МРНТИ 61.53.91 **https://doi.org/10.58805/kazutb.v.2.31-1705**

ОПТИМИЗАЦИЯ ПРОЦЕССА ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ УГЛЯ

[1]Н.У. Нургалиев, [1]Х.Б. Омаров, [1]Н.Т. Смайлова, [1]Э.Б. Жунусова, [2]Д.Д. Мейрам, [1]Э.К. Каржауова

[1]Казахский университет технологии и бизнеса им. К.Кулажанова, Астана, Казахстан,
[2]Карагандинский технический университет им. Абылкаса Сагинова, Караганда, Казахстан,

Корреспондент-автор: nurgaliev_nao@mail.ru, diana.meiram.19@mail.com

В настоящее время переработка золошлаковых отходов угольной промышленности является одной из актуальных задач, направленных на снижение экологической нагрузки и вовлечение техногенных отходов в качестве вторичного сырья для получения ценных продуктов. Значительный интерес представляет извлечение диоксида кремния из золошлаковых отходов, образующихся при сжигании угля, характеризующихся высоким содержанием кремнеземсодержащих компонентов.

В данной статье проведено исследование влияния технологических параметров на процесс переработки золошлаковых отходов угля разреза «Богатырь» с целью извлечения диоксида кремния SiO_2 и установления оптимальных условий проведения процесса. Для определения закономерностей процесса использован метод математического планирования эксперимента с применением 4-факторной матрицы типа $n = p^2$ и статистической обработки экспериментальных данных. В качестве основных варьируемых факторов исследованы температура процесса, концентрация щелочного раствора, время термической обработки и массовое соотношение жидкость/твердое.

На основании экспериментальных данных построены частные зависимости степени извлечения SiO_2 от исследуемых факторов, определены коэффициенты корреляции и получено обобщенное уравнение Протодьяконова, адекватно описывающее исследуемый процесс. Полученные результаты могут быть использованы при разработке технологий комплексной переработки золошлаковых отходов угольных месторождений с получением кремнеземсодержащих и металлосодержащих продуктов.

Ключевые слова: золошлаковые отходы, зола угля, диоксид кремния, переработка золы, извлечение диоксида кремния, планирование эксперимента, степень извлечения, оптимизация процесса.

КӨМІРДІҢ КҮЛ-ҚОЖ ҚАЛДЫҚТАРЫН ҚАЙТА ӨҢДЕУ ПРОЦЕСІН ОҢТАЙЛАНДЫРУ

[1]Н.У. Нургалиев, [1]Х.Б. Омаров, [1]Н.Т. Смайлова, [1]Э.Б. Жунусова, [2]Д.Д. Мейрам, [1]Э.К. Каржауова

[1]Қ. Құлажанов атындағы Қазақ технология және бизнес университеті, Астана, Қазақстан,
[2]Әбілқас Сағынов атындағы Қарағанды техникалық университеті, Қарағанды, Қазақстан,
e-mail: diana.meiram.19@mail.com

Қазіргі уақытта көмір өнеркәсібінің күл-қож қалдықтарын қайта өңдеу экологиялық жүктемені азайтуға және бағалы өнімдерді алу үшін қайталама шикізат ретінде техногендік қалдықтарды тартуға бағытталған өзекті міндеттердің бірі болып табылады. Құрамында кремний бар компоненттердің көп болуымен сипатталатын көмірді жағу кезінде пайда болатын күл-қож қалдықтарынан кремний диоксидін алу үлкен қызығушылық тудырады.

Мақалада SiO_2 кремний диоксидін бөліп алу және процесті жүргізудің оңтайлы шарттарын анықтау мақсатында «Богатырь» разрезінің көмір күл-қож қалдықтарын қайта өңдеу процесіне технологиялық параметрлердің әсері зерттелді. Процестің заңдылықтарын анықтау үшін $n = p^2$ типті 4-факторлы матрицаны қолдана отырып, эксперименттті математикалық жоспарлау әдісі және эксперименттік деректерді статистикалық өңдеу пайдаланылды. Негізгі өзгермелі факторлар ретінде процесс температурасы, сілтілі ерітіндінің концентрациясы, термиялық өңдеу уақыты және сұйық/қатты массалық қатынасы зерттелді.

Эксперименттік деректер негізінде зерттелген факторларға байланысты SiO_2 бөліп алу дәрежесінің жеке тәуелділіктері құрылды, корреляция коэффициенттері анықталды және зерттелетін процесті барабар сипаттайтын жалпыланған Протодьяконов теңдеуі алынды. Алынған нәтижелер кремнеземқұрамды және металлқұрамды өнімдер алуға бағытталған көмір кен орындарының күл-қож қалдықтарын кешенді қайта өңдеу технологияларын әзірлеу кезінде пайдаланылуы мүмкін.

Түйін сөздер: күл-қож қалдықтары, көмір күлі, кремний диоксиді, күлді қайта өңдеу, кремний диоксидін бөліп алу, экспериментті жоспарлау, бөліп алу дәрежесі, процесті оңтайландыру.

OPTIMIZATION OF COAL ASH-SLAG WASTE PROCESSING

[1]N.U. Nurgaliyev✉, [1]Kh.B. Omarov, [1]N.T. Smailova, [1]E.B. Zhunusova, [2]D.D. Meiram✉, [1]E.K. Karzhauova

[1]K. Kulazhanov Kazakh University of Technology and Busines, Astana, Kazakhstan,
[1]Abylkas Saginov Karaganda Technical University, Karaganda, Kazakhstan,
e-mail: nurgaliev_nao@mail.ru, diana.meiram.19@mail.com

Currently, the processing of coal industry ash and slag waste is one of the urgent tasks aimed at reducing environmental impact and involving technogenic waste as secondary raw materials for obtaining valuable products. Of particular interest is the extraction of silicon dioxide from ash and slag waste generated during coal combustion, which is characterized by a high content of silica-containing components.

This article investigates the influence of technological parameters on the processing of ash and slag waste from the “Bogatyr” coal mine with the aim of extracting silicon dioxide (SiO_2) and determining the optimal process conditions. To identify the process patterns, the method of mathematical experimental design using a 4-factor matrix of the $n = p^2$ type and statistical processing of experimental data was applied. The main variable factors studied were process temperature, alkali solution concentration, thermal treatment duration, and the liquid-to-solid mass ratio.

Based on the experimental data obtained, partial dependences of the SiO2 extraction degree on the investigated factors were constructed, correlation coefficients were determined, and a generalized Protodyakonov equation adequately describing the studied process was derived. The obtained results can be used in the development of technologies for the integrated processing of ash and slag waste from coal deposits with the production of silica-containing and metal-containing products.

Keywords: ash and slag waste, coal ash, silicon dioxide, ash processing, silicon dioxide extraction, experimental design, extraction degree, process optimization.

Введение. В последние годы в Казахстане, будучи страной с развитой угольной энергетикой, наблюдается повышенное внимание к экологическим аспектам, связанным с развитием в области техники и технологий. В связи с этим, особую актуальность приобретает комплексный подход к решению проблем утилизации различных отходов, включая золошлаковые (ЗШО). ЗШО, образующиеся на угольных теплоэлектростанциях, можно рассматривать как техногенные месторождения−накопления минеральных веществ, подходящих для экономически выгодного промышленного использования [1].

Ежегодно объем золошлаковых отходов, генерируемых на ТЭЦ, стремительно растет, с лидирующими позициями по производству у Китая, Индии и США. Текущий глобальный уровень ежегодного образования ЗШО оценивается примерно в 1,143 миллиарда тонн [2]. Масштабное аккумулирование ЗШО, генерируемых в процессе сжигания углей на теплоэлектростанциях и в котельных установках, в специализированных золоотвалах и шламонакопителях, представляет собой значительную экологическую проблему, поскольку ежегодно в мире производится сотни миллионов тонн таких отходов, что приводит к загрязнению почв, водоемов и атмосферы тяжелыми металлами и токсичными веществами [3]. Это обстоятельство стимулирует интенсивные исследования физико-химических характе-

ристик золы углей, направленные на оценку ее потенциала для вторичного использования и минимизации негативного воздействия на окружающую среду [4].

Золошлаковые отходы, также известные как зола-унос и шлак, возникают в результате термической переработки минеральной фракции топлива при температурах в диапазоне 1200-1700°C, что приводит к формированию сложных неорганических соединений [5,6]. Эти отходы представляют собой порошкообразный материал, состоящий преимущественно из оксидов металлов и неметаллов, где соединения основных золообразующих макроэлементов, включая кремний (Si), алюминий (Al), железо (Fe), кислород (O), кальций (Ca), титан (Ti), магний (Mg), серу (S), калий (K) и натрий (Na), достигают уровня 98-99 % от общей массы [3]. В зависимости от типа угля и условий сжигания, содержание основных компонентов может варьироваться: например, диоксид кремния (SiO_2) часто составляет 40-60 %, оксид алюминия (Al_2O_3) – 20-30 %, оксид железа (Fe_2O_3) – 5-15 %, а также присутствуют примеси оксида кальция (CaO) и других веществ, что определяет класс золы по ASTM [7].

Зола преимущественно содержит диоксид кремния, оксид алюминия и оксид железа, и характеризуется как тонкодисперсный аморфный материал с размером частиц в диапазоне 5-100 мкм, часто с преобладанием сферических морфологий (микросфер), что обусловлено быстрым охлаждением расплава в процессе сжигания [8]. Такая композиция делает ЗШО потенциально ценным сырьем, но также создает экологические риски при накоплении [5]. Кроме того, аморфная структура золы способствует ее реакционной способности, что важно для последующих технологических применений [9]. Это открывает перспективы их применения в различных промышленных секторах, преимущественно в производстве строительных материалов (как добавки в цемент, бетон, кирпич и т.д.) [10,11].

Целью данной работы является изучение влияния технологических параметров на процесс переработки ЗШО угля разреза «Богатырь» Экибастузского бассейна (далее - зола Богатырь) для извлечения диоксида кремния SiO_2 с установлением оптимальных условий исследуемого процесса.

Материалы и методы. Золу Богатырь получали в соответствии с методикой, описанной в работе [12].

Для определения оптимальных условий проведения процесса извлечения диоксида кремния SiO_2 из золы угля опыты осуществляли в соответствии с 4-факторной матрицей планирования эксперимента типа $n = p^2$ (n - число экспериментов, p - число уровней). Так как число уровней выбрали $p = 5$, то общее количество экспериментов $n = 25$.

Основными варьируемыми факторами являются: X_1–температура при (50-90 °C; X_2 - концентрация щелочи (10-30 %); X_3 - время термической обработки раствора (1-3 часа) (далее − время выдержки); X_4 - массовое соотношение щелочного раствора к золе угля (Ж/Т=4-8).

В качестве функции отклика Y (выходного параметра) выбрана степень извлечения SiO_2 (α, %). После выбора интервалов и уровней изменения факторов эти данные в виде условий проведения эксперимента и матрицы планирования эксперимента (с символьным представлением факторов) сведены в таблицы 1 и 2.

Таблица 1 - Уровни изучаемых факторов

Фактор	Уровень				
	1	2	3	4	5
X_1, температура, °C	50	60	70	80	90

X_2, концентрация, %	10	15	20	25	30
X_3, час	1	1,5	2	2,5	3
X_4, соотношение Ж/Т	4	5	6	7	8

Таблица 2 - Матрица планирования экспериментов (с символьным представлением факторов)

№ опыта	X_1	X_2	X_3	X_4
1	1	1	1	1
2	3	3	3	3
3	2	2	2	2
4	5	5	5	5
5	4	4	4	4
6	1	3	2	5
7	3	2	5	4
8	2	5	4	1
9	5	4	1	3
10	4	1	3	2
11	1	2	4	3
12	3	5	1	2
13	2	4	3	5
14	5	1	2	4
15	4	3	5	1
16	1	5	3	4
17	3	4	2	1
18	2	1	5	3
19	5	3	4	2
20	4	2	1	5
21	1	4	5	2
22	3	1	4	5
23	2	3	1	4
24	5	2	3	1
25	4	5	2	3

Результаты и их обсуждение. После проведения каждого опыта в соответствии с матрицей планирования эксперимента определяли степень извлечения SiO_2, результаты которого представлены в таблице 3 в виде эспериментальных значений степени извлечения *Yэ* (в таблице факторы приведены в виде фактических данных).

Таблица 3 - Матрица планирования экспериментов (с условиями проведения опытов)

№ опыта	X_1	X_2	X_3	X_4	$Y_э$	$Y_т$	$Y_э - Y_т$
1	50	10	1	4	2,7	6,8	-4,1
2	70	20	2	6	39,5	36,6	2,9
3	60	15	1,5	5	10,8	19,1	-8,3
4	90	30	3	8	62,4	78,1	-15,7
5	80	25	2,5	7	63,7	57,4	6,3
6	50	20	1,5	8	21,5	15,9	5,6
7	70	15	3	7	34,5	35,7	-1,2
8	60	30	2,5	4	19,3	23,9	-4,6
9	90	25	1	6	55,3	58,6	-3,3
10	80	10	2	5	26,1	26,8	-0,7
11	50	15	2,5	6	8,2	12,7	-4,5
12	70	30	1	5	34,2	33,7	-0,5
13	60	25	2	8	35,7	31,5	4,2
14	90	10	1,5	7	45,5	37,1	8,4
15	80	20	3	4	48,4	42,8	5,6
16	50	30	2	7	22,8	16,9	5,9
17	70	25	1,5	4	29,8	31,7	-1,9
18	60	10	3	6	13,8	16,8	-3,0
19	90	20	2,5	5	55,7	56,1	-0,4
20	80	15	1	8	38,9	42,4	-3,5
21	50	25	3	5	19,3	15,5	3,8
22	70	10	2,5	8	30,1	26,5	3,6
23	60	20	1	7	23,2	25,4	-2,2
24	90	15	2	4	45,3	41,3	4,0
25	80	30	1,5	6	53,4	49,7	3,7

Общее среднее значение *Yэ* (для 25 экспериментов) составило 33,6.

Как видно из полученных данных (таблица 3), наибольшие значения *Yэ* = 62,4 % и 63,7 % наблюдаются в опытах № 4 и № 5 соответственно.

Используя данные из таблицы 3 значения каждого фактора (функции) усредняли по каждому уровню и результаты вычислений сведены в таблицу 4. Как видно, среднее значение пяти уровней каждой функции равно общему среднему (33,6), что является критерием отсутствия ошибки в расчетах данных параметров.

На рисунках 1 и 2 на основании таблицы 4 приведены зависимости функции (степени извлечения) от каждого уровня всех факторов с приведением уравнений (полученных в результате аппроксимации экспериментальных точек) и величины достоверности аппроксимации.

Таблица 4 - Экспериментальные значения частных функций (для каждого уровня)

Функция	Уровень					Среднее значение
	1	2	3	4	5	
Y_1	14,90	20,56	33,62	46,10	52,84	33,60
Y_2	23,64	27,54	37,66	40,76	38,42	33,60
Y_3	30,86	32,20	33,88	35,40	35,68	33,60
Y_4	29,10	29,22	34,04	37,94	37,72	33,60

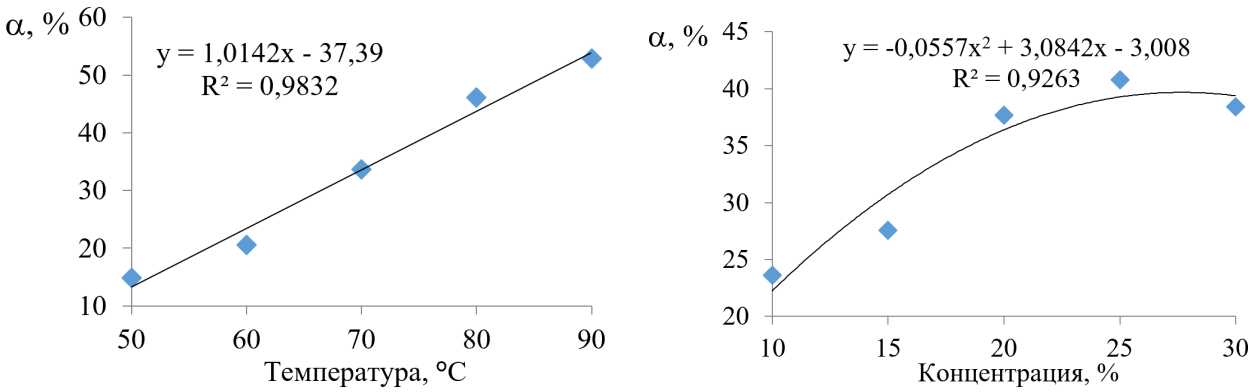


Рис.1 - Зависимости степени извлечения SiO_2 от температуры и концентрации

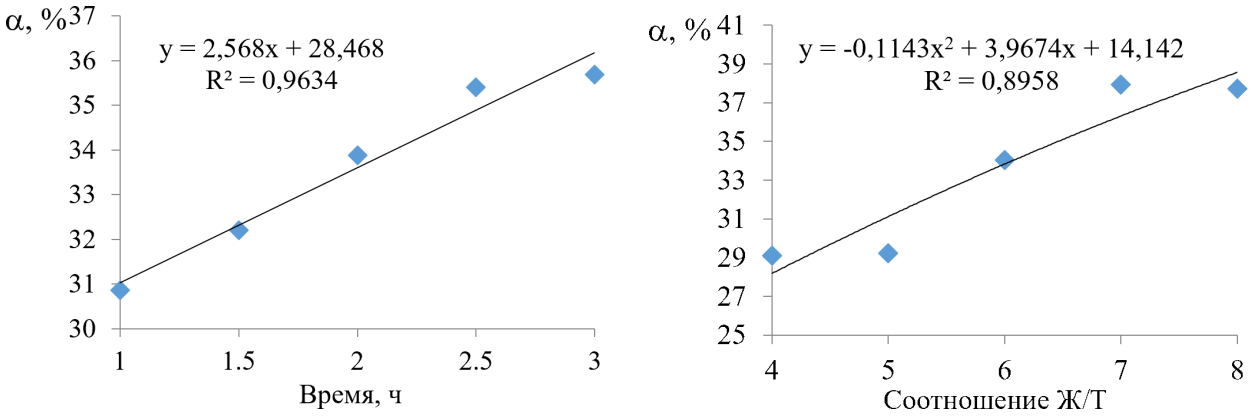


Рис.2 - Зависимости степени извлечения SiO_2 от времени и соотношения Ж/Т

Полученные результаты показали линейную зависимость степени извлечения SiO_2 от температуры и времени выдержки, где с увеличением значений данных параметров степень извлечения заметно повышается, которая, за исключением времени выдержки более 2,5 часов, почти не меняется (исходя из экспериментальных точек). Вместе с тем, данные зависимости от концентрации и соотношения Ж/Т носят более сложный, полиномиальный характер. При этом видно, что уже при дальнейшем повышении концентрации свыше 25 % и соотношения от Ж/Т = 7, наблюдается их незначительное увеличение. Такое поведение связано, по-видимому, с повышением вязкости растворов из-за увеличения количества щелочи, которое в свою очередь непо-

средственно связано с концентрацией и соотношением Ж/Т.

С использованием выведенных частных зависимостей, сведем (аналогично экспериментальным данным из таблицы 4 расчетные их значения при матричных уровнях аргументов в отдельную таблицу 5.

Как видно из таблицы 5, наблюдается близкое соответствие алгебраических зависимостей точечным графикам, о чем показывает совпадение средних расчетных значений всех функций со значением 33,6 (%), полученным при усреднении экспериментальных частных функций (таблица 4). Это свидетельствует о компенсации отклонений частных функций при их обобщении.

Таблица 5 - Расчетные значения частных функций (для каждого уровня)

Функция	Уровень					Среднее значение
	1	2	3	4	5	
$Y_1 = 1,0142 \cdot X_1 - 37,39$	13,32	23,46	33,60	43,75	53,89	33,60
$Y_2 = -0,0557 \cdot X_2^2 + 3,0842 \cdot X_2 - 3,008$	22,26	30,72	36,40	39,28	39,40	33,61
$Y_3 = 2,568 \cdot X_3 + 28,468$	31,04	32,32	33,60	34,89	36,17	33,60
$Y_4 = -0,1143 \cdot X_4^2 + 3,9674 \cdot X_4 + 14,142$	28,18	31,12	33,83	36,31	38,57	33,60

Для определения значимости частных функций рассчитывали коэффициент нелинейной множественной корреляции R и его значимость t_R (при доверительной вероятности 0,95):

$$R = \sqrt{1 - \frac{(N-1)\cdot \sum_1^N (Y_э - Y_T)^2}{(N-K-1)\cdot \sum_1^N (Y_э - Y_{cp})^2}}; t_R = \frac{R\cdot\sqrt{N-K-1}}{1-R^2} > 2 \quad (1)$$

где N - число описываемых точек; K - число действующих факторов; $Yэ$ - экспериментальный результат; Y_T - теоретический (расчетный) результат; $Ycp_.$ - среднее экспериментальное значение.

При анализе значимости частной функции (при $t_R > 2$) число точек $N = 5$, а $K = 1$, т.к. учитывается влияние только одного фактора, при этом $Ycp_.$ совпадает с общим средним. Данные для $Yэ$ брали из таблицы 4, а для Y_T - из таблицы 5.

Результаты расчета коэффициента корреляции и его значимости
(таблица 6) показали значимость всех частных функций.

Таблица 6 - Коэффициент корреляции R и его значимость t_R для частных функций

Функция	R	t_g	Значимость функции
$Y1$	0,9887	76,11 > 2	значима
$Y2$	0,9495	16,69 > 2	значима
$Y3$	0,9753	34,61 > 2	значима
$Y4$	0,9277	11,52 > 2	значима

Для получения обобщенной функции зависимости от всех аргументов использовали обобщенное уравнение Протодьяконова для описания статистических многофакторных зависимостей, которое имеет вид:

$$Y = \frac{\prod_1^n Y_i}{Y_{cp}^{n-1}} \qquad (2)$$

где Y - обобщенная функция; n - число частных функций; Y_i - частная функция; $\prod_1^n Y_i$- произведение всех частных функций; Yср. - общее среднее всех учитываемых значений обобщенной функции.

На основании полученных частных функций Y_i (таблица 5) получаем обобщенное уравнение Протодьяконова (для удобства записи X_3 и X_4 перевели в знаменатель):

$$Y_П = \frac{(1,0142 \cdot X_1 - 37,39) \cdot (-0,0557 \cdot X_2^2 + 3,0842 \cdot X_2 - 3,008)}{33,6^3 \cdot [2,568 \cdot X_3 + 28,468]^{-1} \cdot [-0,1143 \cdot X_4^2 + 3,9674 \cdot X_4 + 14,142]^{-1}} \qquad (3)$$

Результаты вычислений в виде теоретических Y_T приведены в таблице 3.

На рисунке 3 показана поверхность отклика для обобщенного уравнения Протодьяконова (при постоянных значениях времени выдержки X_3 = 3 ч и соотношения Ж/Т=7).

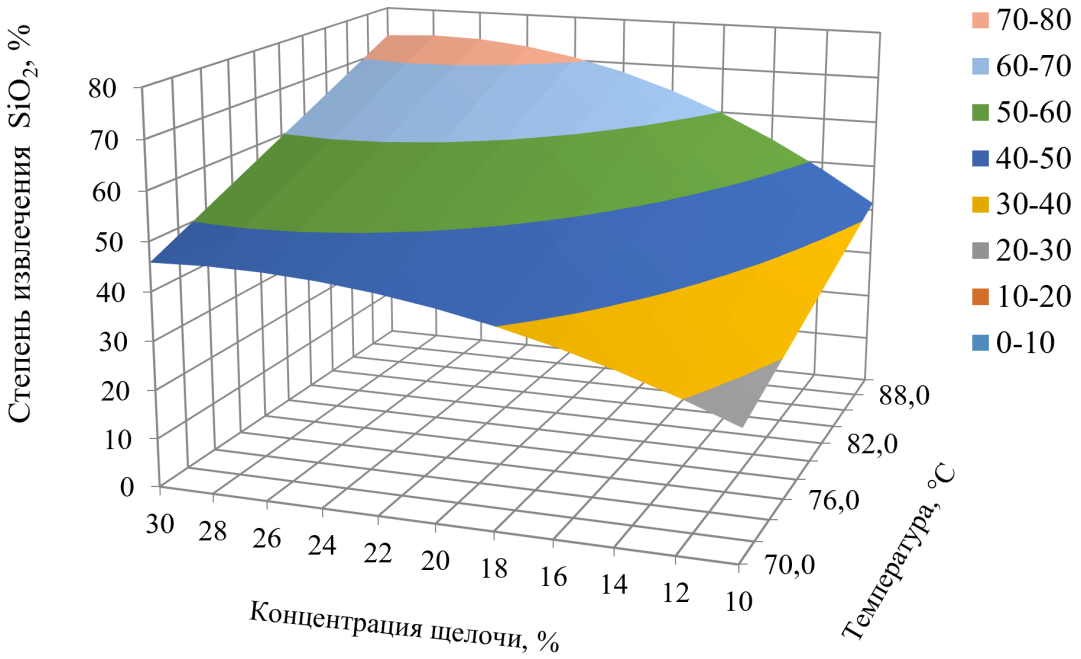


Рис.3 - Зависимость извлечения SiO_2 из золы Богатырь от основных параметров эксперимента

Для проверки адекватности обобщенного уравнения сначала проводили сравнение результатов вычислений по уравнению (3) с экспериментальными данными (таблица 4). Для этого из таблицы 5 подставляли в уравнение (3) такие значения частных функций, которые соответствуют условиям проведения каждого из 25 матричных экспериментов. Результаты вычислений

(в виде теоретических Y_T) приведены в таблице 3. Затем на основании этих данных определяли коэффициент корреляции R и его значимость t_R при N = 25 и K = 5. Результаты вычислений составили: R = 0,9343, t_R = 32,02 > 2, что указывает на адекватность обобщенного уравнения (3). Ошибку уравнения определяли по формуле:

$$\sigma = \sqrt{\frac{\sum_1^n \left(Y_э - Y_П\right)^2}{N - K - 1}} \qquad (4)$$

Значение составило 6,1 абс. %, что является допустимым для такого рода погрешностей.

Таким образом, полученные данные показывают, что наибольшие степени извлечения SiO_2 из золы Богатырского угля составляют 62,4% и 63,7% и наблюдаются соответственно в опытах №4 и №5 (таблица 3).

Для более тщательного исследования влияния факторов на степень извлечения SiO_2 при вышеуказанных условиях (при X_4 = 7) проведен расчет по уравнению Протодьяконова (3), результаты которого приведены в таблице 7. Видно, что наибольшее извлечение SiO_2 (70,70-73,50 %) наблюдается при температуре 90°С, концентрациях 25-30%, времени выдержки 2,5-3 ч (опыты № 9-12).

Таблица 7 - Результаты расчета степени извлечения SiO_2 по уравнению Протодьяконова для золы Богатырского угля при X_4 = 7

№	X1, °C	X2, %	X3, ч	Y, %
1	80	25	2,5	57,40
2			3	59,51
3		30	2,5	57,55
4			3	59,67
5	85	25	2,5	64,05
6			3	66,41
7		30	2,5	64,22
8			3	66,58
9	90	25	2,5	70,70
10			3	73,30
11		30	2,5	70,89
12			3	73,50

Для повышения степени извлечения SiO_2 из угольной золы можно увеличить только значение времени выдержки (фактор X_3), так как температуру процесса и концентрацию щелочи повышать нецелесообразно, из-за интенсивного испарения водно-щелочного раствора при высоких температурах (близких к 100 °С) и расхода щелочи и соответственно дополнительного расхода кислоты для нейтрализации щелочного раствора. Поэтому проведены расчеты по уравнению Протодьяконова (3) при условиях наибольшего извлечения SiO_2 (опыты 9-12, таблица 7), которые показали, что для достижения степени извлечения SiO_2, близкой к 100% (99,33-99,59%) необходимо увеличить время выдержкидо 8 ч. Но так как это большая длительность процесса, то максимальное время выдержки выбрали 4-5 часов.

Так как при X_2 = 25 % и X_2 = 30 % степени извлечения SiO_2 приблизительно сопоставимы

(таблица 7), проведены эксперименты при следующих условиях: X_1 = 90°C, X_2 = 25 %; X_3 = 4-5 ч, X_4 = 7. В таблице 8 представлены результаты экспериментов и расчетов по уравнению Протодьяконова. Эксперименты показывают, что при увеличении времени выдержки более 3 часов степень извлечения SiO_2 изменяется незначительно (в пределах ошибок опытов).

Таблица 8 - Экспериментальные и теоретические данные по извлечению SiO_2 из золы Богатырского угля при X_1=25%, X_2=90°C, X_4 = 7

X_3, ч	$Y_э$, %	$Y_т$, %
4,0	63,1	78,51
4,5	64,2	81,11
5,0	61,8	83,71

Так как в процессе извлечения SiO_2 из золы угля одновременно можно получать и металлосодержащий продукт, то полученные оптимальные условия исследуемого процесса относятся также и к данному продукту.

Выводы. В данной работе проведено исследование влияния технологических параметров на процесс извлечения диоксида кремния из золошлаковых отходов угля разреза «Богатырь» с использованием методов математического планирования эксперимента и статистической обработки результатов. Для изучения закономерностей процесса использована 4-факторная матрица планирования эксперимента, в которой варьировались температура процесса, концентрация щелочного раствора, время выдержки и массовое соотношение жидкость/твердое. На основе экспериментальных данных получены частные уравнения регрессии, описывающие влияние исследуемых факторов на степень извлечения SiO_2, а также построено обобщенное уравнение Протодьяконова, адекватность которого подтверждена высокими значениями коэффициента корреляции. Проведенные расчеты и экспериментальные исследования показали, что оптимальными условиями, при которых наблюдается наибольшая степень извлечения SiO_2, являются следующие: температура X_1 = 80-90 °C, концентрация X_2 = 25-30 %; время выдержки X_3 = 2,5-3 ч, X4 = 7-8 (соотношение Ж/Т). Установлено, что при указанных условиях степень извлечения диоксида кремния составляет 70,7-73,5 % по результатам расчета, а максимальные экспериментальные значения составили 62,4 % и 63,7 %. Кроме того, установлено, что полученные оптимальные параметры процесса могут быть использованы не только для извлечения диоксида кремния, но и для комплексной переработки золошлаковых отходов с одновременным получением металлосодержащего продукта. Это свидетельствует о возможности повышения эффективности использования золы угля в качестве техногенного сырья и расширения направлений ее промышленной переработки. Полученные результаты свидетельствуют о возможности эффективной переработки ЗШО и могут быть использованы при разработке технологий комплексного использования минеральных отходов. с получением ценных кремнеземсодержащих и металлосодержащих продуктов.

Литература

1. Xing M., Fu S., Zheng P., Wang M., Zhao L., Guo F., Jiang F., Li C. Selective recycling of rare earth elements from high alumina fly ash by phase separation assisted mechanochemical extraction process // Process Safety and Environmental Protection. - 2025. - Vol.204:108047. DOI 10.1016/j.psep.2025.108047.

2. Tian X., Guo Z., Zhu D., Pan J., Yang C., Li S. Recovery of valuable elements from coal fly ash: A review//Environmental Research.- 2025. - Vol.282:121928. DOI 10.1016/j.envres.2025.121928.

3. Liu P., Zhao S., Xie N., Yang L., Wang Q., Wen Y., Chen H., Tang Y. Green Approach for Rare Earth Element (REE) Recovery from Coal Fly Ash // Environmental Science & Technology.- 2023. - Vol.57(13). - P.5414 - 5423.DPOI 10.1021/acs.est.2c09273.

4. Shi S., Chen T., Ren S., Pan J. Bio-Desilication of Coal Fly Ash and the Impacts on Critical Metal Recovery // Metals. - 2025.-Vol.15.(№ 8): 891. DOI 10.3390/met15080891.

5. Trinh H.B., Seunghyun Kim S., Lee J. Recovery of rare earth elements from coal fly ash using enrichment by sodium hydroxide leaching and dissolution with hydrochloric acid // Separation Science and Technology.- 2022.- Vol.57(10). - P.1580-1591. DOI 10.1080/12269328.2022.2120092..

6. Fan X-L., Xia J-L., Zhang D-R., Nie Z-Y., Liu Y-P , Zhang L-J., Zhang D-Y. Highly-efficient and sequential recovery of rare earth elements, alumina and silica from coal fly ash via a novel recyclable ZnO sinter method // Journal of Hazardous Materials.-2022.-Vol.437:129308. DOI 10.1016/j.jhazmat.2022.129308.

7. Dardona M., Mohanty S., M.J., Dittrich T.M. From ash to oxides: Recovery of rare-earth elements as a step towards valorization of coal fly ash waste // Resources, Conservation and Recycling.- 2023. - Vol.314: 123532.DOI 10.1016/j.seppur.2023.123532.

8. Kong D., Gao Y., Song S., Jiang R. Kinetics and Mechanism of SiO_2 Extraction from Acid-Leached Coal Gangue Residue by Alkaline Hydrothermal Treatment // Materials.-2024.-Vol.17. (17): 4168. DOI 10.3390/ma17174168.

9. Shoppert A., Valeev D., Loginova I. Kinetics of Aluminum and Scandium Extraction from Desilicated Coal Fly Ash by High-Pressure HCl Leaching // Metals.-2023.-Vol.13(12): 1994. DOI 10.3390/met13121994.

10. Hassas B.V., Rezaee M., Zhou C., Pisupati S.V. Recovery of rare earth elements from coal fly ash through sequential chemical roasting, water leaching, and acid leaching processes // Advanced Powder Technology.-2020. -Vol.31(12). - P.4753-4762. DOI 10.1016/j.jclepro.2020.124725.

11. Shoppert A., Valeev D., Napol'skikh J., Loginova I., Pan J., Chen H., Zhang L. Rare-Earth Elements Extraction from Low-Alkali Desilicated Coal Fly Ash by $(NH_4)_2SO_4 + H_2SO_4$ // Metals.- 2022.- Vol.16(6). DOI 10.3390/ma16010006.

12. Ермагамбет Б.Т., Нургалиев Н.У., Абылгазина Л.Д., Маслов Н.А. Методы переработки золошлаковых отходов от сжигания углей // Вестник Евразийского национального университета имени Л.Н. Гумилева. - 2018.- Vol.124(3).- 60-67 DOI 10.32523/2616-7263-2018-124-3-%25p.

References

1. Xing M., Fu S., Zheng P., Wang M., Zhao L., Guo F., Jiang F., Li C. Selective recycling of rare earth elements from high alumina fly ash by phase separation assisted mechanochemical extraction process // Process Safety and Environmental Protection. - 2025. - Vol.204:108047. DOI 10.1016/j.psep.2025.108047.

2. Tian X., Guo Z., Zhu D., Pan J., Yang C., Li S. Recovery of valuable elements from coal fly ash: A review//Environmental Research.- 2025. - Vol.282:121928. DOI 10.1016/j.envres.2025.121928.

3. Liu P., Zhao S., Xie N., Yang L., Wang Q., Wen Y., Chen H., Tang Y. Green Approach for Rare Earth Element (REE) Recovery from Coal Fly Ash // Environmental Science & Technology.- 2023. - Vol.57(13). - P.5414 - 5423.DPOI 10.1021/acs.est.2c09273.

4. Shi S., Chen T., Ren S., Pan J. Bio-Desilication of Coal Fly Ash and the Impacts on Critical Metal Recovery // Metals. - 2025.-Vol.15.(№ 8): 891. DOI 10.3390/met15080891.

5. Trinh H.B., Seunghyun Kim S., Lee J. Recovery of rare earth elements from coal fly ash using enrichment by sodium hydroxide leaching and dissolution with hydrochloric acid // Separation Science and Technology.- 2022.- Vol.57(10). - P.1580-1591. DOI 10.1080/12269328.2022.2120092…...

6. Fan X-L., Xia J-L., Zhang D-R., Nie Z-Y., Liu Y-P , Zhang L-J., Zhang D-Y. Highly-efficient and sequential recovery of rare earth elements, alumina and silica from coal fly ash via a novel recyclable ZnO sinter method // Journal of Hazardous Materials.-2022.-Vol.437:129308. DOI 10.1016/j.jhazmat.2022.129308.

7. Dardona M., Mohanty S., M.J., Dittrich T.M. From ash to oxides: Recovery of rare-earth elements as a step towards valorization of coal fly ash waste // Resources, Conservation and Recycling.- 2023. - Vol.314: 123532.DOI 10.1016/j.seppur.2023.123532.

8. Kong D., Gao Y., Song S., Jiang R. Kinetics and Mechanism of SiO_2 Extraction from Acid-Leached Coal Gangue Residue by Alkaline Hydrothermal Treatment // Materials.-2024.-Vol.17. (17): 4168. DOI 10.3390/ma17174168.

9. Shoppert A., Valeev D., Loginova I. Kinetics of Aluminum and Scandium Extraction from Desilicated Coal Fly Ash by High-Pressure HCl Leaching // Metals.-2023.-Vol.13(12): 1994. DOI 10.3390/met13121994.

10. Hassas B.V., Rezaee M., Zhou C., Pisupati S.V. Recovery of rare earth elements from coal fly ash through sequential chemical roasting, water leaching, and acid leaching processes // Advanced Powder Technology.-2020. -Vol.31(12). - P.4753-4762. DOI 10.1016/j.jclepro.2020.124725.

11. Shoppert A., Valeev D., Napol'skikh J., Loginova I., Pan J., Chen H., Zhang L. Rare-Earth Elements Extraction from Low-Alkali Desilicated Coal Fly Ash by $(NH_4)_2SO_4 + H_2SO_4$ // Metals.- 2022.- Vol.16(6). DOI 10.3390/ma16010006.

12. Ermagambet B.T., Nurgaliev N.U., Abylgazina L.D., Maslov N.A. Metody pererabotki zoloshlakovyh othodov ot szhiganija uglej // Vestnik Evrazijskogo nacional' nogo universiteta imeni L.N. Gumileva. - 2018.- Vol.124(3).- 60-67 DOI 10.32523/2616-7263-2018-124-3-%25p.[in Russian]

Информация об авторах

Нургалиев Н.У.- кандидат химических наук, ассоциированный профессор, Казахский университет технологии и бизнеса им. К.Кулажанова, Астана, Казахстан, e-mail: nurgaliev_nao@mail.ru;

Омаров Х.Б.- доктор технических наук, профессор, Казахский университет технологии и бизнеса им. К.Кулажанова, Астана, Казахстан, e-mail: homarov1963@mail.ru;

Смайлова Н.Е.- доктор технических наук, профессор, Казахский университет технологии и бизнеса им. К.Кулажанова, Астана, Казахстан, e-mail: ganibek2006@mail.ru;

Жунусова Э.Б.- кандидат технических наук, ассистент профессора, Казахский университет технологии и бизнеса им. К.Кулажанова, Астана, Казахстан, e-mail: tahmina.66@mail.ru;

Мейрам Д.Д.- докторант, Карагандинский технический университет им. Абылкаса Сагинова, Караганда, Казахстан, e-mail: diana.meiram.19@mail.com;

Каржауова Э.К.- магистр, сеньор-лектор Казахский университет технологии и бизнеса им. К.Кулажанова, Астана, Казахстан, e-mail: karzhauova.81@mail.ru.

Information about the authors

Nurgaliyev N.U.- Candidate of Chemical Sciences, Associate Professor, K. Kulazhanov Kazakh University of Technology and Business, Astana, Kazakhstan, e-mail: nurgaliev_nao@mail.ru;

Omarov K.B. -Doctor of Technical Sciences, Professor K. Kulazhanov Kazakh University of Technology and Business Astana,

Kazakhstan, e-mail: homarov1963@mail.ru;

Smailova N.T. - Doctor of Technical Sciences, Professor, K. Kulazhanov Kazakh University of Technology and Business, Astana, Kazakhstan, e-mail: ganibek2006@mail.ru;

Zhunussova E.B.- Candidate of Technical Sciences, Assistant Professor, K. Kulazhanov Kazakh University of Technology and Business, Astana, Kazakhstan, e-mail: tahmina.66@mail.ru;

Meiram D.D.- Doctoral Student, Abylkas Saginov Karaganda Technical University, Karaganda, Kazakhstan, e-mail: diana.meiram.19@mail.com;

Karzhauova E.K.- Master’s Degree Holder, Senior Lecturer, K. Kulazhanov, Kazakh University of Technology and Business,Astana, Kazakhstan, e-mail: karzhauova.81@mail.ru.