

<https://doi.org/10.51301/ejsu.2024.i6.03>

## Development of energy-saving technology for extracting valuable components from ash and slag from power plant boilers

A.B. Dikhanbaev<sup>1\*</sup>, B.I. Dikhanbaev<sup>2</sup>

<sup>1</sup>University of Energy and Communications, Almaty, Kazakhstan

<sup>2</sup>S. Seifullin Kazakh Agro Technical University, Actana, Kazakhstan

\*Corresponding author: [arystan.d74@gmail.com](mailto:arystan.d74@gmail.com)

**Abstract.** More than 300 million tons of ash have been accumulated in the dumps of power plants from the combustion of Ekibastuz coal, with an annual release of over 20 million tons. By 2050, the amount of ash in dumps is expected to exceed 1 billion tons, which could cause an environmental disaster in the regions. On the other hand, ash dumps contain a significant amount of valuable metals - Zn (0.3-4.0)%, Pb (0.1-0.9)%, Cd up to 0.028%, Ga, Ge - 200 g/t, and the average content of powdered gold is 0.8 g/t. The work aims to develop an energy-saving technology for extracting valuable ash components into sublimates and waste-free processing of the silicate part of the ash into a melt, suitable for the production of building materials. The novelty of the work is creating an «ideal» mixture in the melt, with the aim of coagulating particles of valuable components (Ge, Au) and mix them with Zn, followed by their rise from the melt by evaporating zinc into the gas phase. Experiments carried out on a smelting reactor operating in the «ideal» mixing – «ideal» displacement mode, when melting Zn, Ge - containing slags, proved the feasibility of the proposed method. An assumption has also been made about the possibility of extracting fine gold from the ash and slag melt using a similar method. An assessment of the economic efficiency of the proposed technology shows: that in the case of extracting gold from the melt, the payback period of the investment does not exceed 2-3 years, and in the absence of extraction - 3-4 years.

**Keywords:** powdered gold, germanium, zinc, phase inversion reactor, ash, waste-free technology.

### 1. Введение

Республика Казахстан занимает восьмое место в мире по запасам углей. Из них угли Экибастузского бассейна, с зольностью 43-50%, имеют запас ~ 12 миллиард тонн, и вместе с остальными ископаемыми гарантирует обеспеченность страны топливом на сотни лет [1]. Дешевизна угля, связанная с карьерным способом производства, привела к росту добычи угля до 60 млн тн/год [2]. Вместе с тем, только от сжигания Экибастузского угля (ЭУ) ежегодно выделяются в атмосферу и почву до 20 млн тонн золы, а в отвалах теплоэлектрических станций накоплено более 300 млн тонн отходов. Ожидается, что к 2050 году количество золы в отвалах может превысить 1 миллиарда тонн, что может вызвать экологическую проблему. С другой стороны, эти золотвалы содержат значительное количество ценных компонентов. В золошлаках присутствует самородное золото, в том числе свободное. Большая часть золота находится в виде включений в кристаллических шлаковых образованиях. Средний размер тонких, пылевидных золотин составляет ~ 70х40х30 мкм. Валовое содержание золота в золошлаках колеблется от 0.5 до 1.5 г/т и в среднем достигает 0.8 г/т [3]. Тогда, для отвалов с общим объемом золошлаков в ~300 млн т, среднее количество золота составит до 240 тонн, а к 2050 году эта цифра может возрасти в несколько раз. Для сравнения, на май 2024 года золотой запас Казахстана составил 310 тонн.

Существует несколько методов добычи золота, главными из которых являются промывание речного песка и добыча золотоносной породы в шахтах [4-8]. Как правило, если содержание драгоценного металла в руде меньше пяти граммов на тонну, то шахтным способом оно не добывается, из-за его нерентабельности. Из золотоносной породы золото можно извлечь амальгамированием, хлорированием, цианидным способом, что не является самым безопасным для окружающей среды.

Концентрация цветных и редких металлов в золошлаках от сжигания Экибастузских углей составляет в %, до: Zn – 4.33; Pb – 0.92; Ga – 0.019; Ge – 0.01; Cd – 0.028 [9]. Из них Zn, Pb, Cd, благодаря их высоким давлениям насыщенных паров в производственных условиях быстро отгоняются из расплава, а Ga и Ge остаются в шлаках [10, 11]. Проведенные Британской компанией «ЗинкОкс» анализы показали, содержание германия в шлаках шахтной плавки усть-Каменогорского свинцово-цинкового комбината колеблется в пределах 110-115 г/т, а шлакоотвалах Тсумеб (Намибия) - 140-150 г/т.

### 2. Материалы и методы

Поставленная задача решалась методом, включающий: 1) прогнозирование вероятности восстановления редких и цветных металлов из золошлаков на основе термодинамического анализа; 2) отбор энергосберегающего плавильного оборудования и проведение экспери-

ментов; 3) формирование экологически безопасной и безотходной технологии, минимизирующей вредные отходы в атмосферу и почву; 4) оценку экономической целесообразности выбранной технологии.

Новизной работы является: 1) применение, для извлечения из шлаков ценных компонентов, агрегата нового поколения-реактора инверсий фаз, использующий комбинацию методов «идеальное» смешение-«идеальное» вытеснение; 2) экспериментальное подтверждение доминирующей роли цинка в извлечении германия из шлака; 3) гипотеза, согласно которой при «идеальном» смешении расплава обеспечивалось бы коагуляция частиц германия, золота и смешение их с частицами цинка, с последующим выводом этих металлов в газовую фазу, в потоке испаряющегося цинка; 4) расчетное подтверждение, возможности получения из отвальных зол и конверторного шлака, расплава пригодного для получения строительного материала.

**2.1. Теоретические предпосылки извлечения галлия, германия и золота из расплава**

С целью изучения вероятности восстановления германия и галлия газами CO(H<sub>2</sub>) и парами цинка были составлены таблицы их термодинамических характеристик в пределах температур 1200-1400°C [12].

Из рассмотрения таблиц 1 и 3 можно заключить, что фактор изменения энергии Гиббса (ΔG) для восстановления германия из его оксида газами CO(H<sub>2</sub>) отрицателен, константа реакций (K) при 1200°C меняется от 3.002 до 19.24, что указывает на вероятность протекания реакций. Наибольшее абсолютное значения фактора ΔG и «K», следовательно, ожидаемое извлечение Ge достигается при восстановлении германия цинковыми парами (t=1200°C, K=2894.0). При этом значение константы равновесия реакций при извлечении цинковыми парами (таблица 3) на два порядка выше, чем при восстановлении Ge газами CO(H<sub>2</sub>).

Для реакции восстановления галлия из Ga<sub>2</sub>O<sub>3</sub> газами CO(H<sub>2</sub>) и парами цинка, также в пределах температур 1200-1400°C, фактор изменения энергии Гиббса положительный, а константа равновесия реакций меньше единицы, что указывает на малую вероятность протекания процесса (таблицы 2 и 4). Однако, для реакции Ga<sub>2</sub>O<sub>3</sub>+2C=Ga<sub>2</sub>O+2CO в пределах температур 1200-1400°C, наибольшее абсолютное значения фактора ΔG (-271.252) и K(2.944\*10<sup>8</sup>), указывает на большую вероятность возгонки закиси галлия, ввиду ее легко летучести (таблицы 5,7). Согласно опытам, для получения обогащенных галлием продуктов, рекомендуется осуществлять плавку золы с подогревом воздуха до 900°C добавлением 20-25 мас. % угля в реакционную зону. Авторы утверждают, что происходит вторичная возгонка легколетучего Ga<sub>2</sub>O и обогащение уноса ценными металлами в 10-20 раз по сравнению с исходной золой [9].

В пределах температур 800°C и ниже, для реакции Ga<sub>2</sub>O<sub>3</sub>+3Zn=3ZnO+2Ga, фактор изменения энергии Гиббса отрицательный и константа реакций больше единицы (таблица 6). Однако ввиду того, что при таких температурах расплав из золошлаков не образуется, восстановление галлия цинком практически невозможно.

Таблицы 1-6 демонстрируют термодинамические характеристики реакций взаимодействия GeO<sub>2</sub>, Ga<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, ZnO с газами CO(H<sub>2</sub>) и металлическим Zn.

**Таблица 1. Термодинамические характеристики реакций GeO<sub>2</sub>**

GeO <sub>2</sub> +2CO= 2CO <sub>2</sub> +Ge			GeO <sub>2</sub> +2H <sub>2</sub> = 2H <sub>2</sub> O+Ge		
T	ΔG	K	T	ΔG	K
С	кДж		С	кДж	
1200.000	-13.462	3.002E+000	1200.000	-36.217	1.924E+001
1300.000	-14.909	3.127E+000	1300.000	-43.290	2.738E+001
1400.000	-16.320	3.232E+000	1400.000	-50.227	3.700E+001

**Таблица 2. Термодинамические характеристики реакций Ga<sub>2</sub>O<sub>3</sub>**

Ga <sub>2</sub> O <sub>3</sub> +3CO=3CO <sub>2</sub> +2Ga			Ga <sub>2</sub> O <sub>3</sub> +3H <sub>2</sub> = 3H <sub>2</sub> O+2Ga		
T	ΔG	K	T	ΔG	K
С	кДж		С	кДж	
1200.000	148.139	5.583E-006	1200.000	114.007	9.062E-005
1300.000	142.027	1.922E-005	1300.000	99.456	4.982E-004
1400.000	136.008	5.670E-005	1400.000	85.148	2.195E-003

**Таблица 3. Термодинамические характеристики реакций GeO<sub>2</sub>+2Zn**

=2ZnO+Ge		
T	ΔG	K
С	кДж	
1200.000	-97.615	2.894E+003
1300.000	-94.853	1.412E+003
1400.000	-92.078	7.496E+002

**Таблица 4. Термодинамические характеристики реакций Ga<sub>2</sub>O<sub>3</sub>+3Zn**

Ga <sub>2</sub> O <sub>3</sub> +3Zn=3ZnO+2Ga		
T	ΔG	K
С	кДж	
1200.000	107.208	1.579E-004
1300.000	135.937	3.062E-005
1400.000	164.520	7.301E-006

**Таблица 5. Термодинамические характеристики реакций Ga<sub>2</sub>O<sub>3</sub>+2C**

Ga <sub>2</sub> O <sub>3</sub> +2C=Ga <sub>2</sub> O+2CO		
T	ΔG	T
С	кДж	С
1200.000	-165.739	700.000
1300.000	-218.400	800.000
1400.000	-271.252	900.000

**Таблица 6. Термодинамические характеристики реакций Ga<sub>2</sub>O<sub>3</sub>+3Zn**

Ga <sub>2</sub> O <sub>3</sub> +3Zn=3ZnO+2Ga		
T	ΔG	K
С	кДж	
700.000	-38.821	1.213E+002
800.000	-9.271	2.827E+000
900.000	20.097	1.274E-001

В таблице 7 показана зависимость характеристик металлов от температуры и давления [13].

**Таблица 7. Теплофизические характеристики металлов**

№	Металлические компоненты золы	Температура плавления, °С	Температура кипения, °С	Давление насыщенного пара, мм.рт. ст.
1	Цинк, Zn	419.5	906	1588 (при 985°C)
2	Германий, Ge	936	~2700	0.012 (при 1300°C)
3	Галлий, Ga	29.75	1983	0.228 (при 1300°C)
4	Закись галлия, Ga <sub>2</sub> O	~650	~725	~1160 (при 825°C)
5	Золото, Au	1063	2600	0.00063 (при 1300°C)

Низкое давление насыщенного пара и высокая температура кипения, вероятно, является одной из важных причин оседания восстановленного германия в отходах (таблица 7). В случае восстановления галлий также может остаться в расплаве.

Цинк и галлий в расплавленном состоянии смешиваются во всех отношениях. Описаны легкоплавкие сплавы, содержащие до 72% галлия. Эвтектический сплав 5% цинк и 94-95% галлий плавится при 25°C [14]. В системе цинк-германий имеется эвтектика, содержащая 6% германия, с температурой плавления 398°C [15].

Известен способ Паркесса, согласно которому в свинец-содержащий расплав, с  $t=300-350^{\circ}\text{C}$ , вмешивают металлический цинк для извлечения частиц золота и серебра. При этом образуются интерметаллиды «цинк-золото-серебро», которые вследствие расслаивания системы «свинец-цинк-золото-серебро» переходят в поверхностный слой свинца в виде так называемой золото-серебристой пены. Пену снимают с поверхности и направляют на переработку для извлечения золото-серебристого сплава (сплав Доре) [16].

Основной задачей работы является отгонка осевших в расплаве соединений галлия и германия. По мнению авторов статьи, как рычаг извлечения германия и галлия, можно было бы использовать способность смешивания этих элементов с жидким цинком и подъемную силу испаряющегося цинка из слоя расплава. Осуществление такого процесса требует перемешивание расплава близко к «идеальному» смешению, в котором обеспечивалось бы условие для коагуляции частиц цинка, галлия, германия. Тогда, укрупнение жидких частиц цинка и смешение их с частицами галлия, германия, с подъемом этих металлов с испаряющимся цинком из расплава в газовую фазу было бы наиболее вероятным сценарием.

В случае организации в ванне расплава режима «идеального» смешения, с  $t=1200-1400^{\circ}\text{C}$ , коагуляция и извлечение частиц золота из золошлакового расплава могло бы происходить также путем формирования интерметаллида «цинк-золото». Тогда, за счет подъемной силы паров цинка, могло бы создастся условие для вывода сплава «цинк- золото» из расплава в газовую фазу.

Таким образом, в извлечении галлия, германия и пылевидного золота из расплава с «идеальным» смешением, цинк мог бы играть доминирующую роль.

## 2.2 Выбор экспериментального оборудования

Основное требование к плавильному оборудованию для извлечения из золошлаков возгонов цинка, галлия, германия и интерметаллида «цинк-золото» следующее:

- применение нового способа переработки цинкосо-державшего шлака ««идеальное» смешение - «идеальное» вытеснение»;
- интенсивная продувка расплава при небольшой массе ванны плавильного реактора, в непрерывном режиме;
- низкий вынос шлакообразующих компонентов из реактора;
- низкий удельный расход топлива.

В качестве оборудования, удовлетворяющего вышеперечисленным требованиям, принят плавильный реактор инверсии фаз, показанный на рисунке 1. Данный реактор разработан для энергосберегающей переработки техногенных отходов с низким содержанием цинка. Использование в реакторе нового комбинированного спо-

соба, «идеальное» смешение-«идеальное» вытеснение, позволяет рентабельно перерабатывать шлаки с содержанием цинка менее 4% [17,18].

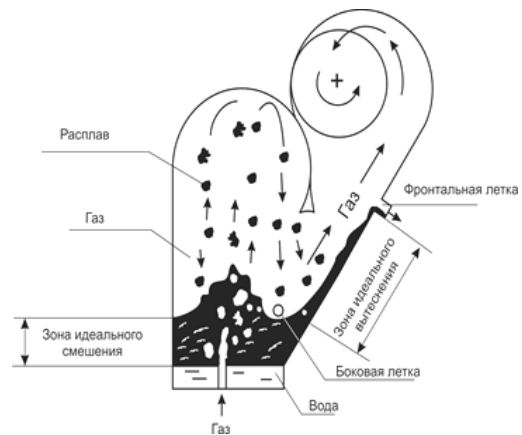


Рисунок 1. Принципиальная схема реактора инверсии фаз, использующий комбинированный способ «идеальное» смешение-«идеальное» вытеснение

Установка вращающейся печи перед реактором дает возможность автономно регулировать интенсивность нагрева материала вне зависимости от температурного режима в ванне реактора. Использование грубодисперсного шлака в печи сэкономит электроэнергию на измельчение, в соответствии с практически подтверждаемым соотношением,  $\Delta_1/\Delta_2 \approx d_2/d_1$ . Здесь  $\Delta_1$  и  $\Delta_2$  удельные расходы электроэнергии на помол, соответственно, для характерных диаметров  $d_1$  и  $d_2$  полидисперсного материала [19].

В агрегате «реактор инверсии фаз-вращающаяся печь», использующий грубодисперсный шлак, удельный расход условного топлива в  $\sim 2$  раза меньше, чем во фьюминг-печи, использующей расплавленный шлак, и в  $\sim 3$  раза ниже, чем в вельц-печи, перерабатывающей гранулированный шлак [20]. Принцип работы установки следующий (рисунок 2). Процесс непрерывный. Офлюсованный шлак с бункеров загружается во вращающуюся печь, где нагревается до  $900^{\circ}\text{C}$  отходящими газами реактора инверсии фаз (РИФ), и затем инжектируется в РИФ для расплавления и отгонки цинка.

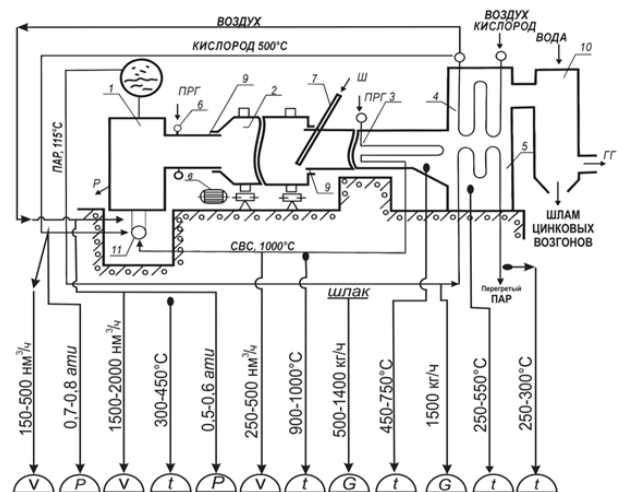


Рисунок 2. Схема измерений пилотной установки: 1 – реактор инверсии фаз, 2 – вращающаяся печь, 3 – теплообменник для подогрева природного газа, 4 – воздухоподогреватель, 5 – пароперегреватель, 6 – 9 узлы установки, 10 – скруббер

В кессонах реактора вырабатывается пар технологических параметров. Отходящие газы вращающейся печи нагревают дутьевой воздух в воздухоподогревателе, охлаждаются в экономайзере, и затем очищаются от цинковых возгонов в скруббере. Обеспыленные газы выбрасываются в атмосферу. Расплав с реактора используется для производства строительных материалов, как литые камни, шлаковата или цементный клинкер невысокого качества. На пилотной установке, с целью поиска энергоэффективного способа извлечения цинка и других ценных компонентов техногенных отходов, было переработано 100 тонн шлака с «богатых», 50 тонн шлака с «бедных» отвалов свинцового производства и 50 тонн фосфоритной мелочи фосфорного производства.

### 3. Результаты и обсуждение

На пилотной установке был проведен эксперимент по извлечению германия из шлаков шахтной плавки Усть – Каменегорского свинцово-цинкового комбината. Опыты проводились на отвальных шлаках следующего химического состава, %:  $GeO_2(0.011-0.0115)$ ;  $ZnO(9.5-10)$ ;  $PbO(0.1-1.15)$ ;  $Cu(0.6-1.0)$ ;  $FeO(7-8)$ ;  $Fe_2O_3(2-3)$ ;  $Fe_3O_4(23-24)$ ;  $SiO_2(27-28)$ ;  $CaO(13-14)$ ;  $Al_2O_3(7-9)$ ;  $S(0.4-0.5)$ .

Таблица 8. Результаты экспериментов по возгонке цинка и германия из шлака в реакторе инверсии фаз

Параметры	№ опыта	
	1	2
$H_{риф}$ , мм. вод. ст.	50-100	50-100
$t_p$ , °C	1300-1400	1300-1400
$M_в$ , кг	75	84
$P_{риф}$ , кг/ч	693	674
$I_c/G_e$	0.56	0.42
$Zn^н / Zn^к$	10.15/3,34	10.15/2.13
$Ge^н / Ge^к$	114/26	120/25
$E$ , %	77	79
$V_{прз}$ , $nm^3/ч$	300	317
$V_{кисл}$ , $nm^3/ч$	80	90
$t_{воз}$ , °C	240	250

Здесь (таблица 8)  $H_{риф}$  – давление газов в реакторе;  $t_p$  – температура в ванне расплава;  $M_в$ ,  $P_{риф}$  – масса ванны и производительность реактора;  $I_c/G_e$  – отношение импульса газов в соплах продувочной решетки к весу ванны реактора;  $Zn^н/Zn^к$  – отношение начальной и конечной концентрации цинка в шлаке, %/%;  $Ge^н/Ge^к$  – отношение начального и конечного содержания германия в шлаке, (г/т)/(г/т);  $E$  – степень извлечения цинка и германия из шлака;  $V_{прз}$  – расход природного газа в реактор инверсии фаз;  $V_{кисл}$  – расход кислорода на процесс;  $t_{воз}$  – температура дутьевого воздуха с воздухоподогревателя.

Согласно таблице 8, извлечение германия и цинка из шлаков составляет более 70%. Тот факт, что степень восстановления германия и цинка находится примерно на одинаковом уровне, указывает на непосредственную зависимость извлечения германия от присутствия цинка. На практике фьюмингования цинк содержащих шлаков наблюдается прямая зависимость извлечения германия от отгонки цинка, т.е., чем больше содержание цинка в шлаке и выше температура процесса, тем успешнее удаление германия из расплава [11]. Данные факты подтверждают сформулированный в разделе 2.1 теоретический вывод о

роли цинка в извлечении германия из расплава. На основании приведенных доводов, также можно было бы предположить о возможности образования интерметаллида «цинк-золото» и извлечении тонкодисперсного золота в газовую фазу в объеме испаряющегося цинка.

### 3.1. Подбор флюсовых материалов для безотходной переработки силикатной части золошлаков

Для изучения возможности получения строительного материала из золошлака (ЗШ), в качестве флюса был принят известняк. Был произведен технологический расчет расплава пригодный для производства камнелитья. Состав ЗШ показан в таблице 9.

Таблица 9. Химический состав золошлаков

$Al_2O_3$	$Fe_2O_3$	CaO	MgO	$SiO_2$	$TiO_2$	$Na_2O$	$K_2O$	Cu	Pb
15.65%	17.24	10.82	4.98	28.50	0.58	1.15	2.27	0.065	0.92
Zn	Cd	Ga	Ge	$S_{общ}$	F	недожог			
4.33	0.028	0.019	0.010	2.15	0.76	8.00			

Соотношение: «100кг золошлак/100кг известняк». Полученные расчетные значения модуля кислотности расплава  $M_k = 1.52$ ж модуля вязкости  $M_v = 1.2$  и показателя водостойкости  $P_e = 4.42$  удовлетворяет получению камнелитья или шлаковаты при температуре 1400-1500°C с вязкостью расплава  $\eta = 7-6$  Пуаз, что позволяет легко выпускать его из летки плавильного реактора [20].

В отвалах компании «Арселор Миттал», Караганда, накопилось около 20 миллионов тонн конверторных шлаков, с ежегодным выделением ~ 60 000 тонн.

Таблица 10 демонстрирует химический состав конверторного шлака из 3<sup>х</sup> отвалов - Гранд Смифи, Mitsar и Лира компании «Арселор Миттал».

Таблица 10. Химический состав конверторных шлаков

Название отвалов	MgO	$SiO_2$	S	$P_2O_5$	$Al_2O_3$	CaO	$V_2O_5$	MnO	$Fe_{общ}$	FeO
Гранд Смифи G S W	6.94	16.21	0.12	3.92	1.25	38.16	0.75	5.37	25.58	22.66
Мицар Mitsar	8.55	16.33	0.14	3.1	2.34	43.81	0.6	4.42	20.21	16.86
Лира Lira	7.81	23.38	0.09	3.11	3	35.03	0.72	5.21	25.28	22.34

Для определения возможности использования конверторного шлака как флюса к золошлаку, проведен расчет композиции «золошлак/конвертерный шлак/кремнезем» в соотношении 1/0.3/0.15. Результаты расчета показывают, что модуль кислотности получаемого расплава  $M_k = 2.087$ , модуль вязкости  $M_v = 1.18$ , показатель водостойкости  $P_e = 4.89$  удовлетворяют получению расплава с вязкостью  $\eta = 7.4$  Пуаз при температуре 1400°C, что позволяет расплаву заливаться тонкой струей в формы камнелитья [20].

Таким образом, по сравнению с покупным известняком, использование отвального конверторного шлака (КШ) как флюса, дает возможность производить более дешевый строительный материал.

### 3.2. Результаты укрупненных расчетов экономической эффективности безотходной переработки золошлаков

С целью определения экономической целесообразности безотходной переработки золошлаков ТЭС, от сжи-

гания Экибастузских углей, был проведен укрупненный расчет времени окупаемости предлагаемой технологии. В качестве основного оборудования для переработки золошлаков (ЗШ) была принята установка «реактор инверсии фаз-вращающаяся печь» производительностью 29 т/ч по шихте (20 т ЗШ, 6 т КШ и 3 т песок).

Согласно таблице 11, доли цинка, свинца, кадмия, германия и золота в возгонах в общей стоимости продукции, в совокупности, составляет ~ 49%, тогда как основная доля принадлежит камнелитым изделиям ~51%.

Таблица 11. Результаты расчетов стоимости выпускаемой продукции

№	Наименование товаров/ цена на рынке	Концентрация металлов в золе	Степень извлечения металлов, %	Количество производимой продукции, на одну тонну золошлаков	Количество продукции	Цена един. продукции в возгонах, \$/тг	Стоимость, тг/ч	Доля продукции, %	
1	Цинк/ \$2610/ т	4%	70	0,028 т/т	0.56 т/ч	870\$/т 365400 тг/т	204624	12.53	
2	Свинец/ \$1950/ т	0.9%	100	0.009 т/т	0.18 т/ч	650\$/т 273000 тг/т	49140	3.01	
3	Кадмий/ \$1530/ т	0.028%	70	0.0003т/т	0.006 т/ч	510\$/т 214200 тг/т	1285	0.079	
4	Германий/ \$1350/ кг	0.1 кг/т	70	0.07 кг/ т	1.4кг/ч	450\$/кг 189000 тг/кг	264600	16.21	
5	Золото/ \$84/ г	0.8 гр/т	70	0.56 гр/т	11.2 гр/ч	58\$/гр 24360 тг/гр	272832	16.71	
6	Камнелитье, \$300/ т	-	-	-	25т/ч (с учетом потерь 13%)	80\$/т 33600 тг/т	840000	51.45	
7	Цена продукции $C_{пр} = 1\ 632\ 481$ тг/ч							1632481	100
8	Цена продукции $C_{пр} = (1\ 632\ 481\ тг/ч) \cdot 7200ч/год = 11\ 753\ 863\ 200$ тенге/год								

Таблица 12. Результаты расчетов эксплуатационной издержки

№	Наименование расходов	Количество	Цена за ед.	Стоимость, тг/ч
1	Природный газ на установку	4000 м <sup>3</sup> /ч	20 тг/м <sup>3</sup>	80 000
	Природный газ на туннельную печь для термообработки камнелитья	500 м <sup>3</sup> /ч	20 тг/м <sup>3</sup>	10000
2	Электроэнергия на установку	5000 кВт·ч	10тг/ кВт·ч	50 000
	Электроэнергия на туннельную печь для термообработки камнелитья	500 кВт·ч	10тг/ кВт·ч	5 000
3	Электроэнергия на кислородную станцию производительностью 1000 м <sup>3</sup> /ч	50 кВт·ч	10тг/ кВт·ч	500
4	Песок, флюс к золе	3000 кг/ч	150 тг/кг	450 000
5	Транспортировка сырья, материалов к установке	40т/ч	250тг/т	10 000
6	Вода на охлаждение кессонов установки	10м <sup>3</sup> /ч	50тг/м <sup>3</sup>	500
7	Заработная плата обслуживающего персонала	350 тг. чел·ч	35чел	12 250
8	Инструмент, спецодежда, пр.	10 тг. чел·ч	35чел	350
9	Непредвиденные расходы, 3% от себестоимости			18 558
10	Налоги, НДС, пр.			65 000
11	Всего себестоимость, тг/ч			702 158
12	Себестоимость продукции – $C_{пр} = (702\ 158\ тг/ч) \cdot 7200ч/год = 5\ 055\ 537\ 600$ тг/год			

Таблица 13. Расчет капитальных затрат

№	Наименование оборудования	Количество	Стоимость, млн. тг
1	Установка по переработке золошлаков, 29т/ч	1	5 880
2	Установка по термообработке камнелитых плит, 25т/ч	1	1 680
2	Кислородная станция, 1000 м <sup>3</sup> /ч	1	500
3	Строительство складов и дополнительной логистики	1	100
4	Приобретение транспортного и др. механического оборудования	1 комплекс	200
5	Всего капитальных затрат $K = 8\ 360\ 000\ 000$ тг		

Так как извлечение золота из золошлаков экспериментально не апробировано, в таблице 14 даны два варианта технологии, с извлечением и без извлечения золота из расплава, при варьировании стоимости камнелитых плит от \$27/11340 тг до \$80/33600 тг.

Камнелитые кирпичи для дорожного покрытия служат 20-25 лет по сравнению с бетонными тротуарными кирпичами, срок службы которых не превышает 4-5 лет. Стоимость бетонных тротуарных кирпичей на рынке Республики Казахстан 27\$/т /11349 тг/т. В Казахстане не производятся камнелитые изделия. Стоимость их в Российской Федерации ~ \$300т/126000тг/т. В таблицах 11-13 приведены результаты расчетов.

Таблица 14. Результаты расчетов срока окупаемости инвестиции

Цена камнелитых плит, \$/ тг	При извлечении золота		При отсутствии извлечения золота	
	Цена продукции $C_{пр}$ , тенге	Срок окупаемости $\tau$ , лет	Цена продукции $C_{пр}$ , тенге	Срок окупаемости $\tau$ , лет
80/33600	11 753 863 200	1.56	9 789 472 800	2.4
54/22680	9 788 653 200	2.21	7 823 872 800	3.77
27/11340	7 747 063 200	3.88	5 782 672 800	14.37

$$\tau = \kappa / (C_{пр} - C_{пр}) \cdot 0.8;$$

$$K = 8\ 360\ 000\ 000\ тг;$$

$$C_{пр} = 5\ 055\ 537\ 600\ тг/год;$$

$$C_{пр} = \text{var.}$$

Согласно таблице 14, при извлечении золота из расплава, во всем диапазоне изменения цены на камнелитье, срок окупаемости инвестиции не превышает 4 лет и безотходная переработка золошлака находится в зоне экономической целесообразности. В случае отсутствия извлечения золота, при одинаковой цене камнелитья с тротуарными плитами (\$27/11340 тг/т), процесс явно становится убыточным, со сроком окупаемости продукции свыше 14 лет.

Однако, при ценах на камнелитье \$54/22680 тг/т со сроком окупаемости 3.77 лет вложение инвестиции будет оправданным. Если, еще учитывать, что срок службы бетонных тротуарных кирпичей в 4-5 раза короче, чем камнелитых плит, то производство последних, при цене \$54/22680 тг/т, может быть конкурентноспособным.

#### 4. Выводы

Изучение термодинамических, физико-химических свойств германия, галлия и золота пределах 1200-1400°C показали: восстановление окиси галлия цинком маловероятно; германий активно восстанавливается цинком; галлий и германий с цинком может создать сплав, а золото с цинком – интерметаллид.

Сформулирована гипотеза, согласно которой при «идеальном» смешении расплава обеспечивалось бы коагуляция частиц германия, золота и смешение их с частицами цинка, с последующим выводом этих металлов в газовую фазу, в потоке испаряющегося цинка.

Для экспериментальной проверки гипотезы, выбран агрегат нового поколения «реактор инверсии фаз-трубчатая печь», действующий в режиме «идеальное смешение-идеальное вытеснение».

В результате экспериментов на германийсодержащих цинковистых шлаках, степень возгонки германия и цинка из расплава оказалась примерно на одинаковом уровне, выше 70%; последним фактом было подтверждено о доминирующей роли цинка в возгонке германия из расплава; также сделано предположение о возможности извлечения тонкодисперсного золота по аналогичному сценарию.

Расчетно подтверждено, возможность получения из отвальных зол и конверторного шлака, расплава, пригодного для получения строительного материала.

Оценка экономической эффективности технологии, при одинаковой цене камнелитых изделий, показывает: в случае извлечения золота из расплава срок окупаемости инвестиции не превышает 2-3 лет, а при отсутствии извлечения золота – 3-4 года.

#### Финансирование

Исследования выполнены в рамках научно-технической программы ИРН АР23489509 «Создание плавильного реактора для энергоэффективной утилизации золо- и шлакотвалов».

#### References / Литература

[1] Beckman, V.M. (1989). Deposits of coal. *Geology of the USSR Vol. XX, Central Kazakhstan. Minerals. M.: Nedra*

[2] Khamzin, V.S., Baidalinov, A.T. (2003). Expansion of the spheres of use of mineral raw materials. *Geology and protection of mineral resources. Almaty*

[3] Peregodov, V.V. (2000). Methods of prospecting for gold deposits in weathering crusts and placers in sedimentary deposits on thin dusty gold. *Natural and technogenic placers and deposits of weathering crusts at the turn of the millennium. Moscow*

[4] Alexandrova, T.N., Kuskov, V.B. (2014). Development of methods for increasing the efficiency of gravitational extraction of small and thin gold from placers of various origins. *National Mineral Resources University «Mining», Saint Petersburg*

[5] Litvintsev, V.S., Mamaev, Yu., A., Ponomarchuk, G.P. & Yatlukova, N.G. (2005). Study of the content and granulometry of finely dispersed formations of buried placers in the Amur region. *Ore enrichment, (1), 20-22*

[6] Alexandrova, T.N. (2010). Problems of extracting fine gold from the sands of technogenic placers and some ways to solve them. *Gold mining, (141), 21-26*

[7] Viladevall, M., Pacheco, J.A. & Cadena, J. L. (2013). Sand and gravel plants as potential sources of gold production in the European Union. *Applied Earth Science IMM Transactions section B, 115(3), 94-102. <https://doi.org/10.1179/174327506X138913>*

[8] Myazin, V.P., Litvintseva, O.V. & Zakieva, N.I. (2006). Technology of enrichment of gold-bearing sands. *Chita*

[9] Blyda, I. A., Slyusarenko, L. I. & Abisheva, Z. (2008). Ash and slag waste from the power industry - raw material for the production of rare metals and alumina. *Complex use of mineral raw materials, (4), 39-51*

[10] Borbat, V.F., Mikhailov, Yu.L., Adeeva, L.N. & Golovanova, O.A. (2000). Hydroalkaline extraction of gallium from fly ash of Ekibastuz coals. *Izv. universities Chemistry and chemical technology, 43(1), 102-105*

[11] Okunev, A.I., Kostyanovsky, I.A. & Donchenko, P.A. (1966). *Slag fuming. M: -Metallurgy*

[12] Software. (2002). Outokumpu HSC Chemistry for Windows. *Chemical Reaction and Equilibrium Software with Extensive Thermochemical Database*

[13] Nikolsky B.P. (1971). *Chemist's Handbook. L.: Chemistry*

[14] Wilkinson, W.D. (1948). *Properties of Gallium. ANL-4109, Argonne National Laboratory. Chicago*

[15] Gyujiin Song, Jun Young Cheong, Chanhon Kim & J. Ryu. (2019). Atomic-scale combination of germanium-zinc nanofibers for structural and electrochemical evolution. *Nature Communications, 10(1), 2364. <https://doi.org/10.1038/s41467-019-10305-x>*

[16] Long, K.R., DeYoung Jr., J.H. & Ludington, S. (2000). Significant deposits of gold, silver, copper, lead, and zinc in the United States. *Economic Geology, 95(3), 629-644. <https://doi.org/10.2113/gsecongeo.95.3.629>*

[17] Dikhanbaev, B., Dikhanbaev, A. & Chandima, G. (2017). Energy-saving method for technogenic waste processing. *Journal PLoS ONE, 12(12), e0187790. <https://doi.org/10.1371/journal.pone.0187790>*

[18] Dikhanbaev, B.I., Rakhmatulina, A.K. & Zhumabekova, A.Zh. (2016). Method for processing zinc-containing mine smelting slag. *Innovative patent §31572*

[19] Sidenko, P.M. (1968). *Grinding in the chemical industry. Moscow. Publishing house «Chemistry»*

[20] Dikhanbaev, B., Dikhanbaev, A. & Chandima, G. (2021). Design and implementation of an energy-saving melting reactor. *Case Studies in Thermal Engineering, (26), 101003. <https://doi.org/10.1016/j.csite.2021.101003>*

## Энергетикалық қазандықтардағы күлден және шлактан бағалы компоненттерді алудың энергия үнемдейтін технологиясын жасау

А.Б. Диханбаев<sup>1\*</sup>, Б.И. Диханбаев<sup>2</sup>

<sup>1</sup>Алматы энергетика және коммуникация университеті, Алматы, Қазақстан

<sup>2</sup>С.Сейфуллин атындағы Қазақ агротехникалық зерттеу университеті, Астана, Қазақстан

\*Корреспонденция үшін автор: [arystan.d74@gmail.com](mailto:arystan.d74@gmail.com)

**Андатпа.** Екібастұз көмірінің жануынан электр станцияларының үйінділерінде 300 миллион тоннадан астам күл жиналып, жылына 20 миллион тоннадан астам шығарылады. 2050 жылға қарай үйінділердегі күлдің мөлшері 1 миллиард тоннадан асуы мүмкін, бұл аймақтарда экологиялық апатты тудыруы мүмкін деп күтілуде. Екінші жағынан, күл үйінділерінде бағалы металдар - Zn (0.3-4.0)%, Pb (0.1-0.9)%, Cd 0.028%-ға дейін, Ga, Ge - 200 г/т, және ұнтақ алтынның орташа мөлшері 0.8 г/т болады. Жұмыстың мақсаты – бағалы күл компоненттерінен сублиматтар алудың энергия үнемдейтін технологиясын әзірлеу және күлдің силикат бөлігін құрылыс материалдарын өндіруге жарамды балқымаға қалдықсыз өңдеу. Жұмыстың жаңалығы - бағалы компоненттердің (Ge, Au) бөлшектерін коагуляциялау және оларды Zn-пен араластыру, содан кейін мырышты буландыру арқылы балқымадан газ фазасына көтеру мақсатында балқымада «идеалды» араластыру режимін құру. «Идеалды» араластыру – «идеалды» ығыстыру режимінде жұмыс істейтін балқыту реакторында, құрамында Zn, Ge бар шлактарды балқыту кезінде жүргізілген тәжірибелер, ұсынылған әдістің орындылығын дәлелдеді. Ұқсас әдіспен күл мен шлак балқымасынан ұнтақ алтын алу мүмкіндігі туралы да болжам жасалды. Ұсынылып отырған технологияның экономикалық тиімділігін бағалау мынаны көрсетеді: балқымадан алтын алған жағдайда инвестицияның өтелу мерзімі 2-3 жылға жақын, ал өндіру болмаған жағдайда 3-4 жылдан аспайды.

**Негізгі сөздер:** ұнтақталған алтын, германий, мырыш, балқыту реакторы, күл, қалдықсыз технология.

## Разработка энергосберегающей технологии по извлечению ценных компонентов из золошлаков энергетических котлов

А.Б. Диханбаев<sup>1\*</sup>, Б.И. Диханбаев<sup>2</sup>

<sup>1</sup>Алматын университеті энергетика және коммуникация, Алматы, Қазақстан

<sup>2</sup>Қазақстан агротехникалық зерттеу университетінің атындағы С. Сейфуллин, Астана, Қазақстан

\*Автор для корреспонденции: [arystan.d74@gmail.com](mailto:arystan.d74@gmail.com)

**Аннотация.** В отвалах электростанций, от сжигания Экибастузских углей накоплено более 300 млн тонн золы, с ежегодным выделением свыше 20 миллионов тонн. Ожидается, что к 2050 году количество золы в отвалах может превысить 1 миллиарда тонн, что может вызвать экологическую катастрофу регионов. С другой стороны, золотвалы содержат значительное количество ценных металлов-Zn(0.3-4.0)%, Pb(0.1-0.9)%, Cd до 0.028%, Ga, Ge – 200 г/т, а среднее содержание пылевидного золота – 0.8 г/т. Целью работы является разработка энергосберегающей технологии по извлечению ценных компонентов золы в возгоны и безотходная переработка силикатной части золы в расплав, пригодный для производства строительных материалов. Новизной работы является в создании в расплаве «идеально-го» смешения, с целью коагуляции частиц ценных компонентов (Ge, Au) и смешении их с Zn, с последующим их подъемом из расплава испаряющимся цинком в газовую фазу. Эксперименты, проведенные на плавильном реакторе, работающем в режиме «идеальное» смешение – «идеальное» вытеснение, при плавке Zn, Ge – содержащих шлаков, доказал осуществимость предлагаемого метода. Также сделано предположение о возможности извлечения тонкодисперсного золота из золошлакового расплава аналогичным методом. Оценка экономической эффективности предлагаемой технологии показывает: в случае извлечения золота из расплава срок окупаемости инвестиции не превышает 2-3 лет, а при отсутствии извлечения – 3 - 4 года.

**Ключевые слова:** пылевидное золото, германий, цинк, плавильный реактор, зола, безотходная технология.

Received: 09 July 2024

Accepted: 16 December 2024

Available online: 31 December 2024