

УДК 669.2/.8

<https://doi.org/10.17073/0021-3438-2025-3-44-53>

Научная статья

Research article



Исследование азотно-кислотного растворения стибнита с добавлением винной кислоты

О.А. Дизер, Д.И. Головкин, Ю.Е. Шкляев, Д.А. Рогожников

Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина
Россия, 620002, г. Екатеринбург, ул. Мира, 19

✉ Олег Анатольевич Дизер (oleg.dizer@yandex.ru)

Аннотация: Работа посвящена изучению процесса азотно-кислотного выщелачивания стибнита с добавлением винной кислоты, выполняющей функцию комплексообразующего агента. Предлагаемый способ переработки стибнита обладает высокой актуальностью, поскольку сурьма широко используется в промышленности – от электроники до применения в качестве легирующих добавок. В ходе термодинамического анализа выявлено, что в процессе азотно-кислотного растворения стибнита неизбежно образуются оксиды сурьмы, что приводит к существенному снижению извлечения целевого металла в раствор. Для того чтобы снизить эти потери и повысить эффективность процесса, в качестве добавки предложено использовать винную кислоту. Исследования показали, что она способствует образованию стабильных комплексов с ионами сурьмы, что позволяет сохранить металл в растворе и минимизировать риск осаждения оксидов. С использованием математического планирования эксперимента установлено, что массовое соотношение винной кислоты к сурьме, а также концентрация азотной кислоты оказывают большее влияние на эффективность процесса выщелачивания, чем температура и продолжительность процесса. Определены оптимальные условия для достижения максимального значения извлечения сурьмы в раствор – 87 %: температура 35 °С, концентрация азотной кислоты 5 моль/дм³, время выщелачивания 45 мин и массовое соотношение винной кислоты к сурьме 4,5 : 1,0.

Ключевые слова: стибнит, сурьма, выщелачивание, азотная кислота, винная кислота, оптимальные параметры.

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

Для цитирования: Дизер О.А., Головкин Д.И., Шкляев Ю.Е., Рогожников Д.А. Исследование азотно-кислотного растворения стибнита с добавлением винной кислоты. *Известия вузов. Цветная металлургия.* 2025;31(3):44–53.

<https://doi.org/10.17073/0021-3438-2025-3-44-53>

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

O.A. Dizer, D.I. Golovkin, Yu.E. Shklyayev, D.A. Rogozhnikov

Ural Federal University n.a. the First President of Russia B.N. Yeltsin
19 Mira Str., Ekaterinburg 620002, Russia

✉ Oleg A. Dizer (oleg.dizer@yandex.ru)

Abstract: This study explores the nitric acid leaching of stibnite in the presence of tartaric acid, which acts as a complexing agent. The proposed approach is of considerable interest, as antimony is widely used across industries, from electronics to alloying applications. Thermodynamic analysis showed that nitric acid dissolution of stibnite inevitably leads to the formation of antimony oxides, which markedly reduces the extraction of the target metal into solution. To counteract these losses and enhance process efficiency, tartaric acid was introduced as an additive. The results demonstrated that tartaric acid promotes the formation of stable complexes with antimony ions, thereby retaining the metal in solution and minimizing the risk of oxide precipitation. Experimental design analysis revealed that the mass ratio of tartaric acid to antimony and the nitric acid concentration exert a stronger influence on leaching efficiency than temperature and leaching duration. Optimal

conditions were established, achieving an antimony extraction of 87 %: temperature 35 °C, nitric acid concentration 5 mol/dm³, leaching time 45 min, and a tartaric acid-to-antimony mass ratio of 4.5 : 1.0.

Keywords: stibnite, antimony, leaching, nitric acid, tartaric acid, optimal parameters.

Acknowledgments: 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., Golovkin D.I., Shklyayev Yu.E., Rogozhnikov D.A. Investigation of nitric acid dissolution of stibnite in the presence of tartaric acid. *Izvestiya. Non-Ferrous Metallurgy*. 2025;31(3):44–53. <https://doi.org/10.17073/0021-3438-2025-3-44-53>

Введение

Сурьма, являющаяся ключевым компонентом в различных промышленных отраслях, продолжает оставаться востребованным металлом благодаря своим уникальным физико-химическим свойствам [1; 2]. Она находит применение в производстве огнестойких материалов, свинцово-кислотных аккумуляторов, полупроводниковых устройств, а также в качестве легирующей добавки в металлургии. Основным источником сурьмы служит минерал стибнит (Sb_2S_3). Однако эффективное извлечение сурьмы из него сопряжено с рядом технологических и экологических сложностей [3–8], что стимулирует поиск инновационных методов переработки данного сырья [9–14].

Одним из альтернативных подходов к извлечению сурьмы является азотно-кислотное выщелачивание [15–20]. Однако, несмотря на его преимущества, имеются и недостатки, такие как низкая скорость реакций и образование труднорастворимых соединений. Одним из перспективных направлений оптимизации кислотного выщелачивания является введение в систему органических комплексообразователей, способных стабилизировать ионы металлов в растворе, предотвращая их преждевременное осаждение. В данном контексте особый интерес представляет винная кислота ($\text{C}_4\text{H}_6\text{O}_6$) [21; 22] Ее молекулы образуют устойчивые комплексы с катионами металлов, включая сурьму, что может способствовать увеличению степени извлечения и селективности процесса.

Исследования в этой области демонстрируют успешное применение органических кислот в гидрометаллургических процессах. Например, лимонная и щавелевая кислоты использовались для улучшения выщелачивания оксидных и сульфидных руд никеля, меди и цинка [23–26]. Однако в случае сурьмы, особенно в сочетании с азотной кислотой, подобные работы немногочисленны. Большинство существующих исследований сосредоточено на моноагентных системах или комби-

нациях неорганических кислот, тогда как синергетический эффект от введения винной кислоты в HNO_3 -среду изучен недостаточно. Это определяет актуальность настоящей работы, направленной на изучение влияния температуры, концентрации азотной кислоты, продолжительности и количества винной кислоты на эффективность азотно-кислотного растворения стибнита. Также были определены оптимальные условия для максимального извлечения сурьмы.

Результаты данного исследования могут внести вклад в разработку более эффективных и устойчивых методов переработки сырья, содержащего сурьму, что, в свою очередь, будет способствовать более рациональному использованию природных ресурсов и снижению экологической нагрузки.

Методика эксперимента

Материалы, оборудование и методы исследования

Химический анализ стибнита проводили путем полного растворения навески материала (0,2–0,3 г) в микроволновой системе пробоподготовки PreeKem M3 (PreeKem, Китай) с последующим анализом на оптико-эмиссионном спектрометре с индуктивно-связанной плазмой EXPEC 6500 (Focused Photonics Inc., Китай), на котором также исследовали состав растворов выщелачивания.

Фазовый анализ исходного материала (рис. 1) и нерастворенного остатка выщелачивания осуществляли на дифрактометре XRD 7000 Maxima (Shimadzu Corp., Tokyo, Japan).

В качестве основного материала при проведении исследований использовали природный экземпляр стибнита (Sb_2S_3). Минерал измельчали в планетарной мельнице Pulverisette 6 (FRITSCH GmbH, Германия), просеивали на лабораторных ситах для получения рабочей фракции –56 мкм. Все остальные реагенты были аналитической чистоты.

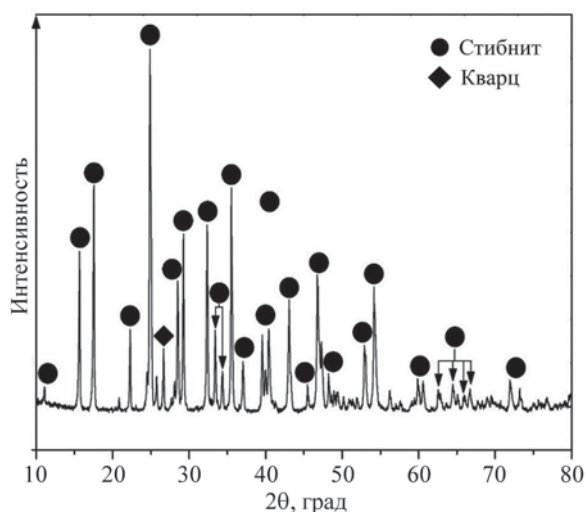


Рис. 1. Фазовый состав стибнита

Fig. 1. Phase composition of stibnite

Эксперименты по азотно-кислотному выщелачиванию стибнита проводили в лабораторных условиях с использованием реактора Lenz Minni-60 (Lenz Laborglas GmbH, Германия) емкостью 500 мл. Предварительный нагрев рабочего раствора до заданной температуры осуществляли с помощью высокоточного термостата Huber Kiss K6 (Peter Huber Kältemaschinenbau, Германия). После термостатирования в реакторную систему погружали навеску минерала. Гомогенизацию пульпы достигали за счет применения мешалки с верхним приводом ИКА Eurostar 20 digital (ИКА-Werke GmbH, Германия).

По завершении реакции проводили вакуумную фильтрацию пульпы через воронку Бюхнера. Полученный раствор анализировали методом оптико-эмиссионной спектроскопии с индуктивно-связанной плазмой на содержание сурьмы. Нерастворенный остаток последовательно промывали дистиллированной водой, после чего подвергали конвекционной сушке при $t = 80\text{ }^\circ\text{C}$ до получения постоянной массы.

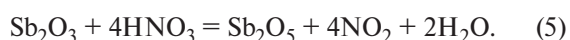
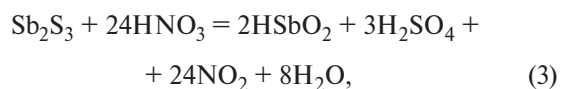
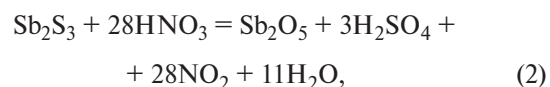
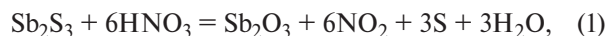
Термодинамические расчеты выполняли с помощью программы HSC Chemistry Software v. 9.5 (Metso Outotec Finland Oy, Tampere, Финляндия).

Результаты и их обсуждение

Термодинамика азотно-кислотного выщелачивания стибнита

Для установления возможности взаимодействия стибнита с раствором азотной кислоты были рассчитаны значения изменения энергии Гиббса

(ΔG) в диапазоне температур от 25 до 85 °С для следующих реакций:



Полученные результаты приведены в табл. 1. Установлено, что растворение стибнита в азотной кислоте может происходить различными путями: возможно образование как сложнорастворимых оксидов сурьмы (Sb_2O_3 , Sb_2O_5), так и сурьмяной кислоты (HSbO_2) по реакциям (1)–(3). В дальнейшем при взаимодействии сурьмяной кислоты и оксида сурьмы (III) с азотной кислотой оба соединения могут переходить в форму оксида сурьмы (V).

Диаграммы Пурбэ (Eh—pH) являются важным инструментом для предсказания термодинамической устойчивости различных химических соединений в водных растворах. Для анализа поведения соединений сурьмы при различных значениях pH и Eh была построена диаграмма Пурбэ для системы S—Sb—H₂O при температуре 25 °С (рис. 2, а), а для более точного прогнозирования образования продуктов азотно-кислотного выщелачивания стибнита — диаграмма распределения сурьмы (рис. 2, б), отображающая равновесное количество различных ее форм в изучаемых системах в зависимости от расхода азотной кислоты.

Таблица 1. Результаты расчета изменения энергии Гиббса для реакций (1)–(5)

Table 1. Gibbs free energy change (ΔG) for reactions (1)–(5)

Реакция	ΔG , кДж/моль				
	25 °С	40 °С	55 °С	70 °С	85 °С
(1)	–344	–355	–367	–378	–389
(2)	–1630	–1683	–1735	–1787	–1839
(3)	–1411	–1455	–1498	–1541	–1583
(4)	–219	–228	–237	–246	–255
(5)	–168	–175	–182	–189	–196

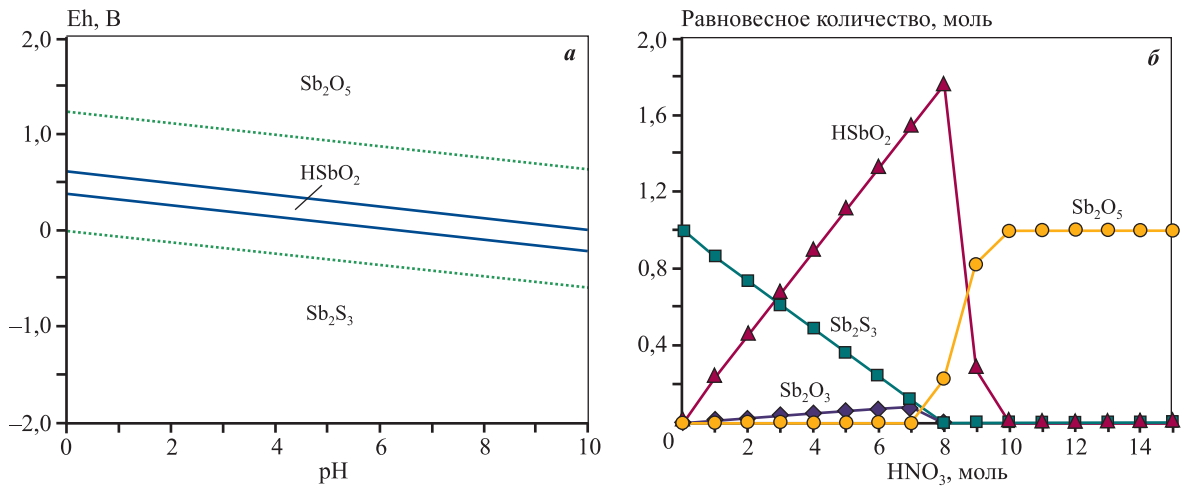


Рис. 2. Диаграмма Eh–pH для системы S–Sb–H₂O (а), диаграмма равновесного распределения соединений сурьмы при азотно-кислотном выщелачивании стибнита (б)

Fig. 2. Eh–pH diagram for the S–Sb–H₂O system (а), equilibrium distribution diagram of antimony species during nitric acid leaching of stibnite (б)

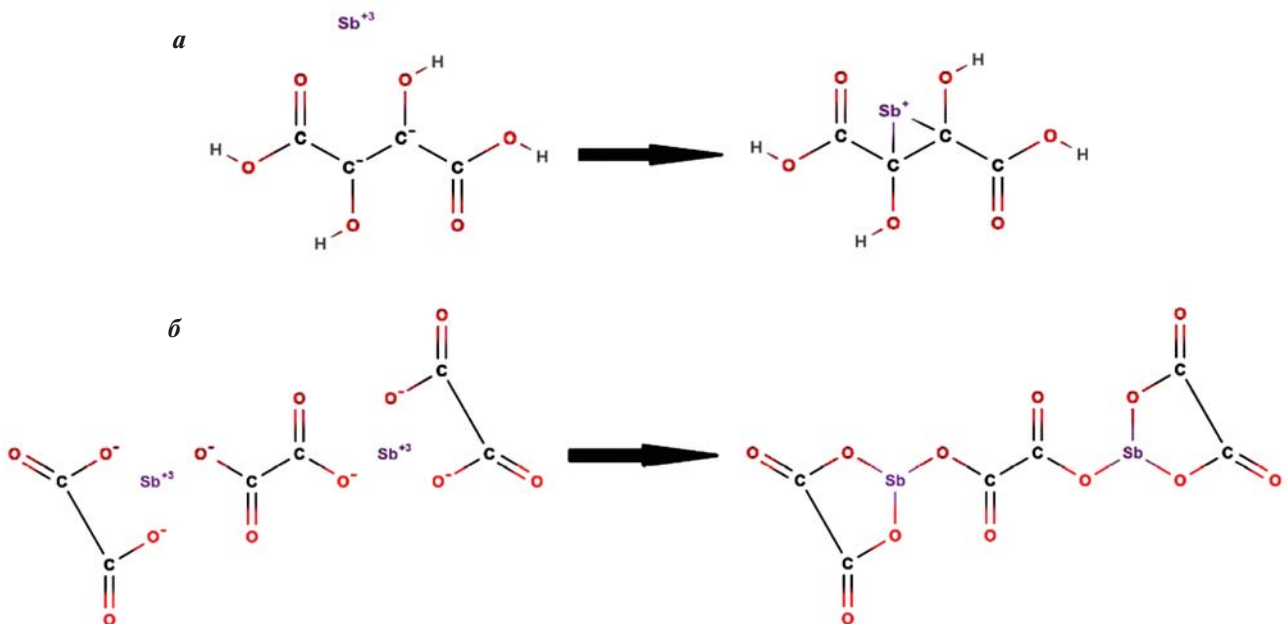


Рис. 3. Схема взаимодействия сурьмы с винной (а) и щавелевой (б) кислотами

Fig. 3. Interaction schemes of antimony with tartaric acid (а) and oxalic acid (б)

Диаграмма Пурбэ (рис. 2, а) показывает, что в кислой среде при достижении потенциала около $-0,4$ В начинается растворение стибнита с образованием сурьмяной кислоты (HSbO₂). Дальнейшее изменение окислительного потенциала до $-0,61$ В приводит к переходу HSbO₂ в оксид сурьмы (V), что свидетельствует о более полном ее окислении. Эти переходы подтверждаются расчетами изменения энергии Гиббса для соответствующих реакций (3) и (4).

Диаграмма равновесного распределения соеди-

нений сурьмы (см. рис. 2, б), в отличие от диаграммы Пурбэ, демонстрирует влияние расхода азотной кислоты (HNO₃) на состав продуктов растворения стибнита. Отмечается, что при начальном растворении наряду с HSbO₂ образуется и триоксид сурьмы. Повышение расхода азотной кислоты >7 М приводит к преимущественному нахождению сурьмы в форме Sb₂O₅. Это обусловлено тем, что при высокой концентрации HNO₃ окислительный потенциал среды существенно возрастает, обеспечивая дальнейшее окисление Sb(III) до

Sb(V). При концентрации азотной кислоты >8 М происходит практически полное окисление Sb_2O_3 и $HSbO_2$ до Sb_2O_5 .

По результатам проведенных термодинамических исследований можно отметить преимущественное образование оксидов сурьмы с их последующим осаждением в процессе азотно-кислотного выщелачивания. Для предотвращения потерь сурьмы и повышения эффективности процесса выщелачивания целесообразно рассмотреть влияние интенсифицирующих добавок, способствующих увеличению степени выщелачивания металла. Согласно литературным данным [22] наиболее эффективными комплексообразующими добавками являются щавелевая и винная кислоты, они способствуют образованию стабильных комплексов с сурьмой (рис. 3), что позволяет сохранить ее в растворе и минимизировать осаждение оксидов.

Исследование азотно-кислотного выщелачивания и определение оптимальных параметров ведения процесса

Для оценки влияния винной кислоты на растворение стибнита в растворе азотной кислоты проведены эксперименты в следующих условиях: концентрация азотной кислоты — 6 моль/дм³, Ж : Т = 6 : 1, продолжительность — 60 мин, температура — 50 °С, концентрации винной и щавелевой кислоты — по 50 г/дм³.

Как показано на рис. 4, в течение первых 2 мин в эксперименте без добавок извлечение сурьмы в раствор достигло 44 %, однако после этого снизилось до 13 %. Данный эффект, вероятно, связан с переходом сурьмы из сурьмяной кислоты ($HSbO_2$) в оксидную нерастворимую форму (Sb_2O_5) по реакции (4). Применение винной и щавелевой кислот положительно сказывается на растворении стибнита в азотной кислоте. Они сработали как комплексообразующие агенты, образовав стабильный комплекс с сурьмой и предотвратив ее переход в оксидную форму. Однако с использованием винной кислоты было достигнуто более высокое извлечение сурьмы (52 %), чем при применении щавелевой (45 %). Поэтому дальнейшие эксперименты проводили с добавкой винной кислоты.

Для поиска оптимальных параметров процесса азотно-кислотного выщелачивания антимонита с добавлением винной кислоты использовали метод математического планирования эксперимента. В качестве программного обеспечения был выбран пакет StatGraphics. Для исследования использовали ортогональную матрицу 2-го порядка, включа-

ющую 4 варьируемых параметра: температуру процесса (35 – 85 °С), концентрацию азотной кислоты (1 – 9 моль/дм³), продолжительность (10 – 70 мин) и массовое отношение винной кислоты к сурьме в стибните ($0,5$: $4,5$: $1,0$). Соотношение жидкого к твердому (Ж : Т) составляло 6 : 1 и поддерживалось постоянным во всех экспериментах.

На рис. 5 представлена диаграмма Парето для выщелачивания сурьмы в заданных условиях экс-

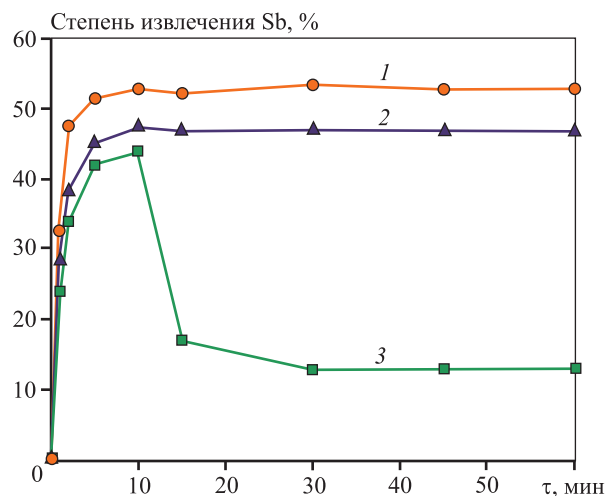


Рис. 4. Зависимость извлечения Sb от времени при азотно-кислотном выщелачивании с добавлением винной (1) и щавелевой (2) кислот, а также без добавок (3)

Fig. 4. Dependence of Sb extraction on time during nitric acid leaching with tartaric acid (1), oxalic acid (2), and without additives (3)

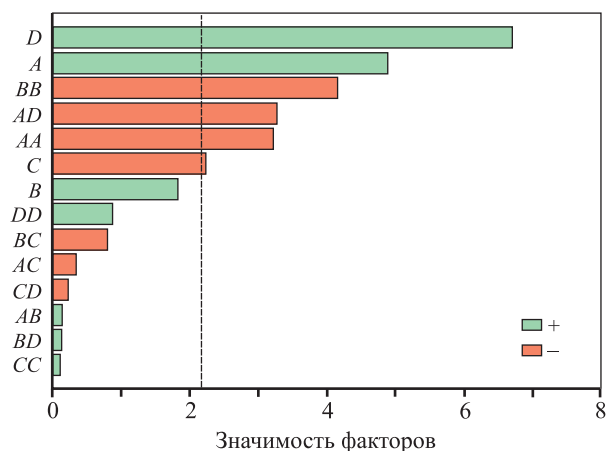


Рис. 5. Диаграмма Парето для изменяемых параметров азотно-кислотного выщелачивания стибнита D — соотношение винной кислоты к сурьме; A — концентрация азотной кислоты; C — температура; B — продолжительность

Fig. 5. Pareto chart for the parameters of nitric acid leaching of stibnite

D — tartaric acid-to-antimony ratio; A — nitric acid concentration; C — temperature; B — leaching duration

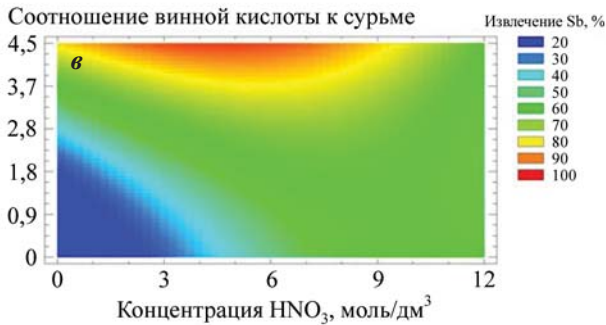
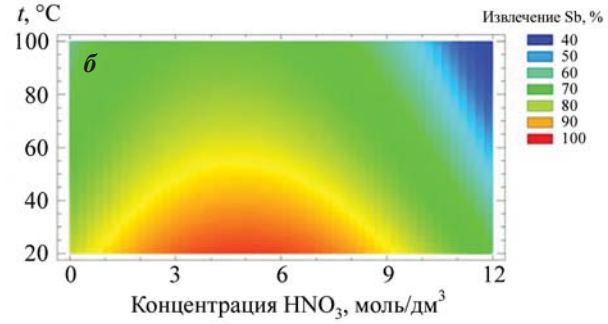
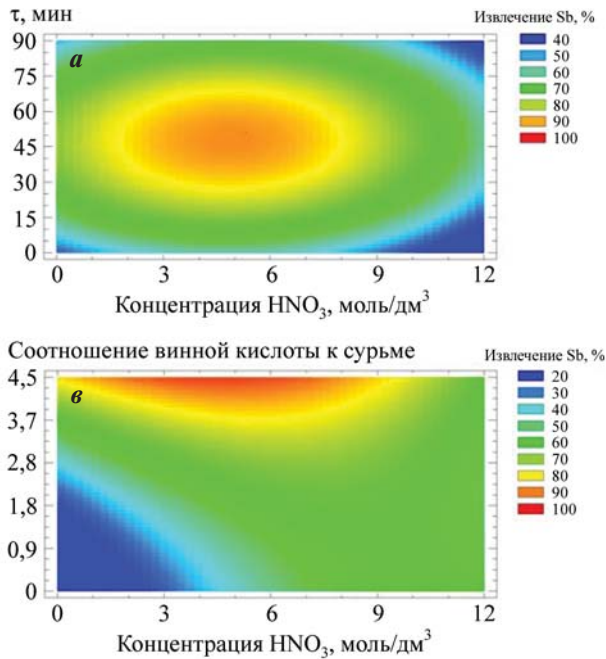


Рис. 6. Зависимость извлечения сурьмы от концентрации азотной кислоты (*a–в*), а также продолжительности (*a*), температуры (*б*) и соотношения винной кислоты к сурьме (*в*)

Fig. 6. Dependence of antimony extraction on nitric acid concentration (*a–в*), leaching duration (*a*), temperature (*б*), and tartaric acid-to-antimony ratio (*в*)

перимента. Исходя из приведенных данных можно сделать вывод о высокой степени статистической значимости соотношения винной кислоты к сурьме и концентрации азотной кислоты на выщелачивание сурьмы, а продолжительность процесса и температура являются менее статистически значимыми параметрами.

Диаграммы зависимости степени выщелачивания сурьмы от температуры, концентрации азотной кислоты, продолжительности процесса и массового отношения винной кислоты к сурьме в стибните представлены на рис. 6.

Как показано на рис. 6, для достижения максимального значения извлечения сурьмы из стибнита (более 85 %) необходимо придерживаться следующих условий: соотношение жидкого к твердому — 6 : 1, температура — 35 °С, концентрация азотной кислоты — 5 моль/дм³, продолжительность процесса — 45 мин и массовое отношение винной кислоты к сурьме 4,5 : 1,0. Регрессионное уравнение для выщелачивания сурьмы имеет вид

$$\begin{aligned} \text{Sb} = & -36,4551 + 13,2264A + 1,4411B - 0,0825433C + \\ & + 0,609196D - 0,631207A^2 + 0,00311979AB - \\ & - 0,0101319AC - 0,0722656AD - 0,0144331B^2 - \\ & - 0,00313426BC + 0,000390972BD + \\ & + 0,000639506C^2 - 0,00089537CD + 0,00306981D^2, \quad (6) \end{aligned}$$

где *A* — концентрация азотной кислоты, моль/дм³; *B* — продолжительность, мин; *C* — температу-

ра, °С; *D* — массовое отношение винной кислоты к сурьме. Адекватность выбранной модели и уравнения регрессии подтверждается полученным значением коэффициента корреляции, равным 0,92.

Для подтверждения установленных оптимальных параметров азотно-кислотного выщелачивания стибнита был проведен опыт в этих условиях.

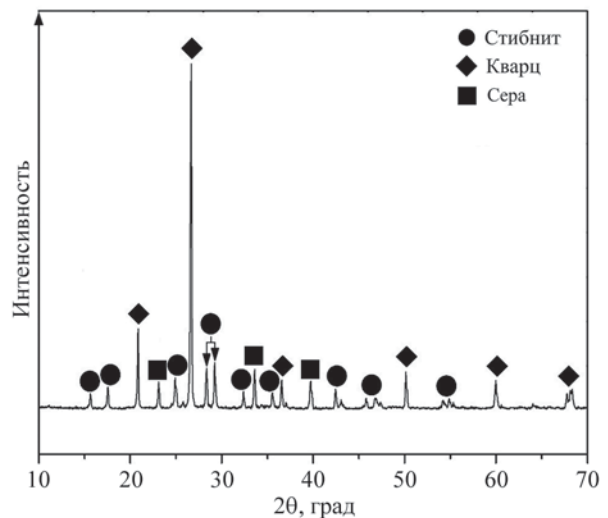


Рис. 7. Рентгенограмма нерастворенного остатка после азотно-кислотного выщелачивания стибнита с добавлением винной кислоты при оптимальных условиях

Fig. 7. XRD pattern of the leach residue after nitric acid leaching of stibnite with tartaric acid under optimal conditions

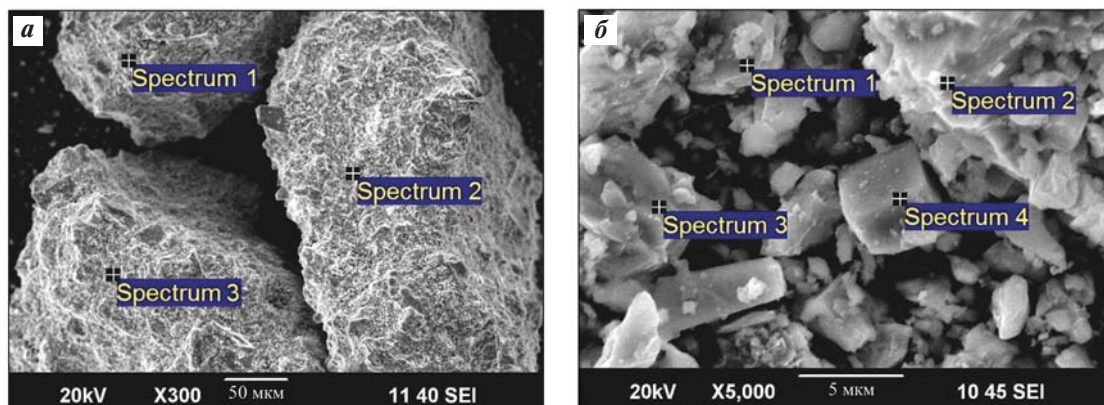


Рис. 8. SEM-изображения кека азотно-кислотного выщелачивания стибнита без винной кислоты (а) и при ее наличии (б)

Fig. 8. SEM images of the leach residue from nitric acid leaching of stibnite without tartaric acid (a) and with tartaric acid (b)

Таблица 2. Результаты исследования спектров кеков азотно-кислотного выщелачивания стибнита

Table 2. EDS analysis results of nitric acid leach residues of stibnite

Спектр	Содержание, %			Соединение
	О	Sb	S	
Без кислоты (см. рис. 8, а)				
1	15,1	56,6	28,3	$Sb_2O_5 + Sb_2S_3 + S^0$
2	17,5	55,3	27,2	$Sb_2O_5 + Sb_2S_3 + S^0$
3	16,4	57,2	26,4	$Sb_2O_5 + Sb_2S_3 + S^0$
С добавлением винной кислоты (см. рис. 8, б)				
1	—	48,6	51,4	$Sb_2S_3 + S^0$
2	—	44,8	55,2	$Sb_2S_3 + S^0$
3	—	54,3	45,7	$Sb_2S_3 + S^0$
4	—	67,1	32,9	$Sb_2S_3 + S^0$

В результате извлечение сурьмы составило 87 %, серы — 77 % (61 % от общего ее содержания в нерастворенном остатке находится в сульфидной форме, 39 % — в элементной). Рентгенограмма нерастворенного остатка представлена на рис. 7.

На рис. 8 приведены микрофотографии и результаты EDS-анализа в отдельных точках (табл. 2) нерастворенных остатков после азотно-кислотного выщелачивания (Ж : Т = 6 : 1, $t = 35^\circ C$, $[HNO_3] = 5$ моль/дм³, $\tau = 15$ мин) без винной кислоты и с ее добавлением (массовое отношение винной кислоты к сурьме — 4,5 : 1,0).

Микрофотографии, представленные на рис. 8, демонстрируют различия в составе нерастворенного остатка стибнита после азотно-кислотного выщелачивания в зависимости от добавления винной кислоты. В образце без нее (рис. 8, а) в осадке идентифицируются оксид сурьмы (Sb_2O_5), стибнит (Sb_2S_3) и элементная сера (S^0). В присутствии винной кислоты (рис. 8, б) состав осадка изменяется: доминируют непрореагировавший стибнит и сера, тогда как оксиды сурьмы не обнаруживаются. Это подтверждает, что винная кислота связывает ионы Sb в растворе, предотвращая их гидролиз и осаждение в виде оксидов.

Заключение

В ходе проведенных исследований по азотно-кислотному выщелачиванию стибнита с добавлением винной кислоты получены результаты, подтверждающие эффективность использования данного комплексообразователя для повышения степени извлечения сурьмы.

Термодинамические исследования показали, что в процессе прямого азотно-кислотного выщелачивания неизбежно происходит образование оксидов сурьмы, что приводит к потерям металла. Добавка в систему винной кислоты способствует образованию стабильных водорастворимых комплексов с сурьмой, что значительно снижает осаждение ее оксидов.

С помощью математического планирования эксперимента показано, что массовое соотношение винной кислоты к сурьме и концентрация азотной кислоты оказывают наиболее значимое

влияние на эффективность выщелачивания. Для достижения максимального извлечения металла на уровне 87 % необходимо соблюдать следующие условия: температура — 35 °C, $[\text{HNO}_3] = 5$ моль/дм³, продолжительность процесса — 45 мин и массовое отношение винной кислоты к сурьме 4,5 : 1,0.

Микрофотографии и рентгенограмма нерастворенного остатка подтверждают, что применение винной кислоты при азотно-кислотном выщелачивании стибнита позволяет минимизировать потери сурьмы. При ведении процесса без добавки кислоты в осадке фиксируется образование оксида сурьмы (Sb_2O_5), что указывает на окисление и гидролиз ионов сурьмы с их переходом в нерастворимую форму, ведущие к потерям целевого металла. Введение винной кислоты подавляет эти процессы: рентгенографический анализ и морфология осадка демонстрируют отсутствие оксидных фаз, преобладание непрореагировавшего стибнита (Sb_2S_3) и элементной серы (S^0).

Таким образом, использование винной кислоты обеспечивает сохранение сурьмы в доступной для извлечения форме, снижая ее потери через образование стабильных оксидов, что повышает эффективность выщелачивания и актуально для технологий переработки сурьмяного сырья.

Список литературы/References

1. 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;10:1590. <https://doi.org/10.3390/pr10081590>
2. Multani R.S., Feldmann T., Demopoulos G.P. Antimony in the metallurgical industry: A review of its chemistry and environmental stabilization options. *Hydrometallurgy*. 2016;164:141–53. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2016.06.014>
3. Dembele S., Akcil 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>
4. Ye L., Ouyang Z., Chen Y., Chen Y., Xiao L. Sulfur fixation and reduction roasting of stibnite for clean extraction of antimony by a combined metallurgy and beneficiation process. *Minerals Engineering*. 2019;144:106049. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2019.106049>
5. 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>
6. Aghazadeh S., Abdollahi H., Gharabaghi M., Mirmohammadi M. Selective leaching of antimony from tetrahedrite rich concentrate using alkaline sulfide solution with experimental design: Optimization and kinetic studies. *Journal of the Taiwan Institute of Chemical Engineers*. 2021;119:298–312. <https://doi.org/10.1016/j.jtice.2021.01.021>
7. Sudova M., Sisol M., Kanuchova M., Marcin M., Kurty J. Environmentally friendly leaching of antimony from mining residues using deep eutectic solvents: Optimization and sustainable extraction strategies. *Processes*. 2024;12(3):555. <https://doi.org/10.3390/pr12030555>
8. Wang X., Yang Y., Tao L., He M. Antimonite oxidation and adsorption onto two tunnel-structured manganese oxides: Implications for antimony mobility. *Chemical Geology*. 2021;579:120336. <https://doi.org/10.1016/j.chemgeo.2021.120336>
9. Ye L., Ouyang Z., Chen Y., Chen Y. Ferric chloride leaching of antimony from stibnite. *Hydrometallurgy*. 2019;186:210–217. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2019.04.021>
10. Xiang L., Liu C., Liu D., Ma L., Qiu X., Wang H., Liu X. Antimony transformation and mobilization from stibnite by an antimonite oxidizing bacterium *Bosea* sp. AS-1. *Journal of Environmental Sciences*. 2022;111:273–281. <https://doi.org/10.1016/j.jes.2021.03.042>
11. Zhang F., Cui Y., He X., Lv C., Li L., Zhang J., Nan J. 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>
12. Cornelis G., Gerven T., Vandecasteele C. Antimony leaching from MSWI bottom ash: Modelling of the effect of pH and carbonation. *Waste Management*. 2012;32(2):278–286. <https://doi.org/10.1016/j.wasman.2011.09.018>
13. Madkur L.H. Thermodynamic behaviour of complex antimonite ore for electrodeposition of metal value. *Journal de Chimie Physique*. 1997;94:620–634. <https://doi.org/10.1051/jcp/1997940620>
14. Smincakova E., Raschman P. Leaching of natural stibnite using Na_2S and NaOH solutions. *International Journal of Energy Engineering*. 2011;1(2):85–89. <https://doi.org/10.5963/IJEE0102006>
15. Rogozhnikov D., Dizer O., Karimov K., Zakhar'yan S. Nitric acid leaching of the copper-bearing arsenic sulphide concentrate of Akzhal. *Tsvetnyye Metally*. 2020;8:11–17. <https://doi.org/10.17580/tsm.2020.08.02>

16. Kuzas E., Rogozhnikov D., Dizer O., Karimov K., Shopert A., Suntsov A., Zhidkov I. Kinetic study on arsenopyrite dissolution in nitric acid media by the rotating disk method. *Minerals Engineering*. 2022;187:107770. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2022.107770>
17. Rusalev R., Rogozhnikov D., Dizer O., Golovkin D., Karimov K. Development of a two-stage hydrometallurgical process for gold–antimony concentrate treatment from the olimpiadinskoe deposit. *Materials*. 2023;16:4767. <https://doi.org/10.3390/ma16134767>
18. Dizer O., Rogozhnikov D., Karimov K., Kuzas E., Suntsov A. Nitric acid dissolution of tennantite, chalcopyrite and sphalerite in the presence of Fe (III) ions and FeS₂. *Materials*. 2022;15:1545. <https://doi.org/10.3390/ma15041545>
19. Madkour L.H., Salem I.A. Electrolytic recovery of antimony from natural stibnite ore. *Hydrometallurgy*. 1996;43:265–75. [https://doi.org/10.1016/0304-386X\(95\)00113-U](https://doi.org/10.1016/0304-386X(95)00113-U)
20. Давиденко П.С., Трошкин А.М., Мельников Ю.Т. Кинетика взаимодействия сульфида сурьмы с раствором азотной кислоты. *Известия вузов. Цветная металлургия*. 2006;(1):24–27. 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.)
21. Besold J., Kumar N., Scheinost A., Pacheco J., Fendorf S., Planer-Friedrich B. Antimonite complexation with thiol and carboxyl/phenol groups of peat organic matter. *Environmental Science & Technology*. 2019;53(9):5005–5015. <https://doi.org/10.1021/acs.est.9b00495>
22. Шабданова Э.А. Использование органических оксикислот в процессах выщелачивания и комплексообразования металлов. *Известия вузов (Кыргызстан)*. 2015;2:95–102. Shabdanova E.A. The use of organic oxyacids in the processes of leaching and complexation of metals. *Izvestiya Vuzov (Kyrgyzstan)*. 2015;2:95–102. (In Russ.)
23. Larba R., Boukerche I., Alane N., Habbache N., Djerad S., Tifouti L. Citric acid as an alternative lixiviant for zinc oxide dissolution. *Hydrometallurgy*. 2013;134–135:117–23. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2013.02.002>
24. Oke E.A., Potgieter H., Mondlane F., Skosana N.P., Teimouri S., Nyembwe J.K. Concurrent leaching of copper and cobalt from a copper–cobalt ore using sulfuric and organic acids. *Minerals Engineering*. 2024;216:108853. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2024.108853>
25. Borda J., Torres R. Effect of pretreatments to improve nickel leaching from laterites in carboxylic media: Mechanism and kinetic model. *South African Journal of Chemical Engineering*. 2023;46:12–21. <https://doi.org/10.1016/j.sajce.2023.07.001>
26. Tzeferis P.G., Agatzini-Leonardou S. Leaching of nickel and iron from Greek non-sulphide nickeliferous ores by organic acids. *Hydrometallurgy*. 1994;36:345–60. [https://doi.org/10.1016/0304-386X\(94\)90031-0](https://doi.org/10.1016/0304-386X(94)90031-0)

Информация об авторах

Олег Анатольевич Дизер – к.т.н., ст. науч. сотрудник лаборатории перспективных технологий комплексной переработки минерального и техногенного сырья цветных и черных металлов, Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина (УрФУ).
<https://orcid.org/0000-0001-7705-0864>
 E-mail: oleg.dizer@yandex.ru

Дмитрий Игоревич Головкин – к.т.н. мл. науч. сотрудник лаборатории перспективных технологий комплексной переработки минерального и техногенного сырья цветных и черных металлов, УрФУ.
<https://orcid.org/0000-0001-6308-4086>
 E-mail: dmitry.golovkin@urfu.ru

Information about the authors

Oleg A. Dizer – Cand. Sci. (Eng.), Senior Researcher of the Laboratory of advanced technologies in non-ferrous and ferrous metals raw materials processing, Ural Federal University n.a. the First President of Russia B.N. Yeltsin (UrFU).
<https://orcid.org/0000-0001-7705-0864>
 E-mail: oleg.dizer@yandex.ru

Dmitry I. Golovkin – Cand. Sci. (Eng.), Junior Researcher of the Laboratory of advanced technologies in non-ferrous and ferrous metals raw materials processing, UrFU.
<https://orcid.org/0000-0001-6308-4086>
 E-mail: dmitry.golovkin@urfu.ru

Юрий Евгеньевич Шкляев – инженер-исследователь лаборатории перспективных технологий комплексной переработки минерального и техногенного сырья цветных и черных металлов, УрФУ.
<https://orcid.org/0009-0001-4220-4330>
E-mail: iushklyayev@urfu.ru

Yuri E. Shklyayev – Research Engineer of the Laboratory of advanced technologies in non-ferrous and ferrous metals raw materials processing, UrFU.
<https://orcid.org/0009-0001-4220-4330>
E-mail: iushklyayev@urfu.ru

Денис Александрович Рогожников – д.т.н., зав. лабораторией перспективных технологий комплексной переработки минерального и техногенного сырья цветных и черных металлов, УрФУ.
<https://orcid.org/0000-0002-5940-040X>
E-mail: darogozhnikov@urfu.ru

Denis A. Rogozhnikov – Dr. Sci. (Eng.), Head of the Laboratory of advanced technologies in non-ferrous and ferrous metals raw materials processing, UrFU.
<https://orcid.org/0000-0002-5940-040X>
E-mail: darogozhnikov@urfu.ru

Вклад авторов

О.А. Дизер – определение цели работы, проведение экспериментов и анализов, написание статьи.

Д.И. Головкин – проведение экспериментов, выполнение химического анализа, участие в обсуждении результатов.

Ю.Е. Шкляев – проведение экспериментов, участие в обсуждении результатов.

Д.А. Рогожников – участие в обсуждении результатов, редактирование статьи.

Contribution of the authors

O.A. Dizer – defined research objectives, conducted experiments and analyses, and wrote the manuscript.

D.I. Golovkin – performed chemical analysis, and contributed to the discussion of results.

Yu.E. Shklyayev – conducted experiments and contributed to the discussion of results.

D.A. Rogozhnikov – contributed to the discussion of results and edited the manuscript.

Статья поступила в редакцию 07.05.2025, доработана 20.06.2025, подписана в печать 25.06.2025

The article was submitted 07.05.2025, revised 20.06.2025, accepted for publication 25.06.2025