

ISSN 1995-2732 (Print), 2412-9003 (Online)
УДК 669.053.4
DOI: 10.18503/1995-2732-2022-20-3-13-25



ПРИМЕНЕНИЕ ДВУХСТАДИЙНОГО СЕРНОКИСЛОГО И ХЛОРИДНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ДЛЯ ПЕРЕРАБОТКИ СУЛЬФИДНЫХ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ КОНЦЕНТРАТОВ

Гордеев Д.В., Петров Г.В., Никитина Т.Ю.

Санкт-Петербургский горный университет, Санкт-Петербург, Россия

Аннотация. Постановка задачи (актуальность работы). Общемировая тенденция истощения и ухудшения качества сырьевой базы металлургических производств постепенно заставляет вовлекать в переработку все более сложные виды сырья. Такие материалы требуют разработки новых технологий вскрытия. Одним из наиболее перспективных направлений переработки полиметаллического сырья является автоклавная гидрометаллургия. Настоящая работа посвящена исследованию возможности применения двухстадийного выщелачивания (автоклавное + атмосферное) в сернокислых и хлоридных средах для переработки полиметаллических сульфидных концентратов, содержащих никель, медь, кобальт, а также благородные металлы. **Используемые методы.** В работе было исследовано 3 концентрата, полученные в результате обогащения руд Забайкальского региона, содержащих 9, 6 и 4% никеля соответственно. Для первичного разложения минералов цветных металлов использовался автоклав при следующих параметрах: температура 220°C и давление кислорода 0,7-1,0 МПа, после чего материал подвергался атмосферному выщелачиванию в хлоридной среде при температуре 95°C в течение 4 ч. **Новизна.** Заключается в принципиально новом подходе к переработке сульфидных полиметаллических материалов, содержащих никель, кобальт, медь, а также благородные металлы. В предлагаемом методе переработки первая стадия выщелачивания проходит в высоких автоклавных условиях (температура 220°C и общее давление до 40 бар) для вскрытия основных макрокомпонентов, а именно сульфидов меди, никеля и кобальта. Вторая стадия выщелачивания проходит в хлоридной среде в атмосферных условиях, ее цель заключается в переводе в жидкую фазу благородных металлов. **Результат.** Материал месторождения оказался упорным, для первичного разложения минералов цветных металлов в автоклаве из концентрата потребовались высокие параметры. Получаемые при этом твёрдые остатки, коллектирующие в себе благородные металлы, также проявили себя как трудновскрываемое сырьё. Проведённый комплекс исследований по хлоридному выщелачиванию кеков автоклавного окисления показал, что в ранее опробованных условиях можно добиться удовлетворительных результатов по извлечению в раствор Pd, Au и Ag. Оно колеблется в пределах 75-95%, тогда как максимальный переход в раствор платины ограничен значением 33%. Технологические приёмы, направленные на повышение извлечения Pt, сопровождаются весьма высоким переходом в раствор железа, что значительно осложняет последующее эффективное выделение всех благородных металлов из раствора. **Практическая значимость.** Результаты исследований, изложенных в статье, могут быть использованы для разработки полноценной технологии, позволяющей перерабатывать упорное полиметаллическое сульфидное сырьё, содержащее никель, медь, кобальт, а также благородные металлы по гидрометаллургической схеме без использования пирометаллургического обогащения.

Ключевые слова: сульфидный концентрат, автоклавное окисление, благородные металлы, медь, никель, кобальт, хлоридное выщелачивание

© Гордеев Д.В., Петров Г.В., Никитина Т.Ю., 2022

Для цитирования

Гордеев Д.В., Петров Г.В., Никитина Т.Ю. Применение двухстадийного сернокислого и хлоридного выщелачивания для переработки сульфидных полиметаллических концентратов // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2022. Т. 20. №3. С. 13-25. <https://doi.org/10.18503/1995-2732-2022-20-3-13-25>



Контент доступен под лицензией Creative Commons Attribution 4.0 License.
The content is available under Creative Commons Attribution 4.0 License.

THE USE OF TWO-STAGE SULPHURIC ACID AND CHLORIDE LEACHING FOR THE PROCESSING OF SULPHIDE POLYMETALLIC CONCENTRATES

Gordeev D.V., Petrov G.V., Nikitina T.Yu.

Saint Petersburg Mining University, Saint Petersburg, Russia

Abstract. Problem Statement (Relevance). Due to the global trend of depleting raw materials and ore grade deterioration, metallurgical companies are forced to utilize more and more complex ores. Such ores require new stripping methods to be developed. One of the most promising areas in polymetallic ore processing includes autoclave technology. This paper looks at the possibility of using two-stage (autoclave + atmospheric) leaching in sulphuric acid and chloride media for the processing of polymetallic sulphide concentrates containing nickel, copper, cobalt, and precious metals.

Methods Applied. The paper examines 3 concentrates obtained as a result of processing ores from the Transbaikal region, containing 9, 6 and 4% of nickel, respectively. The following pressure leaching parameters were used for the initial decomposition of minerals: temperature – 220°C, oxygen pressure – 0,7-1,0 MPa. After that, the material was subjected to atmospheric leaching in a chloride environment at a temperature of 95°C for 4 hours. **Originality.** This paper offers a completely new approach to the processing of sulphide polymetallic materials containing nickel, cobalt, copper, and precious metals. The proposed technique involves the use of high autoclave conditions (i.e. the temperature of 220°C and the total pressure of up to 40 bar) at the first leaching stage to dissolve the main macrocomponents, namely copper, nickel and cobalt sulphides. The second stage of leaching takes place in a chloride environment under atmospheric conditions, with the aim to transfer precious metals into liquid phase. **Result.** The primary material turned out to be refractory ore. That's why high parameters were required for the initial decomposition of minerals in an autoclave. The resulting solid residues, which collected the precious metals, also proved to be of refractory nature. A series of studies on chloride leaching of pressure oxidation cakes showed that satisfactory results can be achieved for the extraction of Pd, Au and Ag into liquor under the previously tested conditions. It varies between 75 and 95%, while the maximum extraction of platinum is limited to 33%. The process tricks that aim to raise the recovery of Pt cause a large amount of iron to transfer into liquor, which greatly affects the subsequent recovery of all PMs. **Practical Relevance.** The findings described in this paper can be used to develop a full-fledged hydrometallurgical process that would be relevant for refractory polymetallic sulphide ores containing nickel, copper, cobalt and precious metals and that would save pyrometallurgical processing.

Keywords: Sulphide concentrate, pressure oxidation, noble metals, copper, nickel, cobalt, chloride leaching

For citation

Gordeev D.V., Petrov G.V., Nikitina T.Yu. The Use of Two-Stage Sulphuric Acid and Chloride Leaching for the Processing of Sulphide Polymetallic Concentrates. *Vestnik Magnitogorskogo Gosudarstvennogo Tekhnicheskogo Universiteta im. G.I. Nosova* [Vestnik of Nosov Magnitogorsk State Technical University]. 2022, vol. 20, no. 3, pp. 13-25. <https://doi.org/10.18503/1995-2732-2022-20-3-13-25>

Введение

Общемировая тенденция истощения и ухудшения качества сырьевой базы металлургических производств постепенно заставляет вовлекать в переработку все более сложные виды сырья [1-8]. В металлургии цветных металлов это, например, низкосортные и некондиционные концентраты обогащения медных руд, характеризующиеся, наряду с низким содержанием меди (менее 20%), повышенным содержанием железа, цинка и свинца [6-12]. Сложный минералогический состав таких материалов неизбежно приводит к необходимости применения комплексных технологий, позволяющих выделить

основные ценные компоненты сырья и обеспечивать рентабельность переработки [1-8].

Существующие технологии переработки сульфидных медно-никелевых руд отличаются большим разнообразием схем [1-3]. Как правило, на первом этапе переработки таких руд производится флотационное отделение сульфидов от породы. Полученные сульфидные концентраты далее подвергаются пирометаллургической переработке (плавке и конвертированию) с получением промежуточных продуктов – файнштейнов (штейнов) [5-8]. Эти продукты, представленные сульфидами цветных металлов и частично железа, коллектируют в своём составе все ценные компоненты исходного сырья, в том числе благо-

родные металлы. Дальнейшая переработка файнштейна заключается в гидрометаллургическом рафинировании (выделении) ценных компонентов. Описанный способ применяется на большинстве действующих предприятий [1-8].

В России на предприятиях компании «Норильский никель», применяющих селективную флотацию руды, технология переработки медно-никелевого файнштейна включает медленное охлаждение файнштейна, флотационное разделение на медный и никелевый концентраты с последующим рафинированием их до товарных металлов [1-3]. Товарными продуктами технологии являются катодные никель, медь и огневой металлический кобальт, а также концентраты благородных металлов, которые получают в металлургическом цехе в результате переработки электролитных шламов [1-3].

Для зарубежных предприятий характерна гидрометаллургическая переработка файнштейнов, реализуемая в различных вариантах технологии. Все они основаны на процессах выщелачивания сульфидов в сернокислых, солянокислых или аммиачных средах [12-16]. В отдельную группу можно выделить процесс с электролитическим рафинированием сульфидных анодов, реализованный на заводах Vale в Томпсоне, Канада, и Jinchuan Group в Цзиньчане, Китай [15, 16]. Наибольшего внимания заслуживают первые три способа переработки файнштейнов (выщелачивание в различных средах), именно они получили наибольшее распространение в мировой гидрометаллургии цветных металлов [17-26].

Основные задачи, решаемые при гидрометаллургической переработке файнштейнов, – это разделение никеля и меди и вывод серы в виде товарного или экологически безопасного продукта [1-8]. Выделение меди из растворов во всех трёх промышленных методах выщелачивания – сернокислотном, хлоридном и аммиачном – осуществляется, как правило, в форме сульфида, поскольку растворимость сульфидов меди значительно ниже, чем никеля и кобальта [26-30]. В отдельных случаях медь выделяется электроэкстракцией.

При хлоридном выщелачивании сульфидная сера окисляется до элементной. При сернокислотном выщелачивании элементная сера образуется в ограниченном количестве в зависимости от параметров процесса и состава сырья [1-8].

Альтернативой способам, основанным на получении файнштейна, является прямая гидрометаллургическая переработка концентратов, реализуемая в сернокислых, солянокислых или ам-

миачных средах. Прямое автоклавное выщелачивание в аммиачных средах по технологии Sherritt применялось на заводах Fort Saskatchewan (Канада) и Kwinana (Австралия) до их перехода на работу с пирометаллургическим сырьём. Выщелачивание в серно- и солянокислых средах или их комбинации является основой для таких технологий, как Activox, CESL, Voisey's Bay, HydroNic. Одной из разновидностей прямой гидрометаллургической переработки сульфидного сырья является кучное выщелачивание руды, применяемое на заводе Talvivaara (Финляндия) [11, 20-25].

Анализ литературных данных по способам переработки сульфидных медно-никелевых концентратов показывает, что, несмотря на многообразие технологических схем различных предприятий, подавляющее большинство из них сводится к плавке и конвертированию концентрата с получением файнштейна и его дальнейшей гидрометаллургической переработке [30-36]. Одновременно с этим возможна прямая гидрометаллургическая переработка концентрата флотации без промежуточного пирометаллургического обогащения. При этом принципы гидрометаллургического извлечения ценных компонентов в обоих случаях идентичны. Наиболее подходящими способами переработки такого сырья следует признать технологии на основе сульфатного или сульфатно-хлоридного выщелачивания.

В рамках данной работы были проведены исследования по двухстадийному выщелачиванию сульфидного концентрата, содержащего медь, никель, кобальт, а также благородные металлы. Первая стадия выщелачивания проводилась в автоклавных условиях для вскрытия основной части сульфидов и извлечения основных макрокомпонентов, на второй стадии проводилось хлоридное выщелачивание в атмосферных условиях для перевода благородных металлов в жидкую фазу. Основные результаты проведенного исследования представлены в данной статье.

Исходные материалы

Химический состав исходных концентратов представлен в **табл. 1**.

Данные по исследованию минералогического состава проб:

- Никель (и кобальт) на 97-99% присутствуют в пентландите. Доли процента никеля имеются в пирротине, макинавите $(\text{Fe}, \text{Ni})_9\text{S}_8$ и в нерудных компонентах.
- Медь на 70-76% находится в халькопирите; 7-16% – в валлериите $x(\text{Fe}, \text{Cu}, \text{Ni})\text{S} \cdot y\text{Mg}(\text{OH})_2 \cdot z\text{Al}(\text{OH})_3$;

3-14% – кубаните CuFe_2S_3 ; 3-9% в ковеллине CuS , халькозине Cu_2S и борните Cu_3FeS_4 .

- Магний от 38 до 52% присутствует в виде серпентина; от 17 до 35% – в виде талька $\text{Mg}_3[(\text{OH})_2\cdot\text{Si}_4\text{O}_{10}]$; остальное в виде хлорита, форстерита, пироксена и валлериита.

- Количество собственно карбонатов невелико: 0,2-0,9%. Однако значительна часть минералов, содержащих кислотопоглощающие группы (ОН): серпентин, тальк, хлорит.

- Железо: основа пирротин и магнетит. Кроме того: пентландит, халькопирит, пирит, тальк, валлериит.

- Нерудные: хлорит, тальк, серпентин.

Определение массовых долей компонентов в исходных материалах, а также технологических продуктах проводили с использованием следующих методов: гравиметрический; пробирный и атомно-абсорбционный; атомно-эмиссионный; потенциометрического титрования – титриметрический (определение массовых концентраций серной кислоты и железа(II)); инфракрасной спектроскопии (определение массовых долей углерода общего и органического).

Измерения проведены на следующем оборудовании лаборатории аналитического контроля: атомно-эмиссионный спектрометр iCAP 6300; атомно-абсорбционный спектрометр iCE 3500; масс-спектрометр с индукционно-связанной плазмой Agilent 7700 X; анализатор серы и углерода LECO SC-144DR.

Таблица 1. Химический состав исходных концентратов
Table 1. Chemical composition of initial concentrates

Компонент	Ед. изм.	Концентрат 1	Концентрат 2	Концентрат 3
Ni	%	9,78	6,00	4,00
Co	%	0,31	0,19	0,13
Cu	%	3,15	1,95	1,31
Fe	%	29,82	21,55	17,17
S	%	20,05	12,71	8,82
S(SO ₄)	%	0,06	0,07	0,07
Al	%	0,52	0,89	1,09
Si	%	6,68	10,74	12,89
Ca	%	0,61	0,93	1,09
Mg	%	6,75	10,80	12,94
S(2-)	%	19,99	12,64	8,75
Ag	г/т	36,50	21,78	13,99
Au	г/т	2,40	1,48	1,00
Pt	г/т	5,95	3,63	2,40
Pd	г/т	6,19	3,81	2,54

Методика проведения экспериментов

Измельчение. Измельчение исходного материала проводили в виде пульпы с дистиллированной водой (отношение жидкой и твёрдой фаз Ж:Т составляло 1 л/кг) в планетарной мельнице Pulverisette 6 (Fritsch). Режим измельчения соответствовал умеренному (обозначение – P3: диаметр шаров – 20 мм; загрузка шаров – 30 шт.; время измельчения – 5 мин, класс крупности -45 мкм – 85-90%).

Репульпация (кислотная обработка). Репульпацию материала проводили с использованием дистиллированной воды в термостойком стакане с непрерывным перемешиванием пульпы. Отношение Ж:Т составляло 2 л/кг; температура – 60°C. После достижения рабочей температуры в пульпу подавали концентрированную серную кислоту. Расход концентрированной H_2SO_4 рассчитывали предварительно, исходя из стехиометрии полного разложения магниевых минералов. Продолжительность операции составляла 1 ч. По окончании репульпации пульпу переносили в автоклав.

Автоклавное окисление. Автоклавное окисление проводили в титановом автоклаве Büchi ёмкостью 1,1 л. Автоклав снабжен электрическим нагревателем, внутренним водоохлаждаемым змеевиком и контроллером, позволяющим задавать и автоматически поддерживать температуру процесса (с точностью $\pm 0,5^\circ\text{C}$) и скорость вращения перемешивающего устройства. Интенсивность перемешивания была выбрана таким образом, чтобы обеспечивать растворение 0,5 моль кислорода в литре раствора сульфита натрия за час при давлении кислорода 0,1 МПа и комнатной температуре. Кислород в автоклав подавали из баллона через заглублённую трубку, используя систему автоматического поддержания давления и непрерывного измерения расхода подаваемого газа Bronkhorst.

Материал подавали в автоклав в виде пульпы, которую готовили с использованием дистиллированной воды. Объём пульпы рассчитывали, исходя из коэффициента заполнения автоклава 0,6. Окисление проводилось при температуре 220°C и избыточном давлении кислорода 0,7-1,0 МПа. По завершении процесса выщелачивания автоклавную пульпу охлаждали до температуры 80-90°C и сбрасывали избыточное давление. Далее полученную пульпу направляли на непосредственно разделение твёрдой и жидкой фаз либо на кон-

диционирование. Пульпу фильтровали на вакуум-фильтре, кек промывали на фильтре дистиллированной водой. В растворе, охлажденном до комнатной температуры, определяли величину рН и ОВП.*

Пробы раствора и промывной воды передавали на химический анализ для определения содержания Ni, Co, Cu, Fe, S, Fe(2+), H₂SO₄, Al, Si, Ca, Mg, Ag, Au, Pt, Pd. От кек отбирали пробу для определения влажности и анализа на Ni, Co, Cu, Fe, S, S(SO₄), S(O), Al, Si, Ca, Mg, Ag, Au, Pt, Pd.

Кондиционирование. С целью растворения образовавшихся на стадии автоклавного окисления основных сульфатов автоклавную пульпу подвергали кондиционированию. Процесс вели в термостойком стакане при постоянном перемешивании и температуре 95-99°C в течение 2 ч. Для компенсации испарения в пульпу кондиционирования добавляли дистиллированную воду в количестве, соответствующем разнице масс пульпы в начале и конце процесса. По окончании кондиционирования пульпу фильтровали на вакуум-фильтре, кек промывали на фильтре дистиллированной водой. В растворе, охлажденном до комнатной температуры, определяли величину рН и ОВП. Пробы раствора и промывной воды передавали на химический анализ для определения содержания Ni, Co, Cu, Fe, S, Fe(2+), H₂SO₄, Al, Si, Ca, Mg, Ag, Au, Pt, Pd. От кек отбирали пробу для определения влажности и анализа на Ni, Co, Cu, Fe, S, S(SO₄), S(элементарная), Al, Si, Ca, Mg, Ag, Au, Pt, Pd.

Хлоридное выщелачивание. Из-за ограниченного количества исходного сырья тесты по извлечению благородных металлов вели на объединенных остатках его автоклавного вскрытия.

Опыты по хлорному выщелачиванию проводили в стеклянном реакторе с механическим перемешиванием при температуре 90-95°C. Навеску тестируемого материала репульпировали (при Ж:Т 5 или 10 м³/т) в модельном оборотном растворе с содержанием хлорид ионов 2,3-6,0 моль/л. Хлоридный фон в таких растворах создавался преимущественно хлоридом кальция, в отдельных случаях хлоридом натрия или соляной кислотой. В качестве окислителя использовали гипохлорит натрия (раствор) с содержанием активного хлора 190 г/л или гипохлорит кальция (твердый) с содержанием ак-

тивного хлора 45%. Продолжительность выщелачивания составляла от 2 до 4 ч. В процессе опыта подачей в пульпу либо раствора NaClO, либо твердого Ca(ClO)₂ поддерживали ОВП в диапазоне 1000-1050 мВ (относительно насыщенного хлорсеребряного электрода). Для поддержания рН в диапазоне 1,0-1,5 при необходимости добавляли концентрированную HCl (36%). Уровень пульпы в эксперименте поддерживали постоянным, компенсируя испарение добавлением воды.

После завершения опыта пульпу фильтровали. Чистый фильтрат оставляли на хранение, а кек промывали избытком горячей дистиллированной воды (три порциями из расчета не менее 5 м³/т). Пробы раствора передавали на химический анализ для определения содержания Ni, Co, Cu, Fe, S, Fe(2+), Al, Si, Mg, Ag, Au, Pt, Pd, Cl. После промывки кек сушили при температуре 80°C в течение 10-12 ч. Сухой кек усредняли и отбирали пробу для анализа на Ni, Co, Cu, Fe, S, Al, Si, Mg, Ag, Au, Pt, Pd.

Результаты экспериментов и их обсуждение

Первая стадия: автоклавное сернокислотное выщелачивание. Цель первого этапа испытаний – отработать головные операции гидрометаллургической технологии для максимального разложения минералов, содержащих магний и цветные металлы (Ni, Cu, Co). Для этого была предложена схема с кислотной обработкой материала на первой атмосферной стадии и высокотемпературное автоклавное окислительное выщелачивание (АОВ) полученного материала на следующей стадии. Первоначальная схема эксперимента приведена на **рис. 1**.

Опыты проведены на 3-х концентратах, содержащих Ni 9,8, 6,0 и 4,0%. Крупность концентратов отвечала содержанию в них класса -45 мкм 77,2, 81,0 и 83,1% соответственно.

Всю пульпу после АОВ перемещали в стеклянный стакан, где проводили кондиционирование пульпы в надежде дополнительно извлечь в раствор магний и цветные металлы. Эту операцию проводили, перемешивая пульпу при 95°C в течение 2 ч.

Всего было проведено три опыта на 3-х разных концентратах при близких условиях. Качество полученных продуктов в каждом опыте приведено в **табл. 2** и **3**. Параметры и главные показатели операций представлены в **табл. 4**.

* Здесь и далее: окислительно-восстановительный потенциал (ОВП) измерен относительно хлорсеребряного электрода сравнения.

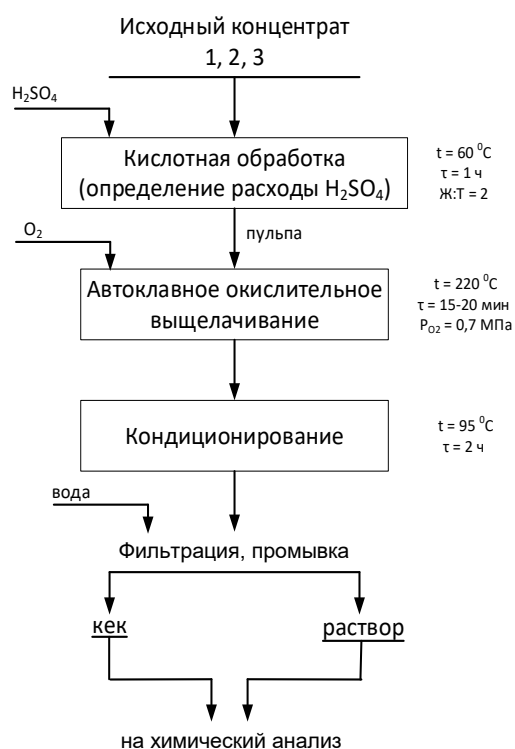


Рис. 1. Схема проведения экспериментов
Fig. 1. Scheme of experiments

Установлено, что переход цветных металлов в раствор на автоклавном переделе колеблется в пределах 94-95% для Cu, 92-97% – для Ni, 94-96% для – Co и он мало зависит от качества исходного концентрата. Суммарное извлечение Mg в раствор за 3 стадии (декарбонизация – АОВ – кондиционирование) составляет 54-61%.

Каждый опыт по АОВ характеризовался своим удельным расходом кислорода, поскольку концентраты отличаются содержанием сульфидной серы. Если привести кривые поглощения O₂ в ходе АОВ к единице окисленной серы, то окажется, что во всех опытах этот показатель примерно одинаков. Это наглядно отражено на рис. 2.

Извлечение в раствор благородных металлов во всех опытах менее 1%. Таким образом, задачу разделения цветных и благородных металлов технологической схемы можно считать решённой: цветные металлы на 92-97% переходят в раствор, благородные металлы на 99% остаются в нерастворимом остатке АОВ.

Таблица 2. Состав кеков после автоклавного окислительного выщелачивания и кондиционирования
Table 2. Chemical composition of cakes after pressure oxidation (POX) leaching and conditioning

Номер концентрата	Ni, %	Cu, %	Fe, %	S, %	Mg, %	S ²⁻ , %	Au, г/т	Pt, г/т	Pd, г/т
1	0,85	0,12	38,23	2,22	4,00	1,11	3,10	5,60	6,50
2	0,49	0,16	24,95	1,65	7,10	0,65	2,10	3,40	4,40
3	0,34	0,14	17,40	1,52	8,42	0,39	1,10	2,60	3,30

Таблица 3. Состав растворов после выщелачивания и кондиционирования
Table 3. Chemical composition of solutions after pressure oxidation (POX) leaching and conditioning

Номер концентрата	Стадия	Ni	Co	Cu	Fe	Fe ²⁺	H ₂ SO ₄	Ag	Au	Pt	Pd
		г/л							мг/л		
1	После АОВ	14,4	0,45	4,3	0,64	0,28	39	0,11	<0,01	<0,01	<0,01
	После кондиционирования	14,8	0,51	4,9	3,36	1,28	31	0,09	<0,01	<0,01	<0,01
2	После АОВ	12,5	0,44	3,7	2,75	1,87	23	0,04	<0,01	<0,01	<0,01
	После кондиционирования	12,5	0,43	4,0	3,63	2,82	19	0,04	<0,01	<0,01	<0,01
3	После АОВ	10,4	0,37	3,2	6,08	3,30	23	0,11	<0,01	<0,01	<0,01
	После кондиционирования	10,2	0,35	3,3	7,27	3,97	17	0,09	<0,01	<0,01	<0,01

Таблица 4. Параметры и показатели гидрометаллургической переработки
 Table 4. Main parameters of hydrometallurgical treatment

Параметр	Номер концентрата		
	1	2	3
Содержание Ni	9,8	6,0	4,0
Исходная крупность, %<45 мкм	77,2	81,0	83,1
Кислотная обработка	да	да	да
Расход H ₂ SO ₄ , кг/т	80	160	260
Конечный pH	1,95	2,04	1,29
АВТОКЛАВНОЕ ОКИСЛЕНИЕ			
Ж:Т в автоклаве, мл/г	6,2	4,4	3,4
T, °C	220	220	220
P(O ₂), бар	7	7	7
Q(O ₂), нм ³ /т	295,06	183,5	122,3
Q(O ₂), нм ³ /т окисленной серы	1533	1506	1443
Процент O ₂ от стехиометрии	96,9	95,1	91,4
Время окисления, мин	15,0	20,1	20,1
ОВП, мВ	469,5	440,1	448
КОНДИЦИОНИРОВАНИЕ			
Время, мин	120	120	120
T, °C	95	95	95
ОВП, мВ	+471	+428	+448
pH	0,51	0,76	0,92
Выход кека, %	66,4	69,6	71,2
Извлечение Cu в раствор, %	94,3	94,4	93,9
Извлечение Ni в раствор, %	97,4	94,4	92,2
Извлечение Co в раствор, %	96,2	96,1	94,5
Извлечение Mg в раствор, %	60,7	54,3	53,7
Извлечение Ag в раствор, %	0,5	0,5	0,22
Извлечение в раствор остальных благородных металлов, %	Менее 1%		

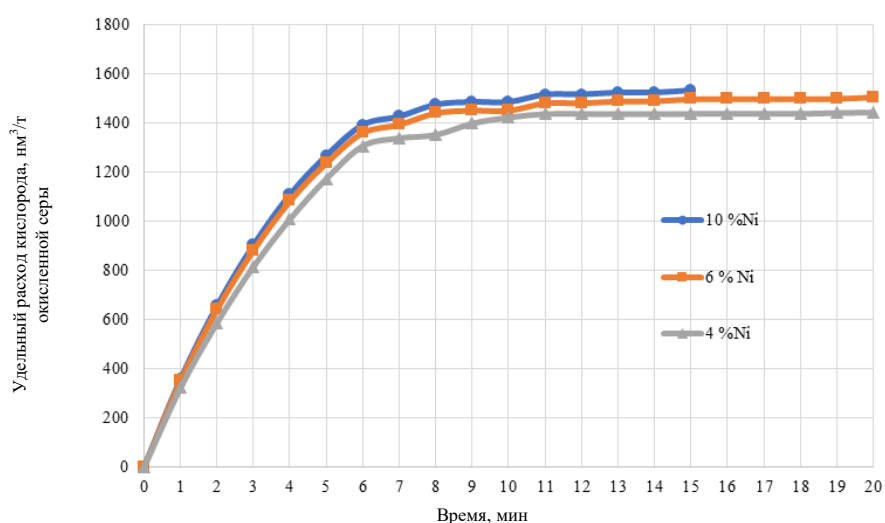


Рис. 2. Удельный расход кислорода при автоклавном окислении концентратов
 Fig. 2. Specific oxygen consumption during pressure oxidation of concentrates

Вторая стадия: хлоридное атмосферное выщелачивание. Изначально все опыты проводили при Ж:Т = 5 без дополнительного измельчения исходного кека.

В процессе проведения экспериментов изменяли следующие параметры:

- тип окислителя;
- использование соляной кислоты с исходной концентрацией 170 г/л;
- время процесса (2 и 4 ч);
- двухстадийное выщелачивание (2+2 ч с заменой фаз между стадиями);
- использование хлорида натрия вместо CaCl_2 .

Результаты (показатели) экспериментов приведены в **табл. 5**; составы получаемых продуктов – в **табл. 6**. На **рис. 3, 4** представлены графики зависимости извлечения металлов в раствор от выбранного способа хлоридного выщелачивания.

Как следует из **табл. 5** и **рис. 3, 4**, в отношении поведения благородных металлов можно констатировать, что в выделенной сери опытов удовлетворительный результат достигается только для палладия, его извлечение в раствор составляет 80-90%. В гораздо меньшей степени в раствор переходит платина – 18-30%. Золото и серебро в этом ряду занимают промежуточное положение. Цветные металлы ведут себя аналогично серебру, их извлечение в раствор колеблется от 52 до 90%, они значительно в меньшей степени переходят в раствор почти во всех опытах, что особенно характерно для никеля. Извлечение Ni в раствор, как правило, составляет 6-15% и многократно уступает по этому показателю меди.

В отношении палладия можно констатировать, что извлечение его в раствор находится на удовлетворительном уровне (87-97%). В отношении платины извлечение её в раствор не превышает 1/3.

Удовлетворительные результаты по всем ценным металлам получены только при выщелачивании кека автоклавного окисления с помощью соляной кислоты (опыт 3). Однако аналогия распространяется и на поведение железа – оно переходит в раствор более чем на 93%. Концентрация его в растворе при исходном Ж:Т = 5 достигает 46 г/л, что весьма затрудняет эффективное извлечение благородных и цветных металлов при последующей переработке растворов хлорного выщелачивания.

Увеличение продолжительности выщелачивания с 2 до 4 ч (опыт 2) в общем благоприятно сказывается на извлечении всех ценных металлов в раствор.

Замена гипохлорита натрия на кальциевый реагент в опыте 4 не дала положительного результата. Показатели извлечения как цветных, так и благородных металлов в этом опыте не превы-

сило уровня базового опыта. Замена хлорида кальция на NaCl (опыт 5) позволила несколько увеличить извлечение ценных металлов, но при этом, как и в случае с HCl, многократно увеличился переход в раствор железа: его концентрация в растворе выросла до 20,8 г/л.

Опыт с двухстадийным выщелачиванием и заменой фаз между стадиями (опыт 6) позволил несколько увеличить извлечение в раствор как цветных, так и благородных металлов. Однако данный показатель для платины не превысил значение 33%. В данном опыте содержание благородных металлов в растворе было проанализировано после каждой стадии. На второй стадии выщелачивания в раствор переходит ещё от 10 до 30% благородных металлов. В этом же опыте имеет место относительно высокий переход в раствор никеля и меди. В то же время отмечен повышенный переход в раствор железа, который составил 7,6%.

Таким образом, удовлетворительные (кроме платины) результаты могут быть достигнуты в условиях, близких к параметрам базового опыта: опыты 1 и 4. Все воздействия, положительно сказывающиеся на извлечении Pt в раствор, связаны с растворением железистых соединений, что, в свою очередь, делает данный технологический приём малорентабельным. Это наблюдение наталкивает на мысль о том, что при автоклавном высокотемпературном выщелачивании рудные минералы платины в значительной мере подвергаются химическому (возможно, поверхностному) воздействию, в результате которого ассоциируются со вторичными соединениями Fe(III).

Лучшие результаты, не связанные с избыточным переходом железа в раствор, достигаются при условиях:

- температура 95°C;
- продолжительность 4 ч;
- отношение Ж:Т = 5;
- концентрация в исходном растворе $\text{Cl}^- = 4,5 \text{ М/л}$;
- расход раствора NaClO (120 г/л свободного хлора) соответствует 40 мл на 0,5 л исходного раствора или 400 мл на 1 кг автоклавного кека;
- редокс-потенциал процесса 1000-1050 мВ по х.с.э.;
- рН = 1,3-1,6.

При таких параметрах рекомендуемый процесс может обеспечить извлечение в хлоридный раствор из автоклавного кека, %:

- палладия на 90-95;
- платины на 20-33;
- золота и серебра на 75-80;
- никеля на 15-25;
- меди на 55%;
- железа и магния на 0,4-1,0%.

Таблица 5. Условия и показатели опытов по хлорному выщелачиванию окисленного кека
 Table 5. Conditions and indicators of experiments on chlorine leaching of oxidized cake

Номер опыта	Условия					Показатели							
	Время, ч	Окислитель	[HCl] исх., г/л	Cl в исходном растворе	Выход твердого, %	Извлечение в раствор, %							
						Ni	Cu	Fe	Mg	Pd	Pt	Ag	Au
1	2	NaClO	–	CaCl ₂	97,9		55,5	0,44	0,92	94,6	20,1	75,5	77,0
2-1	2	NaClO	–	CaCl ₂	96,8	10,5	47,3	0,16	0,72	87,1	19,2	82,8	67,1
2-2						12,8	53,9	0,54	1,25	93,1	16,7	83,4	79,2
3	2	NaClO	170	CaCl ₂	55,2	84,1	93,2	93,6	19,2	96,7	65,8	91,7	82,1
4	2	Ca(ClO) ₂	–	CaCl ₂	82,1	28,8	58,2	0,1	1,0	87,6	33,9	87,4	76,2
5	2	NaClO	–	NaCl	76,6	47,2	80,8	41,3	7,1	97,2	25,4	87,4	79,7
6	2+2	NaClO	–	CaCl ₂	94,1	35,6	71,6	7,6	8,7	97,1	32,9	90,4	89,8

Таблица 6. Состав продуктов, полученных в опытах табл. 5
 Table 6. Composition of products from Table 5

Номер опыта	Продукт	Содержание элемента										
		Ni	Cu	Si	Fe	S	Al	Mg	Pd	Pt	Ag	Au
		%, г/л							г/г, мг/л			
1	твёрдое	0,39	0,10	н.д.	26,1	1,18	н.д.	8,00	0,29	3,10	6,4	0,47
	раствор	0,17	0,26	н.д.	0,22	0,16	н.д.	0,14	0,82	0,07	3,06	0,21
2-1	твёрдое	0,42	0,12	15,4	27,3	1,00	1,15	7,54	0,71	3,17	4,54	0,68
	раствор	0,17	0,22	0,09	0,08	0,19	0,03	0,11	0,67	0,12	3,06	0,17
2-2	твёрдое	0,41	0,10	15,4	26,7	1,19	1,13	7,60	0,38	3,27	4,38	0,43
	раствор	0,18	0,26	0,11	0,27	0,22	0,06	0,19	0,72	0,15	3,21	0,22
3	твёрдое	0,13	0,03	27,5	2,93	0,13	1,00	9,72	0,32	2,36	3,85	0,65
	раствор	0,77	0,42	0,06	46,60	2,41	0,95	2,92	0,59	0,11	2,92	0,18
4	твёрдое	0,39	0,11	15,9	27,0	1,03	1,06	7,89	0,80	3,06	3,93	0,58
	раствор	0,15	0,19	0,08	0,05	0,20	0,03	0,15	0,81	н.д.	3,70	0,27
5	твёрдое	0,31	0,06		18,8	0,59	1,19	8,71	0,19	3,70	4,22	0,53
	раствор	0,44	0,33	0,10	20,8	0,59	0,34	1,07	0,77	0,17	4,42	0,24
6	твёрдое	0,30	0,07		24,2	1,16	1,05	7,22	0,16	2,64	2,53	0,21
	раствор	0,21	0,28	0,07	2,85	0,17	0,19	0,69	0,89/0,08*	0,10/0,04	3,83/0,57	0,22/0,06

*Первая цифра соответствует содержанию элемента в растворе 1-й стадии, вторая – в конечном растворе.

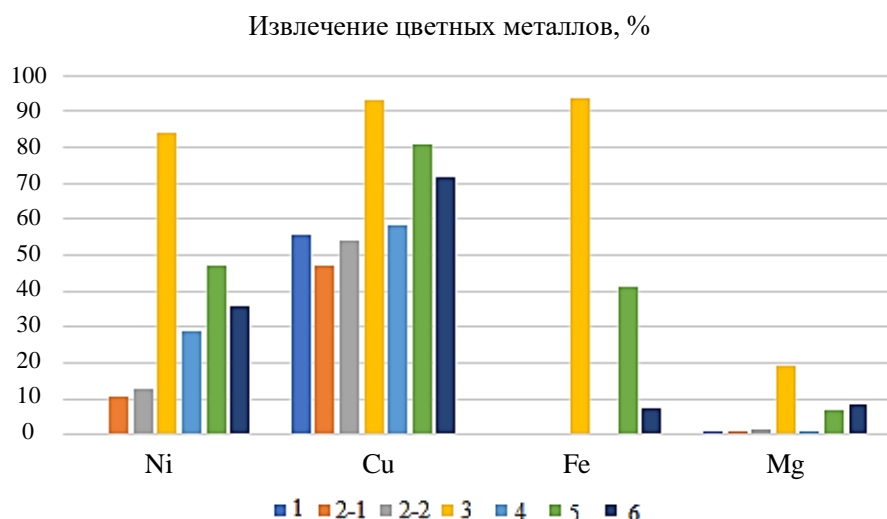


Рис. 3. Извлечения цветных металлов в раствор
 Fig 3. Extraction of non-ferrous metals into liquor

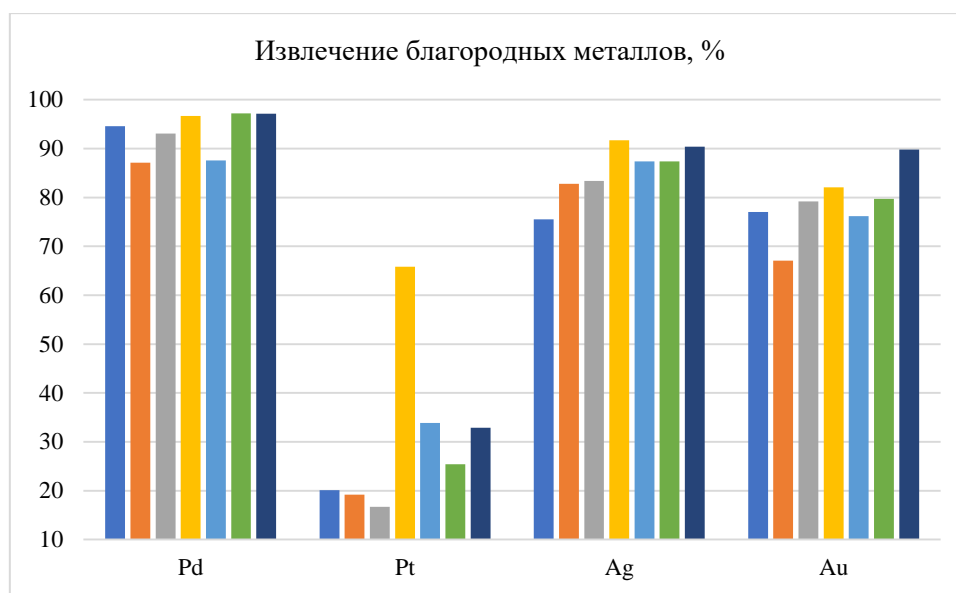


Рис. 4. Извлечение благородных металлов в раствор
Fig 4. Extraction of precious metals into liquor

Выводы

Материал месторождения оказался упорным, для первичного разложения минералов цветных металлов в автоклаве из концентрата потребовались высокие параметры, а именно температура 220°C и давление кислорода 0,7-1,0 МПа. Получаемые при этом твёрдые остатки, коллектирующие в себе благородные металлы, также проявили себя как трудноскрываемое сырьё.

Проведённый комплекс исследований по хлорному выщелачиванию кеков автоклавного окисления показал, что в ранее опробованных условиях можно добиться удовлетворительных результатов по извлечению в раствор Pd, Au и Ag. Оно колеблется в пределах 75-95%, тогда как максимальный переход в раствор платины ограничен значением 33%. Технологические приёмы, направленные на повышение извлечения Pt, сопровождаются весьма высоким переходом в раствор железа, что значительно осложняет последующее эффективное выделение всех благородных металлов из раствора.

При хлоридном выщелачивании кеков автоклавного окисления не следует рассчитывать на значимое дорастворение цветных металлов. Проблему наиболее полного извлечения никеля и меди в раствор необходимо решать на первой стадии гидрометаллургической технологии, то есть на АОВ.

Результаты проведенных исследований могут быть использованы для создания полноценной технологии гидрометаллургической переработки сульфидных полиметаллических концен-

тратов, которые в настоящий момент в РФ перерабатываются по пирометаллургической схеме.

Дальнейшее направление исследований должно быть связано, во-первых, с оптимизацией обеих стадий выщелачивания, а именно в увеличении извлечений ценных компонентов, а во-вторых, в изучении дальнейших стадий переработки полученных технологических растворов, то есть выделения ценных компонентов из растворов с высоким коэффициентом разделения, нейтрализации кислых растворов.

Список источников

1. Автоклавная гидрометаллургия цветных металлов: В 2 т. Ч. 2 / С.С. Набойченко, Я.М. Шнеерсон, М.И. Калашникова, Л.В. Чугаев. Екатеринбург: УГТУ-УПИ, 2009.
2. Шнеерсон Я.М., Набойченко С.С. Тенденции развития автоклавной гидрометаллургии цветных металлов // Цветные металлы. 2011. №3. С. 15-20.
3. Набойченко С.С. Развитие отечественной автоклавной металлургии // Цветные металлы. 1992. №6. С. 27-30.
4. Сульфидное выщелачивание медного концентрата с высоким содержанием мышьяка / Бодуэн А.Я., Петров Г.В., Кобылянский А.А., Булаев А.Г. // Обогащение руд. 2022. № 1. С. 14-19.
5. Dreisinger D. Copper leaching from primary sulfides: Options for biological and chemical extraction of cooper // Hydrometallurgy. 2006. Vol. 83. P. 10-20.
6. Mc Donald R.G., Muiz D.M. Pressure oxidation leaching of chalcopyrite. Part 1. Comparison of high a. low temperature reaction kinetics a. product // Hydrometallurgy. 2007. Vol. 86. P. 1991-2005.

7. Mackiw V.N., Benz T.W. and Evans D.J.I., 1966, A Review of Recent Developments in Pressure Hydrometallurgy, *Metall. Review*, 11(109). 143-158 pp.
8. Зайцев П.В., Шнеерсон Я.М. Автоклавные технологии переработки медьсодержащего сырья // *Цветные металлы*. 2016. №4. С. 26-31.
9. Wilmot J.C., Smith R.I., Brewer R.E. Concentrate leach start-up a. optimization at the Phelps Dodge Bagdad mine Arizona // *Pressure Hydrometallurgy*. 2004. P. 77-79.
10. Marsden J.O., Brewer R.E., Haazen H. Copper concentrates leaching developments by Phelps Dodge Corporation // *Hydrometallurgy*. 2003. Vol. 2. P. 1429-1446.
11. Marsden J.O. Keynote Address: lesson learned from the copper industry applied to gold extraction // *World Gold*. 2009. P. 231-240.
12. Крылова Л.Н., Мощанецкий П.В., Шириня Н.В. Выщелачивание металлов из труднообогатимого промпродукта флотации медно-цинковых колчеданных руд // *Обогащение руд*. 2015. №6. С. 14-16.
13. Anderson C.G. Applications of NSC pressure leaching // *Pressure Hydrometallurgy 2004*. Banff, Alberta, 2004. P. 855-886.
14. Aleksandrova T., Romanenko S., Arustamian K. Research of slurry preparation before selective flotation for sulphide-polymetallic ores // *IMPC 2018-29th International Mineral Processing Congress*. 2019. С. 2071-2078.
15. Zalesov M.V., Grigoreva V.A., Trubilov V.S., Boduen A.Ya. Designing of engineering solutions to enhance efficiency of high-copper gold-bearing ore processing. *Gornaya promyshlennost = Russian Mining Industry*. 2021;(5):51-56. (In Russ.) DOI: 10.30686/1609-9192-2021-5-51-56.
16. Crundwell F. et al. *Extractive Metallurgy of Nickel, Cobalt and Platinum Group Metals*. Elsevier, 2011.
17. Deng Q. et al. Ramu nickel cobalt project: NI 43-101 Technical report. North Sydney: Behre Dolbear, 2019. 98 c.
18. Ege D.E. et al. Ramp-up experience at Meta Nikel HPAL plant // *ALTA 2017 Nickel-Cobalt-Copper*. Perth, 2017. С. 1-16.
19. O'Callaghan J. Murrin Murrin Operations – Overview // 2010. С. 155.
20. Shibayama K. et al. Taganito HPAL Plant Project // *Miner. Eng.* 2016. Т. 88. С. 61-65.
21. Valle L. et al. Completing the Ambatovy ramp-up: The road to successful financial completion // *ALTA 2016 Ni-Co-Cu*. Perth, 2016. С. 62-80.
22. Valle L., Dickson P., Curtis A. The HPAL plants that SNC-Lavalin built: Where are they now? // *ALTA 2017 Ni-Co-Cu*. Perth, 2017. С. 410-436.
23. Assessment of refractory gold-bearing ores based of interpretation of thermal analysis data // *TN Aleksandrova, G Heide, AV Afanasova. Journal of Mining Institute*, 2019, № 235.
24. Bulaev A.G., Boduen, A.Y., Ukraintsev, I.V. Biooxidation of persistent gold-bearing ore concentrate of the Bestobe deposit // *Obogashchenie Rud*, 2019, 2019(6), pp. 9-14.
25. Boduen A.Y., Fokina S.B., Polezhaev S.Y. The hydrometallurgical pretreatment of a refractory gold sulfide concentrate // *Innovation-Based Development of the Mineral Resources Sector: Challenges and Prospects –11th conference of the Russian-German Raw Materials*, 2018, 2019, pp. 331-340.
26. Совершенствование технологии селективного разделения медно-никелевых фэйнштейнов / Алексеев Л.И., Ершов С.Ф., Кайтмазов Н.Г., Беккер В.Г., Матвиенко З.И., Юрьев А.И., & Джусоев Ф.З. // *Записки Горного института*, 2005. Т. 165. С. 18.
27. Александрова Т.Н., & О'Коннор С. Переработка платинометаллических руд в России и Южной Африке: состояние и перспективы // *Записки Горного института*. 2020. Т. 244. С. 462-473.
28. Рогожников Д.А. Азотнокислотное выщелачивание ажалского сульфидного мышьяковистого медьсодержащего концентрата // *Цветные металлы*. 2020. № 8. С. 11-17.
29. Hosseini Seyes Abolfazl. Leaching of nickel from a secondary source by sulfuric acid / Seyed Abolfazl Hosseini, Shahram Raygana, Ahmad Rezaeia, Ali Jafarib. *Journal of Environmental Chemical Engineering*. Volume 5, Issue 4, August 2017, pp. 3922-3929.
30. The total pressure oxidation of copper concentrates / King J.A., Dreisinger D.B., Knight D.A., Paul E. // *Extract. Metallurgy of Copper, Nickel and Cobalt*. 1993. V. 1. P. 735-756.
31. McDonald R.G., Li J., Austin P.J. High Temperature Pressure Oxidation of a Low-Grade Nickel Sulfide Concentrate with Control of the Residue Composition. *Minerals*, 2020, 10, 249.
32. Jafari M., Karimi G., Ahmadi R. Improvement of chalcopyrite atmospheric leaching using controlled slurry potential and additive treatments. *Physicochem. Probl. Miner*, 2017, 53, 1228-1240.
33. McDonald R.G., Li J. The high temperature co-processing of nickel sulfide and nickel laterite sources. *Minerals* 2020, in press.
34. Qian G., Xia F., Brugger J., Skinner W.M., Bei J., Chen G., Pring A. Replacement of pyrrhotite by pyrite and marcasite under hydrothermal conditions up to 220°C: An experimental study of reaction textures and mechanisms. *Am. Mineral*. 2011, 96, 1878-1893.
35. McDonald R., Rodriguez M., Li J., Robinson D., Jackson M., Hosken T. The co-processing of nickel sulphide and laterite materials using low oxygen pressures. In *Pressure Hydrometallurgy 2012, Proceedings of the COM 2012, Niagara Falls, ON, Canada, 30 September-3 October 2012*; Collins M.J., Filippou D., Harlamovs J.R., Peek E., Eds.; *MetSoc: Montreal, QC, Canada*, 2012, pp. 211-225.
36. Булаев А.Г., Бодуэн А.Я., Украинцев И.В. Биокисление упорного золотосодержащего концентрата руды месторождения Бестобе // *Обогащение руд*. 2019. №6. С. 8-13.

References

- Naboychenko S.S., Shneerson Ya.M., Kalashnikova M.I., Chugaev L.V. *Avtoklavnyaya gidrometallurgiya tsvetnykh metallov* [Autoclave hydrometallurgy of non-ferrous metals]. In 2 volumes. Part 2. Yekaterinburg: USTU-UPI, 2009. (In Russ.)
- Shneerson Ya.M., Naboychenko S.S. Autoclave hydrometallurgy of non-ferrous metals: Industry trends. *Tsvetnye Metally* [Non-ferrous metals], 2011, no. 3, pp. 15-20. (In Russ.)
- Naboychenko S.S. Development of domestic autoclave metallurgy. *Tsvetnye Metally* [Non-ferrous metals], 1992, no. 6, pp. 27-30. (In Russ.)
- Boduen A.Ya., Petrov G.V., Kobylansky A.A., Bulaev A.G. Sulphide leaching of copper concentrate with high arsenic content. *Obogashchenie Rud* [Ore beneficiation], 2022, no. 1, pp. 14-19. (In Russ.)
- Dreisinger D. Copper leaching from primary sulfides: Options for biological and chemical extraction of copper. *Hydrometallurgy*, 2006, vol. 83, pp. 10-20.
- Mc Donald R.G., Muiz D.M. Pressure oxidation leaching of chalcopyrite. Part 1. Comparison of high a. low temperature reaction kinetics a. product. *Hydrometallurgy*, 2007, vol. 86, pp. 1991-2005.
- Mackiw V.N., Benz T.W., Evans D.J.I. A Review of Recent Developments in Pressure Hydrometallurgy. *Metall. Review*, 1966, 11(109), pp. 143-158.
- Zaitsev P.V., Shneerson Ya.M. Autoclave technologies for processing copper-bearing raw materials. *Tsvetnye Metally* [Non-ferrous metals], 2016, no. 4, pp. 26-31. (In Russ.)
- Wilmot J.C., Smith R.I., Brewer R.E. Concentrate leach start-up a. optimization at the Phelps Dodge Bagdad mine Arizona. *Pressure Hydrometallurgy*, 2004, pp. 77-79.
- Marsden J.O., Brewer R.E., Haazen H. Copper concentrates leaching developments by Phelps Dodge Corporation. *Hydrometallurgy*, 2003, vol. 2, pp. 1429-1446.
- Marsden J.O. Keynote Address: lesson learned from the copper industry applied to gold extraction. *World Gold*, 2009, pp. 231-240.
- Krylova L.N., Moshchanetsky P.V., Shirinya N.V. Leaching of metals from refractory middlings of flotation of copper-zinc pyrite ores. *Obogashchenie Rud* [Ore beneficiation], 2015, no. 6, pp. 14-16. (In Russ.)
- Anderson C.G. Applications of NSC pressure leaching. *Pressure Hydrometallurgy*, 2004. Banff, Alberta, 2004, pp. 855-886.
- Aleksandrova T., Romanenko S., Arustamian K. Research of slurry preparation before selective flotation for sulphide-polymetallic ores. IMPC 2018-29th International Mineral Processing Congress, 2019, pp. 2071-2078.
- Zalesov M.V., Grigoreva V.A., Trubilov V.S., Boduen A.Ya. Designing of engineering solutions to enhance efficiency of high-copper gold-bearing ore processing. *Gornaya promyshlennost* [Russian Mining Industry], 2021; (5):51-56. (In Russ.) DOI: 10.30686/1609-9192-2021-5-51-56.
- Crundwell F. et al. *Extractive Metallurgy of Nickel, Cobalt and Platinum Group Metals*. Elsevier, 2011.
- Deng Q. et al. Ramu nickel cobalt project: NI 43-101 Technical report. North Sydney: Behre Dolbear, 2019. 98 p.
- Ege D.E. et al. Ramp-up experience at Meta Nikel HPAL plant. ALTA 2017 Nickel-Cobalt-Copper. Perth, 2017, pp. 1-16.
- O'Callaghan J. Murrin Murrin Operations – Overview. 2010, p. 155.
- Shibayama K. et al. Taganito HPAL Plant Project. *Miner. Eng.*, 2016, vol. 88, pp. 61-65.
- Valle L. et al. Completing the Ambatovy ramp-up: The road to successful financial completion. ALTA 2016 Ni-Co-Cu. Perth, 2016, pp. 62-80.
- Valle L., Dickson P., Curtis A. The HPAL plants that SNC-Lavalin built: Where are they now? ALTA 2017 Ni-Co-Cu. Perth, 2017, pp. 410-436.
- Aleksandrova T.N., Heide G., Afanasova A.V. Assessment of refractory gold-bearing ores based of interpretation of thermal analysis data. *Journal of Mining Institute*, no. 235, 2019.
- Bulaev A.G., Boduen A.Ya., Ukraintsev I.V. Biooxidation of persistent gold-bearing ore concentrate of the Bestobe deposit. *Obogashchenie Rud* [Ore beneficiation], 2019, no. 6, pp. 9-14. (In Russ.)
- Boduen A.Ya., Fokina S.B., Polezhaev S.Y. The hydrometallurgical pretreatment of a refractory gold sulfide concentrate. *Innovation-Based Development of the Mineral Resources Sector: Challenges and Prospects – 11th Conference of the Russian-German Raw Materials*, 2018, 2019, pp. 331-340.
- Alekseev L.I., Ershov S.F., Kaitmazov N.G., Becker V.G., Matvienko Z.I., Yuriev A.I., Dzhusev F.Z. Optimizing the process of selective separation of copper-nickel mattes. *Zapiski Gornogo instituta* [Proceedings of the Mining Institute], 2005, 165, p. 18. (In Russ.)
- Aleksandrova T.N., O'Connor S. Processing of platinum-metal ores in Russia and South Africa: Status and prospects. *Zapiski Gornogo instituta* [Proceedings of the Mining Institute], 2020, 244, pp. 462-473. (In Russ.)
- Rogozhnikov D.A. Nitric acid leaching of the copper-bearing arsenic sulphide concentrate of Akzhal. *Tsvetnye Metally* [Non-ferrous metals], 2020, no. 8, pp. 11-17. (In Russ.)
- Hosseini Seyes Abolfazl, Raygana Shahram, Rezaeia Ahmad, Jafarib Ali. Leaching of nickel from a secondary source by sulfuric acid. *Journal of Environmental Chemical Engineering*, vol. 5, iss. 4, August 2017, pp. 3922-3929.
- King J.A., Dreisinger D.B., Knight D.A., Paul E. The total pressure oxidation of copper concentrates. *Extract. Metallurgy of Copper, Nickel and Cobalt*, 1993, vol. 1, pp. 735-756.
- McDonald R.G., Li J., Austin P.J. High Temperature Pressure Oxidation of a Low-Grade Nickel Sulfide Concentrate with Control of the Residue Composition. *Minerals* 2020, 10, 249. <https://doi.org/10.3390/min10030249>

32. Jafari M., Karimi G., Ahmadi R. Improvement of chalcopyrite atmospheric leaching using controlled slurry potential and additive treatments. *Physicochem. Probl. Miner.*, 2017, 53, 1228-1240.
33. McDonald R.G., Li J. The high temperature co-processing of nickel sulfide and nickel laterite sources. *Minerals* 2020, in press.
34. Qian G., Xia F., Brugger J., Skinner W.M., Bei J., Chen G., Pring A. Replacement of pyrrhotite by pyrite and marcasite under hydrothermal conditions up to 220°C: An experimental study of reaction textures and mechanisms. *Am. Mineral.*, 2011, 96, 1878-1893.
35. McDonald R., Rodriguez M., Li J., Robinson D., Jackson M., Hosken T. The co-processing of nickel sulphide and laterite materials using low oxygen pressures. In *Pressure Hydrometallurgy 2012, Proceedings of the COM 2012, Niagara Falls, ON, Canada, 30 September-3 October 2012*; Collins M.J., Filippou D., Harlamovs J.R., Peek E., Eds. *MetSoc: Montreal, QC, Canada, 2012*, pp. 211-225.
36. Bulaev A.G., Boduen A. Ya., Ukraintsev I.V. Biooxidation of refractory gold-bearing ore concentrate from the Bestobe deposit. *Obogashchenie Rud [Ore beneficiation]*, 2019, no. 6, pp. 8-13. (In Russ.)

Поступила 25.07.2022; принята к публикации 13.09.2022; опубликована 26.09.2022
Submitted 25/07/2022; revised 13/09/2022; published 26/09/2022

Гордеев Даниил Валерьевич – аспирант кафедры металлургии,
Санкт-Петербургский горный университет, Санкт-Петербург, Россия.
Email: danya.gordeev.2014@mail.ru

Петров Георгий Валентинович – доктор технических наук, профессор кафедры металлургии,
Санкт-Петербургский горный университет, Санкт-Петербург, Россия.
Email: petroffg@yandex.ru

Никитина Татьяна Юрьевна – аспирант кафедры металлургии,
Санкт-Петербургский горный университет, Санкт-Петербург, Россия.
Email: nikatatka@yandex.ru

Daniil V. Gordeev – Postgraduate Student at the Department of Metallurgy,
St. Petersburg Mining University, Saint Petersburg, Russia.
Email: danya.gordeev.2014@mail.ru

Georgiy V. Petrov – DSc (Eng.), Professor at the Department of Metallurgy,
St. Petersburg Mining University, Saint Petersburg, Russia.
Email: petroffg@yandex.ru

Tatyana Yu. Nikitina – Postgraduate Student at the Department of Metallurgy,
St. Petersburg Mining University, Saint Petersburg, Russia.
Email: nikatatka@yandex.ru