [2] Daukeyev S.ZH. Mineral'no-syr'yevyye resursy Kazakhstana - vozmozhnosti nauchno-tekhnicheskogo razvitiya. //Voprosy kompleksnoy pererabotki syr'ya Kazakhstana:Tr.PervoyMezhdunar. Konf. - Almaty, Kazakhstan, **2003**. - P.11 (457p.). (In Rus.)
- [3] R. Hansson, H. Holmgren and T. Lehner “Recovery of recycled zinc by slag fuming at the Rönnskär smelter”, Journal of Metallurgy, **2009**, - pp.15-24. (In Eng.).
- [4] Klyuchnikov A.D. Vysokotemperaturnaya teplotekhnologiya i energetika teplotekhnologii.- М.: Energy, **2008**,- 33p.
- [5] Koshumbayev M. B. Pererabotka promyshlennykh i bytovykh otkhodov. Uchebnoye posobiye –Astana: Publ. KazATU, - **2018**. 230 с. (In Rus.)
- [6] A.K. Koizhanova, L.L. Osipovskaya, M.B. Erdenova, Study of precious metals extraction recovery from technogenic wastes. 12th International Multidisciplinary Scientific Geo Conference DSGEM2012, June, Vol. 1, pp. 843-846, **2012**. (In Eng.). <https://doi.org/10.5593/sgem2012/s03.v1059>
- [7] Petrov G. V., Diakite M. L. L., Kovalev V. N., Extraction of precious metals by concentration from technogenic sulfide copper-nickel raw material. Metallurgist, Volume 56, Issue 34, pp. 211-214, July **2012**. (In Eng.). <https://doi.org/10.1007/s11015-012-9560-5>
- [8] V. N. Kovalev, G. V. Petrov, and A. A. Chernyshev, Sulfatization refining of sulfide products of processing technogenic platinum metal wastes. Non-Ferrous Metals of Siberia. - 2009: Proc. 1st Int. Conf., Krasnoyarsk, -pp. 585-586, - **2009**, (In Eng.).
- [9] Kovalev V. N., Contemporary technology for concentrating platinum metals from technogenic wastes of processing sulfide copper-nickel ores. Zap. Gorn. Inst., St. Petersburg, No. 6, 284-287, **2011**. (In Eng.).
- [10] Chanturiya V. A. Shadrunkova I. V., Orekhova N. N., Chalkova N. L., Technology of zinc recovery from mine and waste dump water. Obogashchenie Rud (Mineral processing), No 01, **2011**. (In Eng.).
- [11] N.I. Kassikova, A.G. Kassikov, Yu.I. Balabanov, V.B. Petrov, V.T. Kalinnikov, Niobium, tantalum and titanium extraction from Natural and technogenic raw materials of the Kola Peninsula by liquid-liquid extraction methods. Proceedings of 3rd BMC-2003-Ohrid, Macedonia, **2003**. (In Eng.).
- [12] Kenzhaliev B.B., Berkinbayeva A.N. and Suleimenov E.N., Use of conjoint reactions for extraction of metals from mineral raw materials. European Scientific Journal, Vol.10, No.6, February **2014**. (In Eng.).
- [13] M. Borell, Slag±A Resource in the Sustainable Society, Securing the future±International Conference on Mining and the Environment, Metals and Energy Recovery, Skellefteå, Sweden, pp.130-138, **2005**. (In Eng.).
- [14] K. Badyda, P. Krawczyk, and K. Pikoń. Relative environmental footprint of waste-based fuel burned in a power boiler in the context of end-of-waste criteria assigned to the fuel, Energy, 100:425–430, **2016**. (In Eng.). <https://doi.org/10.1016/j.energy.2016.02.024>
- [15] A. Grzebielec, A. Rusowicz, and A. Szelągowski. Air purification in industrial plants producing automotive rubber components in terms of energy efficiency, Open Engineering, 7(1):106–114, **2017**. (In Eng.). <https://doi.org/10.1515/eng-2017-0015>
- [16] A.D. Klyuchnikov. Metod predel'nogo energosberezheniya kak metodologicheskaya osnova dlya formirovaniya energomaterial'sberegayushchikh i ekologicheskikh sovershennykh teplotekhnologicheskikh sistem. // Sbornik nauchnykh trudov, Moskva, Energeticheskiy institut, **1986**.- №105, -S.3-7. (In Rus.)
- [17] Dikhanbaev B. Dikhanbaev A. B. Metod resheniya zadach resursoenergoberezheniya v sisteme pererabotki svintsovo-tsinkovogo syr'ya // Promyshlennost' Kazakhstana. –Almaty, **2011**. 6(69). –S.74-77. (In Rus.)
- [18] Dikhanbaev B., Dikhanbaev A, B. Raschet parametrov kipyashchego sloya rasplava dlya f'yumingovaniya svintsovykh shlakov //Trudy Mezhdunarodnoy nauchno-prakticheskoy konferentsii «Perspektivnyye napravleniya razvitiya khimii i khimicheskoy tekhnologii». –Shymkent, **1999**. –Т.2. –S.134-136. (In Rus.)
- [19] A.D. Klyutchnikov, V.A. Ippolitov K metodu rascheta teploobmena v intensivno produvayemom sloye rasplava //Sbornik nauchnykh trudov, Moskva. Energeticheskiy institut, **2005**.- №394, -S. 63-67. (In Rus.)

[20] Dikhanbayev B., Dikhanbayev A., Baubekov K., Calculated estimation of fuel consumption on processing plant of zinc-containing slag based on reactor of phase inversion. Eurasian Multidisciplinary Forum, Tbilisi, pp.124-133, **2013**. (In Eng.).

[21] Dikhanbaev B.I., Dikhanbaev A.B., IbrayS, Rusowicz A. Development of hydrogen-enriched water gas production technology by processing ekibastuz coal with technogenic waste // Archive of mechanical engineering. –**2018**. – V. LXV, – N 2. doi: 10.24425/123022, (In Eng.). <http://journals.pan.pl/dlibra/journal/97806>

[22] A.I. Okunev, I.A. Kostyanovsky, P.A. Donchenko. F'yumingovaniye shlakov. (Teoriya i praktika).- Moskva. Izd. Metallurgiya, - 1966. S.250. –(259s). (In Rus.)

[23] Outokumpu HSC Chemistry for Windows. Chemical Reaction and Equilibrium Software with Extensive Thermochemical Database. Version 5.1. October 31, **2002**. (In Eng.).

[24] B. Dikhanbayev. Intensivnoye resursoenergoberezeniye pri pererabotke mineral'nogo syr'ya (Sozdaniye i ispytaniye pilotnoy ustanovki po energosberegayushchey pererabotke metallurgicheskikh shlakov). - Astana. Ed. KazATU, - **2018** .- 165 c. (In Rus.)