



Исследование кинетики растворения стибнита в азотной кислоте в присутствии винной кислоты

О.А. Дизер^{1✉}, Ю. Шкляев², Д.И. Головкин³, К.А. Каримов⁴, Д.А. Рогожников⁵

¹⁻⁵Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина, Екатеринбург, Российская Федерация

Резюме. Цель – оценить эффективность извлечения сурьмы из природного стибнита методом азотнокислотного выщелачивания в присутствии винной кислоты, выполняющей роль селективного комплексообразователя. В качестве сырья для проведения исследования использовался природный образец стибнита размером частиц менее 74 мкм. Оценка состава продуктов взаимодействия проводилась с использованием оптико-эмиссионного спектрального метода (для растворов) и рентгенофазового анализа (для твердых остатков). Статистическая интерпретация и графическая обработка полученных массивов данных реализованы средствами программных алгоритмов MS Excel. В ходе работы изучено влияние температуры (50–80 °С), концентрации азотной кислоты (4–7 моль/дм³), содержания винной кислоты (20–80 г/дм³) и продолжительности процесса. В качестве теоретического фундамента для интерпретации полученных данных по выщелачиванию использовалась модель сжимающегося ядра. Экспериментально доказано, что ключевым фактором интенсификации является концентрация комплексообразователя. Повышение концентрации винной кислоты до 80 г/дм³ обеспечивает разрушение сульфидной матрицы и позволяет достичь извлечения металла на уровне 90 %. Показано, что температура и кислотность среды оказывают положительное, но вторичное воздействие на итоговые показатели процесса выщелачивания. Проведенная линеаризация полученных данных по кинетике процесса позволила определить энергию активации азотнокислотного растворения стибнита в присутствии винной кислоты (62,5 кДж/моль) и порядки реакции по азотной и винной кислотам, которые составили 2,7 и 2,3 соответственно. Исходя из результатов кинетических расчетов, выдвинуто предположение, что процесс выщелачивания сурьмы из стибнита при данных условиях лимитируется химической реакцией. Результаты проведенных исследований могут быть использованы при разработке технологии переработки сурьмянистого концентрата.

Ключевые слова: сурьма, стибнит, азотная кислота, винная кислота, растворение, кинетика

Финансирование. Исследование выполнено при поддержке Российского научного фонда и Правительства Свердловской области, совместный грант № 24-29-20158.

Для цитирования: Дизер О.А., Шкляев Ю., Головкин Д.И., Каримов К.А., Рогожников Д.А. Исследование кинетики растворения стибнита в азотной кислоте в присутствии винной кислоты // iPolytech Journal. 2026. Т. 30. № 2. С. 344–354. <https://doi.org/10.21285/1814-3520-2026-2-344-354>. EDN: CAPLEE.

METALLURGY

Original article

Kinetics of stibnite dissolution in nitric acid in the presence of tartaric acid

Oleg A. Dizer^{1✉}, Yuri Shklyayev², Dmitry I. Golovkin³, Kirill A. Karimov⁴, Denis A. Rogozhnikov⁵

¹⁻⁵Ural Federal University named after the first President of Russia B.N. Yeltsin, Yekaterinburg, Russian Federation

Abstract. This study examines the dissolution kinetics of stibnite in nitric acid in the presence of tartaric acid, which acts as a selective complexing agent. The feed material was natural stibnite with a particle size below 74 µm. The composition of the reaction products was determined by optical emission spectroscopy for the leach solutions and by X-ray diffraction for the solid residues. Statistical analysis and graphical processing of the data were performed in MS Excel. The effects of temperature (50–80 °C), nitric acid concentration (4–7 mol/L), tartaric acid concentration (20–80 g/L), and leaching time on the dissolution process were investigated. The shrinking core model was used to interpret the kinetic data. The experiments showed that the concentration of the complexing agent is the major factor controlling process intensification. An increase in the tartaric acid concentration to 80 g/L promotes

the breakdown of the sulfide matrix, enabling an antimony extraction level of approximately 90 %. Temperature and acidity have a positive but secondary effect on the overall leaching performance. Linearization of the kinetic data showed that nitric-acid dissolution of stibnite in the presence of tartaric acid proceeds with an activation energy of 62.5 kJ/mol. The reaction orders were 2.7 with respect to nitric acid and 2.3 with respect to tartaric acid. The kinetic analysis indicates that antimony leaching under the studied conditions is controlled by the chemical reaction step. The results may be used in the development of processing technologies for antimony-bearing concentrates.

Keywords: antimony, stibnite, nitric acid, tartaric acid, dissolution, kinetics

Funding. The study was supported by the Russian Science Foundation and the Government of the Sverdlovsk Region, joint grant No. 24-29-20158.

For citation: Dizer O.A., Shklyayev Yu., Golovkin D.I., Karimov K.A., Rogozhnikov D.A. Kinetics of stibnite dissolution in nitric acid in the presence of tartaric acid. *iPolytech Journal*. 2026;30(2):344-354. (In Russ.). <https://doi.org/10.21285/1814-3520-2026-2-344-354>. EDN: CAPLEE.

ВВЕДЕНИЕ

Сурьма, как стратегически значимый металл, широко востребована в разнообразных областях промышленности [1–3]. Ее используют преимущественно для упрочнения свинцовых сплавов (в производстве аккумуляторов, оболочек кабелей и других изделий), а также при производстве антипиренов – огнестойких материалов, входящих в состав пластмасс. В последнее время растет спрос на сурьму в новых направлениях: производство солнечных батарей перовскитового типа, фотокатализаторах, термоэлектрических элементах, ионно-калиевых батареях и электрокатализаторах окисления при утилизации органических отходов. Стибнит (Sb_2S_3) является основным промышленным минералом сурьмы, обеспечивающим основной объем мировой добычи этого металла. При этом Россия, являясь одним из мировых лидеров добычи сурьмяного сырья (до 26 тыс. т/год), практически не ведет его переработку и вынуждена импортировать до 1 тыс. т/год металлической сурьмы и до 2 тыс. т/год ее оксидов. Сложившаяся ситуация во многом обусловлена технологическими трудностями переработки стибнита.

Традиционные пирометаллургические методы переработки сурьмяных концентратов (плавка в печах отражательного или ротационного типа) сталкиваются с серьезными ограничениями: высоким энергопотреблением, выбросами токсичных соединений (SO_2 (3 класс опасности), оксиды сурьмы (2 класс опасности) и мышьяка (1 класс опасности) и высокими потерями металла со шлаками (5–15 %) [4–6]. В условиях ужесточения экологических требований такие технологии утрачивают конкурентоспособность, что стимулирует поиск альтернативных подходов. В этом контексте гидрометаллургия предлагает

более экологичное и гибкое решение, обеспечивая селективное извлечение металла и возможность работы со сложным сырьем.

Среди гидрометаллургических методов наибольшее распространение получили различные варианты выщелачивания – с применением соляной кислоты [7–11], щелочных реагентов [12–16], бактерий [17–19] или солей железа [20, 21]. Однако каждый из них имеет существенные недостатки: щелочное выщелачивание требует высоких затрат на реагенты и создает проблему утилизации отработанных растворов, а биологическое и солянокислотное – отличаются низкой скоростью и низким извлечением металла без дополнительных окислителей.

Особого внимания заслуживает азотнокислотное выщелачивание. Благодаря сильным окислительным свойствам азотная кислота эффективно растворяет сульфидные минералы и переводит серу в сульфат-ионы [22–27]. Однако при переработке стибнита (Sb_2S_3) этот процесс сопровождается образованием малорастворимых оксидов – промежуточного Sb_2O_3 и конечного Sb_2O_5 [28]. Их осаждение ведет к потерям сурьмы и осложняет последующее извлечение металла, что становится ключевым технологическим барьером.

Перспективным способом преодоления этой проблемы является введение в выщелачивающий раствор комплексообразователей. В частности, винная кислота ($\text{C}_4\text{H}_6\text{O}_6$) способна формировать устойчивые водорастворимые комплексы с ионами сурьмы (III и V) в кислой среде [29]. Хотя данный реагент уже доказал эффективность при переработке руд никеля, меди и цинка [30, 31], однако его применение для извлечения сурьмы в сочетании с азотной кислотой изучено недостаточно глубоко.

Таким образом, сочетание окислительно-го потенциала азотной кислоты с комплексобразующей способностью органических соединений создает эффективную среду для деструкции стибнита. Результаты исследования этой системы создадут научно-практический фундамент для перехода от традиционных агрессивных методов к замкнутым, экологически сбалансированным циклам извлечения сурьмы, минимизирующим техногенную нагрузку на окружающую среду (в том числе за счет улавливания нитрозных газов с последующей регенерацией азотной кислоты). Цель данного исследования заключается в изучении процесса растворения стибнита в азотной кислоте в присутствии винной кислоты.

МАТЕРИАЛЫ И МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ

В качестве основного сырья для проведения исследования использовался природный образец стибнита Олимпиадинского месторождения. Химический состав минерала, определенный методом оптико-эмиссионной спектроскопии, характеризовался следующим содержанием, % масс.: 69,85 Sb, 28,88 S (что соответствует стехиометрии стибнита). Основной примесью являлся кварц SiO_2 (1,5 % масс.). Материал измельчали и подвергали мокрому рассеву на лабораторных ситах для получения фракции размером менее 74 мкм.

Эксперименты по азотнокислотному выщелачиванию сурьмы выполняли в реакторе Lenz Minni-60 (объем 500 мл). Температурный режим с точностью до $\pm 0,05^\circ\text{C}$ поддерживал термостат Huber Kiss K6. После нагрева в реактор вносили 10 г стибнита и включали верхнеприводную мешалку IKA Eurostar 20 digital для равномерного перемешивания пульпы. Для изучения кинетики процесса через фиксированные интервалы времени автоматическим дозатором Sartorius Proline отбирали пробы объемом 1 мл и разбавляли в колбах объемом 25 мл. При объемно-массовом соотношении Ж:Т = 20:1 (навеска – 10 г, объем раствора – 200 мл) суммарный отбор 9 проб по 1 мл снижает общий объем раствора в ходе опыта на 4,5 % (с 200 до 191 мл), что не нарушает фактическое соотношение Ж:Т и подтверждает корректность проведения экспериментов. Количественное содержание сурьмы в под-

готовленных пробах устанавливалось с помощью оптико-эмиссионной спектроскопии с индуктивно связанной плазмой. По завершении процесса выщелачивания проводилось разделение фаз методом вакуумного фильтрования с использованием воронки Бюхнера. Полученный твердый остаток подвергался промывке дистиллятом до полного удаления растворимых компонентов, после чего подвергался сушке при 80°C до постоянной массы. Математическая обработка экспериментальных данных проводилась с использованием модели сжимающегося ядра. Значения степени выщелачивания сурьмы подставлялись в линеаризованные уравнения, описывающие различные режимы протекания гетерогенного процесса. Выбор наиболее адекватного уравнения, характеризующего лимитирующую стадию, осуществлялся на основании максимальных значений коэффициента детерминации (R^2). По тангенсу угла наклона полученных линейных зависимостей определялись константы скорости. На их основе с использованием графического метода были рассчитаны энергия активации (в координатах уравнения Аррениуса $\ln k - 1/T$) и порядок реакции по реагенту (в координатах $\ln k - \ln C$).

РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЯ И ИХ ОБСУЖДЕНИЕ

Кинетика выщелачивания сурьмы в зависимости от температурного режима изучалась при исходной концентрации азотной (5 моль/дм³) и винной (40 г/дм³) кислот. Продолжительность растворения составила 100 мин, Ж:Т (объемно-массовое) = 20:1, избыток азотной кислоты – 480 %, недостаток винной кислоты – 38 %.

Выбор 40 г/дм³ обусловлен тем, что в условиях стехиометрического избытка винной кислоты даже при 60°C извлечение достигает 78 % за 15 мин. При более высоких температурах ($70-80^\circ\text{C}$) процесс практически завершится за 10–15 мин. Поскольку методика эксперимента предусматривает отбор проб в течение 100 мин, такой быстропротекающий процесс не позволит получить необходимое количество точек на восходящем участке кинетической кривой – большинство проб будет соответствовать плато, что делает невозможным корректный кинетический анализ. Концентрация 40 г/дм³, напротив,

обеспечивает равномерное протекание реакции в течение всего 100-минутного интервала, что позволяет зафиксировать все точки и оценить кинетические параметры.

Полученные данные отражены на рис. 1.

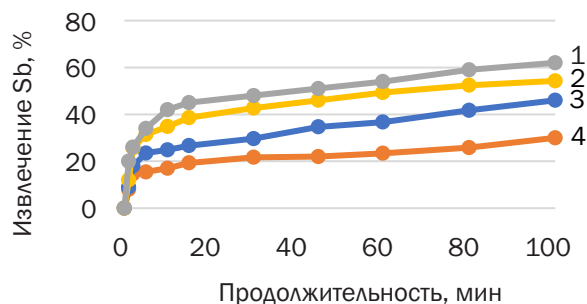
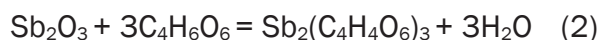
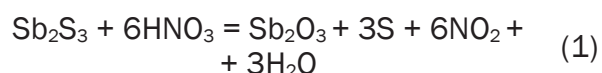


Рис. 1. Зависимость извлечения сурьмы от продолжительности при разных температурах с добавлением винной кислоты: 1 – 80 °С; 2 – 70 °С; 3 – 60 °С; 4 – 50 °С

Fig. 1. Dependence of antimony extraction on duration at different temperatures with addition of tartaric acid: 1 – 80 °С; 2 – 70 °С; 3 – 60 °С; 4 – 50 °С

Анализ полученных результатов указывает на двухстадийный характер взаимодействия в исследуемой системе. Начальный период, охватывающий временной интервал от 1 до 15 мин, характеризуется чрезвычайно высокой интенсивностью перехода металла в раствор. Столь активный старт процесса обусловлен высокой реакционной способностью поверхности и быстрым протеканием реакций, приводящих к формированию термодинамически устойчивого комплексного соединения (тартрата сурьмы):



На этом этапе высокая концентрация свободных активных центров на границе раздела фаз способствует беспрепятственному связыванию ионов сурьмы с молекулами комплексообразователя. Однако по мере дальнейшего протекания эксперимента происходит снижение интенсивности извлечения сурьмы и к моменту завершения процесса при температуре 80 °С достигает лишь 60 %.

На рис. 2 представлены результаты опытов по определению влияния концентрации винной кислоты. Условия эксперимента: концентрация HNO_3 – 5 моль/дм³, температу-

ра – 60 °С, время контакта фаз – 100 мин, Ж:Т(объемно-массовое) = 20:1.

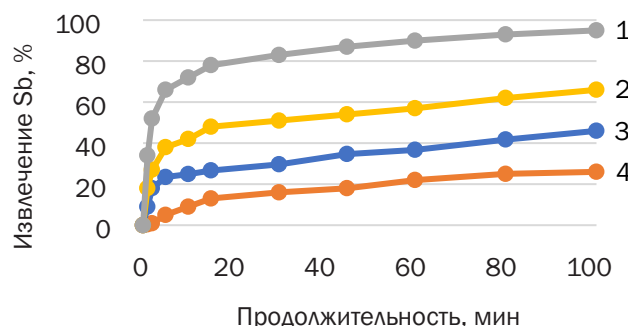


Рис. 2. Зависимость извлечения сурьмы от продолжительности при разной концентрации (г/дм³) винной кислоты: 1 – 80 г/дм³; 2 – 60 г/дм³; 3 – 40 г/дм³; 4 – 20 г/дм³

Fig. 2. Dependence of antimony extraction on duration at different concentrations of tartaric acid: 1 – 80 g/L; 2 – 60 g/L; 3 – 40 g/L; 4 – 20 g/L

Анализ экспериментальных данных, отраженных на рис. 2, позволяет выявить устойчивую зависимость между содержанием реагента в системе и эффективностью перехода целевого компонента в раствор. Повышение концентрации винной кислоты в интервале от 40 (38 % недостатка) до 80 (24 % избытка) г/дм³ выступает ключевым фактором, определяющим как скорость химического взаимодействия, так и его итоговую результативность.

Интервал концентраций выбран на основе стехиометрических расчетов по уравнениям (1) и (2). Согласно составу стибнита (69,85 % Sb, 28,88 % S), навеска 10 г содержит 6,985 г Sb, что соответствует 0,0574 моль Sb. По уравнению (2) для связывания всей сурьмы в комплекс $\text{Sb}_2(\text{C}_4\text{H}_4\text{O}_6)_3$ требуется 0,0861 моль винной кислоты, что при объеме раствора 200 мл составляет 64,6 г/дм³. Выбор нижней границы интервала (20 г/дм³) обусловлен необходимостью охватить область глубокого недостатка комплексообразователя (70 % от стехиометрии), где процесс лимитируется концентрацией реагента. Концентрация 40 г/дм³ (38 % недостатка) выбрана как промежуточная для кинетического анализа, поскольку обеспечивает равномерное протекание процесса в течение 100 мин, позволяя зафиксировать достаточное количество точек на восходящем участке кинетической кривой. Значение 60 г/дм³ (7 % недостатка) близко к стехиометрическому и

позволяет оценить поведение системы при приближении к эквивалентному соотношению реагентов. Верхняя граница 80 г/дм³ (24 % избытка) принята как технологически и экономически обоснованный предел, так как дальнейшее повышение концентрации не приводит к значимому росту извлечения (при 80 г/дм³ достигается практически 100 %), но увеличивает расход реагента.

В области максимальных значений концентрации наблюдается наиболее выраженная интенсификация процесса, при которой уже в течение первых 15 мин достигается извлечение на уровне 78 %. Столь высокие показатели свидетельствуют о том, что при избытке 24 % комплексобразователя создаются оптимальные условия для эффективного протекания реакции и смещения равновесия в сторону образования растворимых форм. Совершенно иная картина фиксируется при снижении содержания винной кислоты до 20 г/дм³ (69 % недостатка). В этом случае кривая выщелачивания приобретает пологий характер, указывая на снижение интенсивности перехода сурьмы в раствор, а извлечение лимитируется значением 26 %. Подобная динамика служит доказательством того, что именно объем вводимого в систему комплексобразователя играет определяющую роль. При стехиометрическом недостатке винной кислоты имеющегося количества молекул реагента не хватает для полного охвата и связывания ионов сурьмы. Это приводит к преждевременной стабилизации системы и невозможности дальнейшего перевода металла в растворимое состояние, фактически останавливая процесс на ранних стадиях. Таким образом, поддержание высокой концентрации винной кислоты является необходимым условием для обеспечения полноты извлечения и предотвращения блокировки химического взаимодействия.

Для оценки роли концентрации азотной кислоты (рис. 3) серию экспериментов проводили в течение 100 мин при 60 °С. Содержание винной кислоты в данной системе поддерживалось на уровне 40 г/дм³.

Согласно результатам, отраженным на рис. 3, использование азотной кислоты высокой концентрации (6–7 моль/дм³) обеспечивает необходимые условия для взаимодействия на поверхности раздела фаз. В

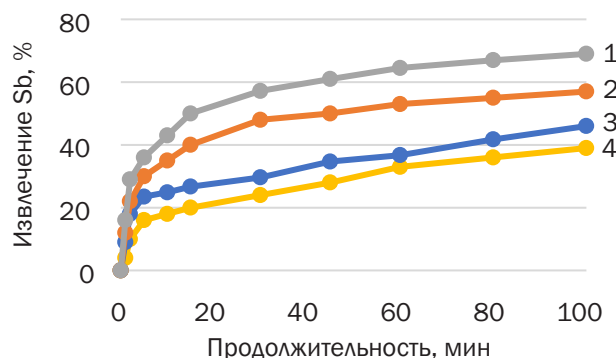


Рис. 3. Зависимость извлечения сурьмы от продолжительности при разной концентрации (моль/дм³) азотной кислоты: 1 – 7; 2 – 6; 3 – 5; 4 – 4

Fig. 3. Dependence of antimony extraction on duration at different concentrations of nitric acid: 1 – 7 mol/L; 2 – 6 mol/L; 3 – 5 mol/L; 4 – 4 mol/L

течение первых 15 мин фиксируется резкий прирост концентрации сурьмы в растворе, что обусловлено высокой плотностью потока окислителя к реакционной зоне. Это приводит к интенсивному разрушению кристаллической структуры стибнита за счет глубокого окисления сульфидной серы, что способствует быстрому высвобождению ионов металла. Таким образом, избыток реагента гарантирует беспрепятственное протекание окисления сульфидной серы и последующего комплексобразования сурьмы – процессов, необходимых для эффективного перевода минерала в растворимое состояние.

В дальнейшем наблюдается снижение интенсивности извлечения сурьмы и к 100-й минуте эксперимента в системе достигается 57–70 %. При снижении концентрации HNO₃ до 4–5 моль/дм³ интенсивность взаимодействия существенно падает. Создаваемой в этих условиях окислительной способности азотной кислоты уже недостаточно для разрушения кристаллической решетки стибнита. Это подтверждает, что для полноценной деструкции сульфидной основы требуется поддержание высокой активности азотной кислоты в течение всего цикла выщелачивания.

Частицы стибнита имеют сферическую морфологию и средний размер 74 мкм. В ходе взаимодействия стибнита с азотной кислотой на поверхности частиц образуется слой твердого продукта – элементной серы, уравнение (1), через который реагент должен диффундировать к непрореагировавшему ядру. Растрескивание частиц в процессе реакции отсутствует, что свидетельствует о

послойном протекании процесса от периферии к центру. Эти особенности указывают на гетерогенный характер процесса с четкой границей раздела фаз, что полностью соответствует геометрическим и физическим допущениям модели сжимающегося ядра [32]. Данная модель широко применяется для описания растворения сульфидных минералов в кислых средах, поэтому она была выбрана для анализа кинетики выщелачивания стибнита в азотнокислой среде. Модель описывает механизм, при котором зона химического взаимодействия перемещается от периферии к центру частицы, формируя инертный слой твердого продукта, а радиус непрореагировавшего ядра постепенно уменьшается во времени вплоть до полного завершения процесса. С использованием данной модели были оценены кинетические параметры растворения стибнита: кажущаяся энергия активации и порядки реакции по реагентам (винная и азотная кислоты).

Анализ коэффициентов корреляции показал, что уравнение, описывающее процесс

диффузии через слой продукта, демонстрирует наиболее высокую степень согласованности с экспериментальными данными во всем исследованном температурном диапазоне. Значения коэффициентов корреляции для данного уравнения превышают 0,91.

Величина кажущейся энергии активации перехода сурьмы в раствор была рассчитана графическим способом (рис. 4 а и 4 б). Согласно полученным расчетам, энергетический барьер, лимитирующий процесс азотнокислого выщелачивания сурьмы, составил 62,5 кДж/моль. Аналогичным методом с помощью графиков зависимости логарифма константы скорости от логарифма концентрации азотной кислоты и логарифма концентрации винной кислоты было рассчитаны значения порядков, которые составили по азотной кислоте 2,7, по винной – 2,3.

Как показано на рис. 4, экспериментальные точки для всех четырех температур (80, 70, 60 и 50 °С) хорошо описываются линейными зависимостями в координатах модели сжимающегося ядра. Коэффициенты детер-

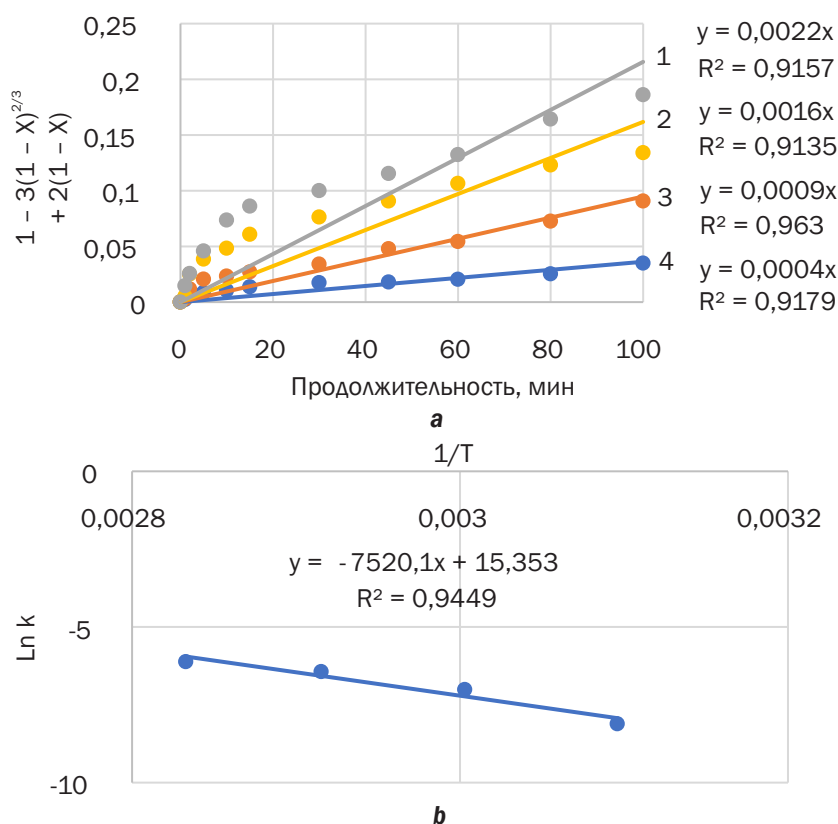


Рис. 4. Определение константы скорости (а); расчет энергии активации (б) при различных температурах: 1 – 80°С; 2 – 70°С; 3 – 60°С; 4 – 50°С

Fig. 4. Determination of the rate constant (a); calculation of the activation energy (b) at different temperatures: 1 – 80°С; 2 – 70°С; 3 – 60°С; 4 – 50°С

минации R^2 составляют 0,916, 0,914, 0,963 и 0,918 соответственно, что свидетельствует об адекватности полученных результатов. Незначительные отклонения отдельных точек лежат в пределах экспериментальной погрешности и не влияют на определение кинетических параметров. Процесс взаимодействия стибнита с азотной кислотой протекает последовательно: на начальном этапе образуется оксид сурьмы, который затем связывается с винной кислотой в растворимый комплекс – тартрат сурьмы.

Относительная погрешность эксперимента, оцененная по отклонению экспериментальных точек от аппроксимирующих прямых на рис. 4 а, составляет $\pm 4\%$ для условий 1 и 2 (80 и 70 °С). Разброс экспериментальных точек относительно проведенных прямых находится в пределах указанной погрешности и носит случайный характер, что допустимо для гетерогенных процессов выщелачивания сульфидного сырья.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

1. В результате проведенных исследований установлено, что определяющим фактором интенсификации процесса азотнокислотного выщелачивания стибнита является концентрация винной кислоты. Повышение содержания комплексобразователя до 80 г/дм³

обеспечивает эффективное связывание ионов сурьмы в растворимый тартратный комплекс $Sb_2(C_4H_4O_6)_3$ и позволяет достичь практически 100 % извлечения металла. Рост температуры и концентрации азотной кислоты оказывает положительное, но вторичное влияние, которое в полной мере проявляется только при достижении пороговой концентрации винной кислоты (65 г/дм³).

2. С применением модели сжимающегося ядра определены кинетические параметры выщелачивания сурьмы из стибнита: кажущаяся энергия активации (62,5 кДж/моль) и порядки реакции, которые составили по азотной кислоте 2,7, по винной – 2,3. На основании полученных результатов сделан вывод о том, что при данных условиях лимитирующей стадией процесса является химическая реакция.

3. Выведено обобщенное кинетическое уравнение процесса азотнокислотного выщелачивания сурьмы из стибнита:

$$1 - 3(1-X)^{2/3} + 2(1-X) = 17,62 C_{HNO_3}^{2,7} C_{C_4H_6O_6}^{2,3} e^{-62500/RT} t \quad (3)$$

4. Результаты данного исследования создают научно-техническую основу для разработки эффективной гидрометаллургической технологии переработки сурьмянистых концентратов.

Список источников

1. Wu Lewen, Tan Choon-Hong, Ye Xinyi. Applications of antimony in catalysis // ACS Organic and Inorganic Au. 2025. Vol. 5. Iss. 1. P. 13–25. <https://doi.org/10.1021/acsorginorgau.4c00072>. EDN: WXMIZX.
2. Dembele S., Akcil A., Panda S. Technological trends, emerging applications, and metallurgical strategies in antimony recovery from stibnite // Minerals Engineering. 2022. Vol. 175. P. 107304. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2021.107304>.
3. Beyer H., Metzger M., Sicklinger J., Wu X., Schwenke K.U., Gasteiger H.A. Antimony doped tin oxide–synthesis, characterization and application as cathode material in Li-O₂ cells: implications on the prospect of carbon-free cathodes for rechargeable lithium-air batteries // Journal of The Electrochemical Society. 2017. Vol. 164. Iss. 6. P. A1026–A1036. <https://doi.org/10.1149/2.0441706jes>. EDN: YJIGCA.
4. Moosavi-Khoonsari E., Mostaghel S., Siegmund A., Cloutier J.-P. A review on pyrometallurgical extraction of antimony from primary resources: current practices and evolving processes // Processes. 2022. Vol. 10. Iss. 8. P. 1590. <https://doi.org/10.3390/pr10081590>.
5. Ye Longgang, Tang Chaobo, Chen Yongming, Yang Shenghai, Yang J., Zhang W. One-step extraction of antimony from low-grade stibnite in sodium carbonate – sodium chloride binary molten salt // Journal of Cleaner Production. 2015. Vol. 93. P. 134–139. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2015.01.018>.
6. Li Yun, Chen Yongming, Xue Haotian, Tang Chaobo, Yang Shenghai, Tang Motang. One-step extraction of antimony in low temperature from stibnite concentrate using iron oxide as sulfur-fixing agent // Metals. 2016. Vol. 6. Iss. 7. P. 153. <https://doi.org/10.3390/met6070153>.
7. Guo Xue-yi, Xin Yun-tao, Wang Hao, Tian Qing-hua. Leaching kinetics of antimony-bearing complex sulfides ore in hydrochloric acid solution with ozone // Transactions of Nonferrous Metals Society of China. 2017. Vol. 27. Iss. 9. P. 2073–2081. [https://doi.org/10.1016/S1003-6326\(17\)60232-2](https://doi.org/10.1016/S1003-6326(17)60232-2).
8. Tian Qinghua, Wang Hengli, Xin Yuntao, Li Dong, Guo Xueyi. Ozonation leaching of a complex sulfidic antimony ore in hydrochloric acid solution // Hydrometallurgy. 2016. Vol. 159. P. 126–131. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2015.11.011>.

9. Copur M., Pekdemir T., Celik C., Colak S. Determination of the optimum conditions for the dissolution of stibnite in HCl solutions // *Industrial and Engineering Chemistry Research*. 1997. Vol. 36. Iss. 3. P. 682–687. <https://doi.org/10.1021/ie960258r>.
10. Copur M., Colak S., Yapici S. Solubility of stibnite ore in HCl solutions // *Industrial and Engineering Chemistry Research*. 1995. Vol. 34. Iss. 11. P. 682–687. <https://doi.org/10.1021/ie00038a040>.
11. Copur M., Yartasi A., Ozmetin C., Kosakerim M.M. Solubility of stibnite ore in HCl solutions saturated with Cl₂ gas // *Chemical and Biochemical Engineering Quarterly*. 2001. Vol. 15. Iss. 1. P. 25–28.
12. Zekavat M., Yoozbashizadeh H., Khodaei A. Leaching of antimony from stibnite ore in KOH solution for sodium pyroantimonate production: systematic optimization and kinetic study // *Thermodynamic Optimization of Critical Metals Processing and Recovery*. 2021. Vol. 73. P. 903–912. <https://doi.org/10.1007/s11837-020-04531-8>.
13. Aktas S., Cetiner B.N. Investigation of alkaline leaching parameters on stibnite concentrate // *Mining, Metallurgy and Exploration*. 2020. Vol. 37. Iss. 11. P. 1729–1739. <https://doi.org/10.1007/s42461-020-00266-x>.
14. Smincakova E., Raschman P. Leaching of natural stibnite using Na₂S and NaOH solutions // *International Journal of Energy Engineering*. 2011. Vol. 1. Iss. 2. P. 85–89. <https://doi.org/10.5963/IJEE0102006>.
15. Zhang Feiyu, Cui Yaru, He Xihong, Lv Chaofei, Li Linbo, Zhang Jinfeng, et al. Selective alkaline leaching of antimony from Low-grade refractory gold ores and process optimization // *Minerals Engineering*. 2023. Vol. 201. P. 108198. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2023.108198>.
16. Rahimian M., Alamdari E.K., Firoozi S. Kinetic investigation of dissolution of Sb₂S₃ in Na₂S and NaOH alkaline media // *Mining Metallurgy and Exploration*. 2025. Vol. 2025. P. 3919–3931. <https://doi.org/10.1007/s42461-025-01357-3>.
17. Wang Can, Xia Jin-Lan, Liu Hong-Chang, Zhou Yu-Hang, Nie Zhen-Yuan, Chen Lu, et al. Enhancement mechanism of stibnite dissolution mediated by *Acidithiobacillus ferrooxidans* under extremely acidic condition // *International Journal of Molecular Sciences*. 2022. Vol. 23. Iss. 7. P. 3580. <https://doi.org/10.3390/ijms23073580>.
18. Zheng Xing-fu, Xia Jin-lan, Nie Zhen-yuan, Cao Hong-peng, Hu Rui-Jia, Liang Yu-ting, et al. The promotion effect of FeS₂ on Sb₂S₃ bioleaching and Sb speciation transformation // *Frontiers in Microbiology*. 2025. Vol. 16. P. 1475572. <https://doi.org/10.3389/fmicb.2025.1475572>.
19. Loni P.C., Wu Mengxiaojun, Wang Weiqi, Wang Hongmei, Ma Liyuan, Liu Chaoyang, et al. Mechanism of microbial dissolution and oxidation of antimony in stibnite under ambient conditions // *Journal of Hazardous Materials*. 2019. Vol. 385. P. 121561. <https://doi.org/10.1016/j.jhazmat.2019.121561>.
20. Ye Longgang, Ouyang Zhen, Chen Yongming, Chen Yifeng. Ferric chloride leaching of antimony from stibnite // *Hydrometallurgy*. 2019. Vol. 186. P. 210–217. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2019.04.021>.
21. Bhatti M.A., Adnan A., Ahad A., Kazmi K.R., Akram A. Oxidative chlorination leaching of stibnite using acidic ferric chloride lixiviant // *Journal of the chemical society of Pakistan*. 2018. Vol. 40. Iss. 6. P. 1035–1045.
22. Agacayak T., Aras A. Leaching of chalcopyrite concentrate (CuFeS₂) in nitric acid (HNO₃) solution // *Academic Journal of Science*. 2013. Vol. 2. Iss. 1. P. 61–65.
23. Baba A.A., Kuranga I.A., Rafiu B.B., Adekola F. Quantitative leaching of a Nigerian chalcopyrite ore by nitric acid // *Bayero Journal of Pure and Applied Sciences*. 2014. Vol. 7. Iss. 2. P. 115–121. <http://doi.org/10.4314/bajopas.v7i2.20>.
24. Tsogtkhangai D., Mamyachenkov S.V., Anisimova O.S., Naboichenko S.S. Kinetics of leaching of copper concentrates by nitric acid // *Russian Journal of Non-Ferrous Metals*. 2011. Vol. 52. Iss. 6. P. 469–472. <https://doi.org/10.3103/S1067821211060162>.
25. Rogozhnikov D., Karimov K., Shoppert A., Dizer O., Naboichenko S. Kinetics and mechanism of arsenopyrite leaching in nitric acid solutions in the presence of pyrite and Fe(III) ions // *Hydrometallurgy*. 2021. Vol. 199. P. 105525. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2020.105525>. EDN: GVVQRN.
26. Karimov K.A., Rogozhnikov D.A., Kuzas E.A., Shoppert A.A. Leaching kinetics of arsenic sulfide-containing materials by copper sulfate solution // *Metals*. 2020. Vol. 10. Iss. 1. P. 7. <https://doi.org/10.3390/met10010007>.
27. Karimov K., Rogozhnikov D., Kuzas E., Dizer O., Golovkin D., Tretiak M. Deposition of arsenic from nitric acid leaching solutions of gold-arsenic sulphide concentrates // *Metals*. 2021. Vol. 11. Iss. 6. P. 889. <https://doi.org/10.3390/met11060889>. EDN: MDEECU.
28. Давиденко П.С., Трошкин А.М., Мельников Ю.Т. Кинетика взаимодействия сульфида сурьмы с раствором азотной кислоты // *Известия вузов. Цветная металлургия*. 2006. № 1. С. 24–27. EDN: JWRHIV.
29. Куликова Д.И., Куликова Д.М., Шапник М.С. Изучение комплексобразования сурьмы (III) с винной кислотой // *Вестник Казанского технологического университета*. 2007. № 3-4. С. 7–12. EDN: IJWANR.
30. Шабданова Э.А. Использование органических оксикислот в процессах выщелачивания и комплексирования металлов // *Известия Вузов (Кыргызстан)*. 2015. № 2. С. 95–102. EDN: UDUXNP.
31. Tzeferis P.G., Agatzini-Leonardou S. Leaching of nickel and iron from Greek non-sulphide nickeliferous ores by organic acids // *Hydrometallurgy*. 1994. Vol. 36. Iss. 3. P. 345–360. [https://doi.org/10.1016/0304-386X\(94\)90031-0](https://doi.org/10.1016/0304-386X(94)90031-0).
32. Levenspiel O. *Chemical reaction engineering*. New York: Wiley, 1999. 688 p.

References

1. Wu Lewen, Tan Choon-Hong, Ye Xinyi. Applications of antimony in catalysis. *ACS Organic and Inorganic Au*. 2025;5(1):13-25. <https://doi.org/10.1021/acsorginorgau.4c00072>. EDN: WXMIZX.
2. Dembele S., Akcila A., Panda S. Technological trends, emerging applications, and metallurgical strategies in antimony recovery from stibnite. *Minerals Engineering*. 2022;175:107304. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2021.107304>.

3. Beyer H., Metzger M., Sicklinger J., Wu X., Schwenke K.U., Gasteiger H.A. Antimony doped tin oxide–synthesis, characterization and application as cathode material in Li-O₂ cells: implications on the prospect of carbon-free cathodes for rechargeable lithium-air batteries. *Journal of The Electrochemical Society*. 2017;164(6):A1026-A1036. <https://doi.org/10.1149/2.0441706jes>. EDN: YJIGCA.
4. Moosavi-Khoonsari E., Mostaghel S., Siegmund A., Cloutier J.-P. A review on pyrometallurgical extraction of antimony from primary resources: current practices and evolving processes. *Processes*. 2022;10(8):1590. <https://doi.org/10.3390/pr10081590>.
5. Ye Longgang, Tang Chaobo, Chen Yongming, Yang Shenghai, Yang J., Zhang W. One-step extraction of antimony from low-grade stibnite in sodium carbonate – sodium chloride binary molten salt. *Journal of Cleaner Production*. 2015;93:134-139. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2015.01.018>.
6. Li Yun, Chen Yongming, Xue Haotian, Tang Chaobo, Yang Shenghai, Tang Motang. One-step extraction of antimony in low temperature from stibnite concentrate using iron oxide as sulfur-fixing agent. *Metals*. 2016;6(7):153. <https://doi.org/10.3390/met6070153>.
7. Guo Xue-yi, Xin Yun-tao, Wang Hao, Tian Qing-hua. Leaching kinetics of antimony-bearing complex sulfides ore in hydrochloric acid solution with ozone. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*. 2017;27(9):2073-2081. [https://doi.org/10.1016/S1003-6326\(17\)60232-2](https://doi.org/10.1016/S1003-6326(17)60232-2).
8. Tian Qinghua, Wang Hengli, Xin Yuntao, Li Dong, Guo Xueyi. Ozonation leaching of a complex sulfidic antimony ore in hydrochloric acid solution. *Hydrometallurgy*. 2016;159:126-131. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2015.11.011>.
9. Copur M., Pekdemir T., Celik C., Colak S. Determination of the optimum conditions for the dissolution of stibnite in HCl solutions. *Industrial and Engineering Chemistry Research*. 1997;36(3):682-687. <https://doi.org/10.1021/ie960258r>.
10. Copur M., Colak S., Yapici S. Solubility of stibnite ore in HCl solutions. *Industrial and Engineering Chemistry Research*. 1995;34(11):682-687. <https://doi.org/10.1021/ie00038a040>.
11. Copur M., Yartasi A., Ozmetin C., Kosakerim M.M. Solubility of stibnite ore in HCl solutions saturated with Cl₂ gas. *Chemical and Biochemical Engineering Quarterly*. 2001;15(1):25-28.
12. Zekavat M., Yoozbashizadeh H., Khodaei A. Leaching of antimony from stibnite ore in KOH solution for sodium pyroantimonate production: systematic optimization and kinetic study. *Thermodynamic Optimization of Critical Metals Processing and Recovery*. 2021;73:903-912. <https://doi.org/10.1007/s11837-020-04531-8>.
13. Aktas S., Cetiner B.N. Investigation of alkaline leaching parameters on stibnite concentrate. *Mining, Metallurgy and Exploration*. 2020;37(11):1729-1739. <https://doi.org/10.1007/s42461-020-00266-x>.
14. Smincakova E., Raschman P. Leaching of natural stibnite using Na₂S and NaOH solutions. *International Journal of Energy Engineering*. 2011;1(2):85-89. <https://doi.org/10.5963/IJEE0102006>.
15. Zhang Feiyu, Cui Yaru, He Xihong, Lv Chaoferi, Li Linbo, Zhang Jinfeng, et al. Selective alkaline leaching of antimony from Low-grade refractory gold ores and process optimization. *Minerals Engineering*. 2023;201:108198. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2023.108198>.
16. Rahimian M., Alamdari E.K., Firoozi S. Kinetic Investigation of dissolution of Sb₂S₃ in Na₂S and NaOH alkaline media // *Mining Metallurgy and Exploration*. 2025. Vol. 2025. P. 3919–3931. <https://doi.org/10.1007/s42461-025-01357-3>.
17. Wang Can, Xia Jin-Lan, Liu Hong-Chang, Zhou Yu-Hang, Nie Zhen-Yuan, Chen Lu, et al. Enhancement mechanism of stibnite dissolution mediated by Acidithiobacillus ferrooxidans under extremely acidic condition. *International Journal of Molecular Sciences*. 2022;23(7):3580. <https://doi.org/10.3390/ijms23073580>.
18. Zheng Xing-fu, Xia Jin-lan, Nie Zhen-yuan, Cao Hong-peng, Hu Rui-Jia, Liang Yu-ting, et al. The promotion effect of FeS₂ on Sb₂S₃ bioleaching and Sb speciation transformation. *Frontiers in Microbiology*. 2025;16:1475572. <https://doi.org/10.3389/fmicb.2025.1475572>.
19. Loni P.C., Wu Mengxiaojun, Wang Weiqi, Wang Hongmei, Ma Liyuan, Liu Chaoyang, et al. Mechanism of microbial dissolution and oxidation of antimony in stibnite under ambient conditions. *Journal of Hazardous Materials*. 2019;385:121561. <https://doi.org/10.1016/j.jhazmat.2019.121561>.
20. Ye Longgang, Ouyang Zhen, Chen Yongming, Chen Yifeng. Ferric chloride leaching of antimony from stibnite. *Hydrometallurgy*. 2019;186:210-217. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2019.04.021>.
21. Bhatti M.A., Adnan A., Ahad A., Kazmi K.R., Akram A. Oxidative chlorination leaching of stibnite using acidic ferric chloride lixiviant. *Journal of the chemical society of Pakistan*. 2018;40(6):1035-1045.
22. Agacayak T., Aras A. Leaching of chalcopyrite concentrate (CuFeS₂) in nitric acid (HNO₃) solution. *Academic Journal of Science*. 2013;2(1):61-65.
23. Baba A.A., Kuranga I.A., Rafiu B.B., Adekola F. Quantitative leaching of a Nigerian chalcopyrite ore by nitric acid. *Bayero Journal of Pure and Applied Sciences*. 2014;7(2):115-121. <http://doi.org/10.4314/bajopas.v7i2.20>.
24. Tsogtkhangai D., Mamyachenkov S.V., Anisimova O.S., Naboichenko S.S. Kinetics of leaching of copper concentrates by nitric acid. *Russian Journal of Non-Ferrous Metals*. 2011;52(6):469-472. <https://doi.org/10.3103/S1067821211060162>.
25. Rogozhnikov D., Karimov K., Shoppert A., Dizer O., Naboichenko S. Kinetics and mechanism of arsenopyrite leaching in nitric acid solutions in the presence of pyrite and Fe(III) ions. *Hydrometallurgy*. 2021;199:105525. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2020.105525>. EDN: GVVQRN.
26. Karimov K.A., Rogozhnikov D.A., Kuzas E.A., Shoppert A.A. Leaching kinetics of arsenic sulfide-containing materials by copper sulfate solution. *Metals*. 2020;10(1):7. <https://doi.org/10.3390/met10010007>.
27. Karimov K., Rogozhnikov D., Kuzas E., Dizer O., Golovkin D., Tretiak M. Deposition of arsenic from nitric acid leaching solutions of gold-arsenic sulphide concentrates. *Metals*. 2021;11(6):889. <https://doi.org/10.3390/met11060889>. EDN: MDEECU.

28. Davidenko P.S., Troshkin A.M., Melnikov Yu.T. Kinetics of interaction of antimony sulfide with nitric acid solution. *Izvestiya. Non-Ferrous Metallurgy*. 2006;1:24-27. (In Russ.). EDN: JWRHIV.
29. Kulikova D.I., Kulikova D.M., Shapnik M.C. Study of antimony (III) and tartaric acid complex formation. *Vestnik Kazanskogo tekhnologicheskogo universiteta*. 2007;3-4:7-12. (In Russ.). EDN: IJWANR.
30. Shabdanova E.A. Use of organic hydroxy acids and leaching processes in metal chelation. *Izvestiya Vuzov (Kyrgyzstan)*. 2015;2:95-102. (In Russ.). EDN: UDUXNP.
31. Tzeferis P.G., Agatzini-Leonardou S. Leaching of nickel and iron from Greek non-sulphide nickeliferous ores by organic acids. *Hydrometallurgy*. 1994;36(3):345-360. [https://doi.org/10.1016/0304-386X\(94\)90031-0](https://doi.org/10.1016/0304-386X(94)90031-0).
32. Levenspiel O. *Chemical reaction engineering*. New York: Wiley; 1999, 688 p.

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Дизер Олег Анатольевич,

кандидат технических наук,
старший научный сотрудник,
Научная лаборатория перспективных технологий
комплексной переработки минерального
и техногенного сырья цветных и черных металлов,
Уральский федеральный университет имени
первого Президента России Б.Н. Ельцина,
620002, Российская Федерация,
г. Екатеринбург, ул. Мира, 19
✉ oleg.dizer@urfu.ru
<https://orcid.org/0000-0001-7705-0864>

Шкляев Юрий,

инженер-исследователь,
Научная лаборатория перспективных технологий
комплексной переработки минерального
и техногенного сырья цветных и черных металлов,
Уральский федеральный университет имени
первого Президента России Б.Н. Ельцина,
620002, Российская Федерация,
г. Екатеринбург, ул. Мира, 19
iushklyayev@urfu.ru
<https://orcid.org/0009-0001-4220-4330>

Головкин Дмитрий Игоревич,

кандидат технических наук,
научный сотрудник,
Научная лаборатория перспективных технологий
комплексной переработки минерального
и техногенного сырья цветных и черных металлов,
Уральский федеральный университет имени
первого Президента России Б.Н. Ельцина,
620002, Российская Федерация,
г. Екатеринбург, ул. Мира, 19
dmitry.golovkin@urfu.ru
<https://orcid.org/0000-0001-6308-4086>

Каримов Кирилл Ахтямович,

кандидат технических наук,
старший научный сотрудник,
Научная лаборатория перспективных технологий
комплексной переработки минерального
и техногенного сырья цветных и черных металлов,
Уральский федеральный университет имени
первого Президента России Б.Н. Ельцина,
620002, Российская Федерация,
г. Екатеринбург, ул. Мира, 19
k.a.karimov@urfu.ru
<https://orcid.org/0000-0003-1415-4484>

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

Oleg A. Dizer,

Cand. Sci (Eng.),
Senior Researcher,
Scientific Laboratory of Advanced Technologies for
Complex Processing of Mineral and Man-Made Raw
Materials of Non-Ferrous and Ferrous Metals,
Ural Federal University named after
the first President of Russia B.N. Yeltsin,
19 Mira street, Yekaterinburg 620002,
Russian Federation
✉ oleg.dizer@urfu.ru
<https://orcid.org/0000-0001-7705-0864>

Yurii Shklyayev,

Research Engineer,
Scientific Laboratory of Advanced Technologies for
Complex Processing of Mineral and Man-Made Raw
Materials of Non-Ferrous and Ferrous Metals,
Ural Federal University named after
the first President of Russia B.N. Yeltsin,
19 Mira street, Yekaterinburg 620002,
Russian Federation
iushklyayev@urfu.ru
<https://orcid.org/0009-0001-4220-4330>

Dmitry I. Golovkin,

Cand. Sci (Eng.),
Research Associate,
Scientific Laboratory of Advanced Technologies for
Complex Processing of Mineral and Man-Made Raw
Materials of Non-Ferrous and Ferrous Metals,
Ural Federal University named after
the first President of Russia B.N. Yeltsin,
19 Mira street, Yekaterinburg 620002,
Russian Federation
dmitry.golovkin@urfu.ru
<https://orcid.org/0000-0001-6308-4086>

Kirill A. Karimov,

Cand. Sci (Eng.),
Senior Researcher,
Scientific Laboratory of Advanced Technologies for
Complex Processing of Mineral and Man-Made Raw
Materials of Non-Ferrous and Ferrous Metals,
Ural Federal University named after
the first President of Russia B.N. Yeltsin,
19 Mira street, Yekaterinburg 620002,
Russian Federation
k.a.karimov@urfu.ru
<https://orcid.org/0000-0003-1415-4484>

Рогожников Денис Александрович,

доктор технических наук, доцент,
заведующий лабораторией,
Научная лаборатория перспективных технологий
комплексной переработки минерального
и техногенного сырья цветных и черных металлов,
Уральский федеральный университет имени
первого Президента России Б.Н. Ельцина,
620002, Российская Федерация,
г. Екатеринбург, ул. Мира, 19
darogozhnikov@urfu.ru
<https://orcid.org/0000-0002-5940-040X>

Denis A. Rogozhnikov,

Dr. Sci. (Eng.), Associate Professor,
Head of the Laboratory,
Scientific Laboratory of Advanced Technologies for
Complex Processing of Mineral and Man-Made Raw
Materials of Non-Ferrous and Ferrous Metals,
Ural Federal University named after
the first President of Russia B.N. Yeltsin,
19 Mira street, Yekaterinburg 620002,
Russian Federation
darogozhnikov@urfu.ru
<https://orcid.org/0000-0002-5940-040X>

Заявленный вклад авторов

Все авторы сделали эквивалентный вклад в подготов-
ку публикации.

Authors' contribution

The authors contributed equally to this article.

Конфликт интересов

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

Conflict of interests

The authors declare no conflict of interests.

*Все авторы прочитали и одобрили окончательный ва-
риант рукописи.*

*The final manuscript has been read and approved by all
the co-authors.*

Информация о статье

Статья поступила в редакцию 03.12.2025 г.; одобре-
на после рецензирования 29.01.2026 г.; принята к
публикации 12.02.2026 г.

Information about the article

The article was submitted 03.12.2025; approved
after reviewing 29.01.2026; accepted for publication
12.02.2026.