



УДК 550.423:622.342.1(571.61)

ПЕРСПЕКТИВЫ ВОЗРОЖДЕНИЯ КИРОВСКОГО ЗОЛОТОРУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПРИАМУРЬЯ

С. М. Радомский, В. И. Радомская

Институт геологии и природопользования ДВО РАН, Благовещенск, Россия

Представлены возможные перспективы разработки Кировского золоторудного месторождения Приамурья умеренно сульфидной формации. Оценены результаты и охарактеризованы применявшиеся технологии золотодобычи в исторической хронологии. Произведена оценка концентраций группы благородных металлов (Au, Ag, Ru, Rh, Pd, Os, Ir, Pt) для использования возможностей комплексного извлечения полезных компонентов из минерального сырья, продуктов обогащения и отходов золотодобычи для завершения эксплуатации месторождения и полной рекультивации земель. Были использованы методы атомной абсорбции, вольтамперометрии, фотоколориметрии, каталитиметрии и химического анализа с погрешностью по правильности, точности и воспроизводимости результата $\leq 30\%$. Исследовано современное состояние минерально-сырьевой базы рудника. Даны характеристики минерального и химического составов руд и отвалов. Выполнено лабораторное сравнение способов золотодобычи с использованием современных технологий на образцах минерального сырья Кировского месторождения. Предложен способ тиокарбамидного получения всей группы благородных металлов раствором состава $(0,5 \text{ M H}_2\text{SO}_4 + 0,5 \text{ M Fe}_2(\text{SO}_4)_3 + 0,35 \text{ M (NH}_2)_2\text{CS})$ в технологиях выщелачивания золота, серебра и платиноидов из сульфидных концентратов, руд и хвостов обогащения со степенями извлечения 90–99 %.

Ключевые слова: благородные металлы, распределение, Кировское золоторудное месторождение, Приамурье.

PROSPECTS FOR RENEWAL OF THE KIROVSKOYE GOLD ORE DEPOSIT IN THE PRIAMURYE

S. M. Radomskiy, V. I. Radomskaya

Institute of Geology and Nature Management, Far East Branch of RAS, Blagoveshchensk, Russia

Possible prospects for development of the well-known Kirovskoye gold ore deposit in the Priamurye (Cis-Amur River region) of moderately sulphide formation are presented. The results are evaluated and applied gold mining technologies are characterized in historical chronology. Concentrations of the precious metals group (Au, Ag, Ru, Rh, Pd, Os, Ir, Pt) were estimated to use possibilities of complex recovery of commercial components from minerals, mineral-dressing products and non utilizable waste to complete the exploitation of deposit and comprehensive land restoration. The methods of atomic absorption, voltammetry, photocolorimetry, catalimetry and chemical analysis were used with an error in accuracy, correctness and reproducibility of result $\leq 30\%$. The current state of mineral resources base of the mine is investigated. Characteristics of mineral and chemical compositions of ores and waste dumps are given. The laboratory comparison of application methods in gold mining using methods of modern technologies with samples of mineral raw materials of the Kirovskoye deposit is performed. A method is proposed for the thiocarbamide preparation of the entire group of precious metals with a solution of composition $(0,5 \text{ M H}_2\text{SO}_4 + 0,5 \text{ M Fe}_2(\text{SO}_4)_3 + 0,35 \text{ M (NH}_2)_2\text{CS})$ in technologies of gold, silver and platinoids leaching from sulphide concentrates, ores and mine refuses with recovery ratios of 90–99 %.

Keywords: precious metals, distribution, Kirovskoye gold ore deposit, Priamurye.

DOI 10.20403/2078-0575-2020-1-56-62

Амурская область является одним из старейших золотодобывающих регионов России, где добыча золота осуществлялась традиционными способами с середины XIX в. В 1867 г. инженером Н. П. Аносовым, известным первооткрывателем большинства дальневосточных рудно-россыпных месторождений золота, был исследован Джалиндинский участок, получивший впоследствии название Кировского месторождения [8]. Оно было открыто при разработке россыпей золота в верховьях р. Джалинда и по ее притокам – ручьям Ивановскому и Николаевскому, которые непосредственно связаны с коренными рудопроявлениями площади, ограниченной правобережьем рек Большой Янкан и Малый Уркан. Золо-

тодобычу на участке вела Восточно-Амурская золотопромышленная компания с открытия до Первой мировой и гражданской войн, ею было добыто учтенного золота 22,3 т при средней продуктивности золотосодержащих песков 6,2 г/м³ и общей добыче со всех приисков Джалиндинского золотодобывающего района 49,1 т [1].

Освоение месторождения возобновилось в 1927 г. На Джалиндинском участке было начато строительство золотоизвлекательной фабрики (ЗИФ), и в 1934 г. по завершении работ ей было присвоено имя С. М. Кирова, а само месторождение стало называться Кировским. На фабрике золотосодержащие пески и руды перерабатывались



способом амальгамирования, из шлихов извлекались уже более мелкие разности (10–1000 мкм), характеризующие классы пылевидного, мелкого и очень мелкого видимого золота. Переработанная руда складировалась в производственные отвалы.

Извлечение из кондиционного шлихового материала было завершено к 1962 г., так как производительность труда по технологии амальгамирования упала, а себестоимость добытого золота возросла до 200 % рыночной стоимости металла. Было принято решение произвести «мокрую консервацию» месторождения: производственные карьеры были затоплены. По данным треста «Амурзолото», эксплуатировавшего этот участок, было получено 9,65 т золота при среднем его содержании в руде 8,5 г/т и валовом количестве переработанной руды 1,13 млн т. За период добычи переработано 55 рудных жил на глубину до 200 м [8].

В 1992 г. начался новый этап с открытия новых жил, уточнения старых запасов, использования достижений гравиметрического способа добычи золота и метода извлечения цианированием. Первый способ добычи золота из ранее переработанных руд приемлемых результатов не дал, да и второй показал результат всего 25 %. На этом основании руды, концентраты и хвосты месторождения были отнесены к разряду «упорных» для цианирования при сверхнормативном превышении затрат как самих реагентов процесса цианирования (NaCN), так и попутно выделяющихся побочных продуктов, которые чрезмерно загрязняли природную среду и требовали дополнительных затрат на оплату штрафных природоохранных санкций. Оставшееся в отвалах коллоидное, тонкодисперсное и ультратонкодисперсное самородное золото размерности 0,1–10 мкм (по классификации Н. В. Петровской) из отработанных золотоносных руд рентабельно извлечь не удалось. Однако было установлено, что эти руды легко обогащаются по гравитационно-флотационным схемам. Поэтому далее прирост ресурсов и запасов связывался с переоценкой и доразведкой рудных жил, штокверковых зон, рудных отвалов, а также с использованием новых научных знаний.

К настоящему времени появилась современная технология извлечения благородных металлов (БМ). Это кислотное выщелачивание растворами тиокарбамида – альтернатива цианированию, не уступающая ему по технологическим параметрам извлечения золота. При этом нагрузка на природную среду более щадящая, подземные и поверхностные воды, почвы и атмосферный воздух не загрязняются чрезмерно продуктами технологической переработки. Амурский регион находится в группе лидеров среди золотодобывающих субъектов РФ, поэтому представляется актуальным использовать достижения современной науки для сохранения лидирующих позиций в отрасли. Цель работы – исследование использования технологии выщелачивания золота, серебра и металлов группы платины подкисленными

растворами тиокарбамида для количественного и более полного извлечения благородных металлов из рудных жил и отвалов Кировского золоторудного месторождения.

Материалы и методы исследования

В работе использованы и проанализированы образцы руд и отходов ЗИФ, представляющие собой амальгамированные концентраты руд Кировского месторождения, которые были переработаны по гравитационному способу обогащения.

Количественное определение содержаний БМ включая золото, серебро и металлы группы платины, проведено после отжига проб при 650 °C в течение 1,5 ч для устранения мешающего определению влияния сульфидов, арсенидов и органического углерода. Навески проб золота и серебра (5–10 г) вскрывались раствором смеси кислот HCl и HNO_3 в отношении 3:1 с последующим экстракционным атомно-абсорбционным определением золота в растворе 0,05 М дибутилсульфида в метилбензоле и иодидных комплексов серебра в растворе 3-метилбутанола-1 [2, 11, 12]. Методика определения металлов группы платины заключалась в пробирном концентрировании элементов из навески 10 г путем предварительного сплавления на никелевый штейн, последующим растворением его в растворе 6 М соляной кислоты и отделением нерастворимого остатка элементов группы платины. Далее полученный остаток сплавлялся с пероксидом натрия, выщелачивался бидистиллированной водой и переводился в мерную колбу 25 см³, из которой отбирались аликвоты на дальнейшие отдельные определения платиноидов. При этом аликвота осмия разбавлялась 0,1 М раствором уксусной кислоты, а остальные платиновые металлы – 2–3 М раствором HCl . Содержание рутения, осмия и иридия определяли кинетическим, каталитическим и фотоколориметрическими методами соответственно. Вторичное концентрирование платины, палладия, родия проводили методом экстракции смесью 0,025 М растворов ди-2-этилгексилдитиофосфорной кислоты и ортоалкиланилина в метилбензоле из подготовленных ранее солянокислых растворов [2, 12]. Анализы выполняли на атомно-абсорбционных спектрофотометрах «Hitachi 180–50» и «SOLAAR M-6».

БМ в природной среде распределены весьма неравномерно, поэтому при исследовании их роли и поведения в геохимических процессах необходимо надежно и точно определять следовые количества. Это задается условиями использования представительной навески для применяемых методов и использованием накопленного опыта в современных эффективных схемах анализов, связанных с предварительной подготовкой, отделением от матрицы и концентрированием, что позволяет избавиться от матричного эффекта и значительно повысить соотношение сигнал/шум [3, 4]. Внутривлабораторный контроль по воспроизводимости резуль-

татов проводился методом инверсионной вольтамперометрии из навески 1 г по государственному контрольным образцам состава (ГСО) минерального сырья [6].

Результаты и обсуждение

Джалиндинское рудное поле вытянуто в меридиональном направлении и имеет длину 8–10 км, ширину 5–6 км. Распологается оно над Тукурингским глубинным разломом, закрытым слабодислоцированными юрскими песчано-глинистыми отложениями Стрелкинской впадины, и разделяет структуры Станового комплекса и вулканогенные проявления структур Монголо-Охотского рудно-

го пояса. Оруденение пространственно связано с Джалиндинским массивом раннемеловых гранитоидов, прорывающих раннекристаллический фундамент протерозойских биотит-роговообманковых и биотит-гнейсовых кристаллических сланцев. Геологическая схема Кировского золоторудного месторождения имеет блочную структуру, разграничивающую проявления вертикальной и горизонтальной зональности. Схема по данным Л. П. Гурова (1978) приведена на рисунке [5]. Обилие и разнообразие минерального состава руд Кировского месторождения привело к появлению нескольких различных названий, под которыми месторождение известно в литературе [8].

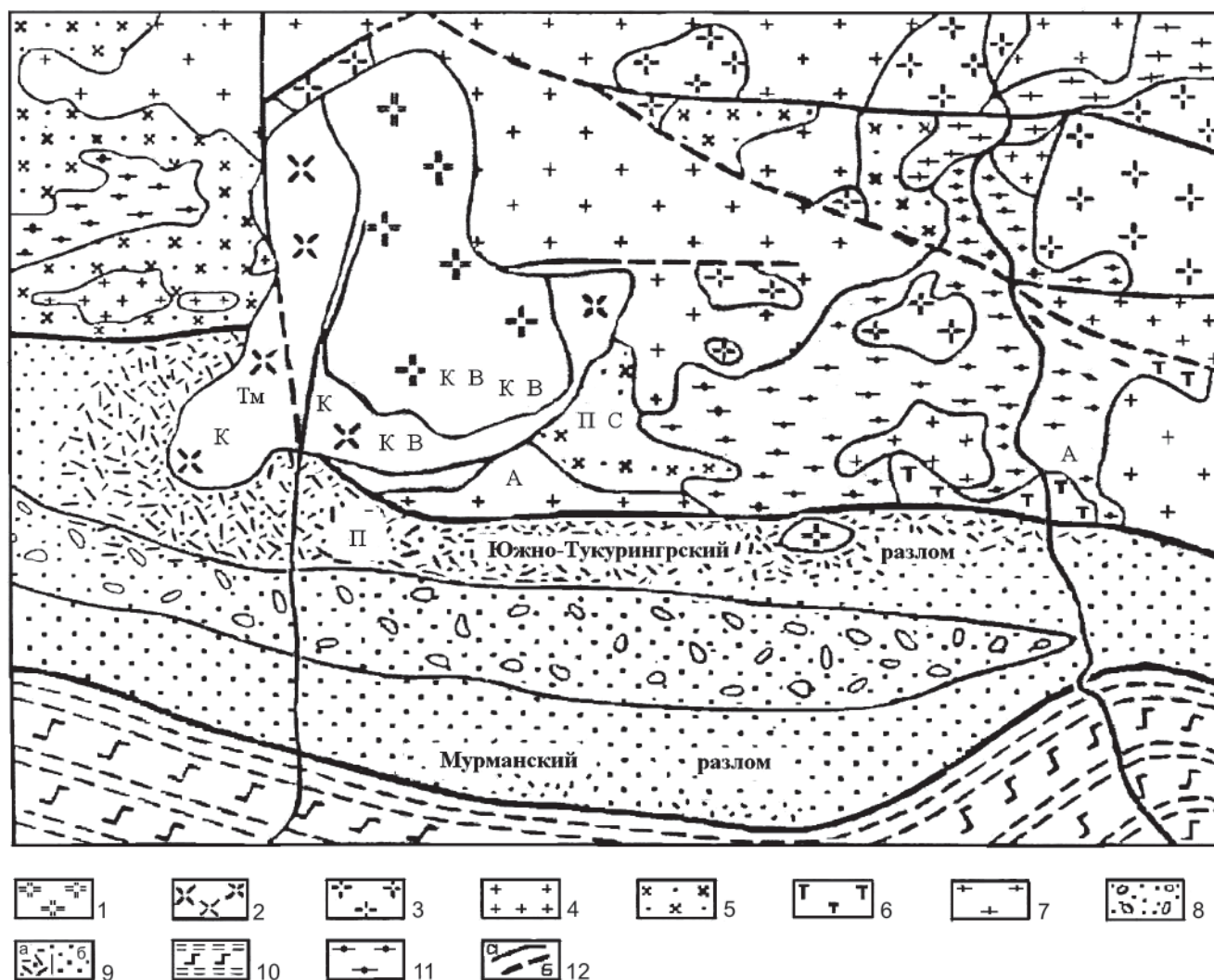


Схема геологического строения и зональности минерализаций Кировского месторождения

1–2 – гранитоиды Джалиндинского массива (верхнеюрские и нижнемеловые): 1 – гранодиориты, 2 – диориты, кварцевые диориты и их ортоклазсодержащие разности; 3 – граниты лейкократовые среднезернистые (юрские); 4 – биотитовые и биотит-роговообманковые граниты и гранодиориты (юрские); 5 – диориты и кварцевые диориты (среднепалеозойские); 6 – основные и ультраосновные породы (протерозойские); 7 – гнейсовидные биотитовые, биотит-роговообманковые граниты, гранодиориты (нижнепротерозойские); 8–9 – уганская свита (верхнеюрская): 8 – грубозернистые песчаники, гравелиты, конгломераты верхней подсвиты, 9 – песчаники и алевролиты с прослоями конгломератов нижней подсвиты (а – ороговикованные, б – неороговикованные); 10 – вулканогенно-осадочные породы янканской серии (среднепротерозойские) Pt; 11 – биотит-роговообманковые, биотитовые гнейсы с прослоями амфиболитов и кристаллические сланцы урканской серии (нижнепротерозойские) A₂; 12 – разломы: а – достоверные, б – предполагаемые; участки с минерализацией: Тм – турмалин-магнетитовой, К – существенно кварцевой, В – висмутин-халькопиритовой, А – кварц-антимонитовой, П – пирит-арсенопиритовой, С – полиметаллической



Кировское гидротермальное месторождение относится к мезотермальному типу, сформировано на глубине 1–1,5 км, на что указывает обилие порфировых структур в джалиндинских гранитоидах. Россыпные и рудные площади пространственно совмещены и связаны с проявлениями верхнемезозойского магматизма, который с наложенной впоследствии гидротермальной деятельностью контролировался разрывными структурами и системами нарушений, имеющих субширотный региональный разлом. Золотые россыпи приурочены ко всей речной системе, в истоках которой находится верхнеюрский – нижнемеловой Джалиндинский интрузив гранитоидов. Абсолютный возраст оруденения был установлен по кварцитам и кальцитам изохронным рубидий-стронциевым методом – 131–126 млн лет (нижний мел). Структурная зональность возникла в результате тектонических движений различного характера в период длительного процесса рудоотложения. На месторождении известно более 300 средних и мелких рудных жил, длиной 600–700 м, средней мощностью 1,5 м, имеющих крутое (60–90°) падение в разные стороны и характеризующихся различными минерализациями [13].

Для месторождения не характерна вертикальная зональность в распределении минеральных ассоциаций и отдельных минералов, но довольно часто встречается наложение разнотемпературных ассоциаций в отдельных рудных телах, особенно в крупных телах субширотного простираения. По этой причине выделяются два типа горизонтальной зональности (температурная и структурная), а также шесть минеральных ассоциаций, различающихся по времени образования и часто пространственно разобщенных: 1) турмалин-магнетитовая, 2) кварцевая, 3) висмутин-халькопиритовая, 4) пирит-арсенопиритовая, 5) полиметаллическая, 6) антимонитовая. Все они золотоносны и дифференцируются по размерам зерен, форме, пробе, сростанию с различными минералами, а также по среднему содержанию БМ в минеральных ассоциациях и отдельных минералах [5]. Наиболее крупные рудные тела обычно имеют смешанный минеральный состав, но преобладает одна из перечисленных минеральных ассоциаций. Основная масса золота связана с висмутином и тетрадимитом.

Рудные жилы сложены белым кварцем, арсенопиритом, халькопиритом, висмутитом, пиритом, магнетитом, сфалеритом, тетрадимитом, шеелитом, пирротинном, блеклыми рудами и энаргитом. Многочисленные жильные образования, сопровождающие интрузии, отличаются от более древних и крупных интрузий пестротой состава, что характеризует их как близповерхностные и связывает с глубинными разломами по наличию редкоземельных элементов. Молодые интрузии часто сопровождаются золоторудной минерализацией. По химическому составу руды содержат (%) As (2), Sb (1,5), Bi

(1,6), Zn (2), Cu (1), Pb (2), W (0,4), Ni (0,6). В рудах преобладает мелкое (до 2 мм) чешуйчатое и пластинчатое золото.

Золото, серебро и металлы группы платины выделялись на всех этапах гидротермального процесса – от самого начала до конца включительно, образуя как высокотемпературные генерации минералов 1–4-й минеральных ассоциаций с высокопробным (920–980 ‰) золотом, так и низкотемпературной генерации 5–6-й минеральных ассоциаций с низкопробным (820–870 ‰).

С понижением температуры образования в золотоносных рудах снижаются проба золота и концентрации золота и металлов группы платины, но увеличиваются концентрации серебра вплоть до образования им самостоятельных минеральных фаз. В целом следует отметить, что формирование минеральных ассоциаций и последовательность кристаллизации минералов отдельных ассоциаций на месторождении не отвечает идеальной последовательности отложения минералов В. Линдгрена и др., выявленной на основании изучения многих гидротермальных месторождений [8].

БМ на месторождении распространены крайне неравномерно (золото 5–100 г/т, серебро 6–135 г/т), а в отвалах средние концентрации золота 20–30 г/т [13]. Повышенные содержания БМ фиксировались только в рудных жилах, достигая следующих максимальных значений при сверхнормативном расхождении по интервалам содержаний (г/т): Ru 0,7; Rh 0,3; Pd 0,5; Ag 135; Os 0,4; Ir 0,8; Pt 1; Au 125. По отраслевым правилам обработки первичной геохимической информации в подсчет результатов, представленных в таблице, они не попали [3, 4].

Выделения металлов группы платины на Кировском золоторудном месторождении в общем относятся к рудопрооявлениям Верхнеамурской провинции, Соловьевского потенциального платиноносного рудно-россыпного узла и были образованы при высоких температурах из сульфидизированной магмы. Она представлена мелкодисперсными частицами (до 100 мкм) и характеризуется следующими минералами ассоциаций: сперрилит, иридосмины, реже самородная платина, изоферроплатина, палладий, а также эрлихманит, лаурит и другие сульфиды, арсениды и сульфоарсениды [9]. Источниками платиновой минерализации являются платиносодержащие россыпи золота, тогда как коренные месторождения платиноидов не выявлены и их концентрации значительно меньше промышленных рудных содержаний.

Серебряное оруденение было открыто в процессе освоения месторождения и оказалось обособлено от золоторудного вследствие технологической ориентации на добычу именно золота, в результате чего большая его часть рассеивалась по рудному полю, включалась в процесс техногенной миграции и уносилась по водотокам поверхностными водами.



Валовые концентрации благородных металлов в руде и отвалах ЗИФ Кировского золоторудного месторождения

Элемент	Рудные породы	Отвалы ЗИФ	Кларк в земной коре [14]
Ru	$\frac{0,014-0,019}{0,017}$	$\frac{0,024-0,048}{0,036}$	0,0001
Rh	$\frac{0,001-0,005}{0,003}$	$\frac{0,003-0,009}{0,006}$	0,00006
Pd	$\frac{0,005-0,010}{0,007}$	$\frac{0,010-0,020}{0,015}$	0,0004
Ag	$\frac{1-9}{5}$	$\frac{10-20}{15}$	0,07
Os	$\frac{0,001-0,003}{0,002}$	$\frac{0,005-0,011}{0,008}$	0,00005
Ir	$\frac{0,014-0,026}{0,015}$	$\frac{0,12-0,38}{0,20}$	0,00005
Pt	$\frac{0,10-0,42}{0,26}$	$\frac{0,18-0,50}{0,34}$	0,0004
Au	$\frac{1,11-3,60}{2,36}$	$\frac{20-40}{30}$	0,0025

Примечание. В числителе – интервал определяемых содержаний, ppm, в знаменателе – среднее значение, ppm.

Современная концентрация серебра в почво-грунтах Соловьевского рудно-россыпного узла достигает значений 1–5 г/т и не проникает на глубину более 0,3 м.

Для комплексного извлечения БМ из сульфидных концентратов, руд и хвостов обогащения, предложен способ тиокарбамидного выщелачивания раствором следующего состава: 0,5 М H_2SO_4 +0,5 М $Fe_2(SO_4)_3$ +0,35 М $(NH_2)_2CS$. В лабораторных условиях показано, что извлечение в раствор выщелачивания составляет 90–99 % при следующих параметрах: соотношении твердое/раствор 1/10, частота перемешивания пульпы 1 об/с, стандартные условия (Р 0,101 МПа, Т 298 К) и нагревание до Т = 308 К [7, 12]. Реакция тиокарбамидного выщелачивания является автокаталитической и сильно ускоряется сульфид-ионами $[S]^{2-}$ при значениях окислительно-восстановительного потенциала раствора с Eh = 0,1–0,4 В и раствора с Eh > 1,0 В. В то же время в технологиях щелочного кучного выщелачивания золота цианированием сульфид-ионы существенно замедляют и останавливают процесс растворения, делая содержащие их концентраты и руды «упорными» для выщелачивания золота.

Интервал Eh = 0,1–0,4 В может использоваться в вариантах подземного кислотного тиокарбамидного выщелачивания, а значение Eh > 1,0 В – в технологических схемах кислотного надземного кучного выщелачивания, где раствор 0,5 М H_2SO_4 и 0,5 М $Fe_2(SO_4)_3$ создает опорный потенциал Eh = 0,7 В.

Технологию тиокарбамидного выщелачивания золота из руды и отвалов ЗИФ Кировского месторождения впервые опробовали в лабораторных условиях в 2004 г. Оптимальные результаты были достигнуты при pH раствора 1,2. Равновесие достигалось за 0,5–1 ч, степень извлечения золота 20–50 % и концентрации Au^+ 0,71 моль/дм³. Для технологического извлечения со степенями свыше 98 % необходимо увеличение количества полных циклов растворения продолжительностью от 45 мин до 6 ч,

полное отделение раствора от рудного материала. Попутно установлено, что предварительная обработка раствором серной кислоты без тиокарбамида удаляет до 80 % примесей реагирующих неблагородных металлов и сокращает количество циклов растворений с тиокарбамидом до 5, а увеличение температуры выщелачивающего раствора до 308 К, также уменьшает количество циклов растворений до 5. Тиокарбамид устойчив и хорошо работает в стандартных условиях, а при Т > 308 К начинаются процессы разложения и его использование становится менее рентабельным. В 2013 г. было показано, что из руд и концентратов при тиокарбамидном выщелачивании кроме золота количественно извлекается и серебро – почти 98 %. Реакция работает в широком диапазоне концентраций ее компонентов (0,005–10,0 %), тиокарбамида, сульфата железа (III) и серной кислоты [11]. По своей эффективности реакции тиокарбамидного выщелачивания БМ в кислой среде в присутствии $Fe_2(SO_4)_3$ значительно превосходят по скорости только тиокарбамидное выщелачивание, исходя из теоретического анализа стандартных окислительно-восстановительных потенциалов и физико-химических условий процесса, что подтверждает их автокаталитический характер [12]. Использование данного способа извлечения БМ на первичных рудах приводит к возрастанию времени растворения вследствие увеличения класса крупности выделений самородного золота [10].

По геологической обстановке Кировское рудное поле самое перспективное на орудование БМ в этом районе, и дальнейшее развитие золотодобычи следует увязывать именно с ним: с переоценкой и доразведкой кварцево-рудных тел, штокверков, переработкой старых отвалов с использованием новейших технологий.

В настоящее время химической промышленностью освоен выпуск тиокарбамида в Германии, Китае и РФ. Десять отечественных предприятий на бирже

предлагают реагент, фасованный в мешки по 25 кг при средней стоимости 200 руб./кг. Тиокарбамидный метод извлечения БМ обладает рядом достоинств: малой токсичностью, высокой избирательностью по отношению к БМ, кинетической активностью, и обеспечивает производство золота в промышленном масштабе как в надземном варианте, так и в подземном. Электрохимическая реакция кислотного тиокарбамидного окисления БМ может существенно, комплексно и качественно превзойти реакцию цианирования золота в щелочной среде, повсеместно используемую в процессе извлечения Au из руд месторождений, и снизить токсическую нагрузку на биосферу при его добыче [12]. Важным преимуществом тиокарбамидного выщелачивания золота по сравнению с классическим цианидным является значительное снижение химической «упорности» минерального сырья перерабатываемых концентратов сульфидных, арсенопиритных и сульфоарсенидных золотосодержащих руд. Попутное извлечение серебра и металлов группы платины также качественно повышает уровень используемой технологии тиокарбамидного выщелачивания при существенном снижении эколого-экономических издержек. Важное преимущество рассматриваемого способа для экологии – снижение влияния мышьяка на природную среду, которое является существенной проблемой многих действующих технологий переработки и экологических природоохранных мер. В нашем случае в твердых отходах Кировской ЗИФ будет всего до 20 % As_2O_3 , что минимизирует негативное воздействие. Кроме того, этот метод можно использовать в подземном варианте при выщелачивании из линз рудных тел, расположенных между водонепроницаемыми слоями глин, которые широко распространены на Джалиндинском рудном поле, без вскрытия горных пород. Это также повышает экономическую эффективность данного способа извлечения.

Из полученных растворов БМ можно выделить одним из следующих представленных вариантов: 1) обработкой растворами щелочей с образованием соответствующих гидроксидов с последующим отжигом и сплавлением; 2) обработкой растворами щелочных сульфидов, получением осадка сульфидов металлов и их сплавлением; 3) по ионообменным реакциям с твердыми анионообменными смолами; 4) экстракционными методами с использованием групповых реагентов (алкиланилинов, диэтилгексилдитиофосфорной кислоты и других в растворе органических растворителей, например метилбензоле и др.); 5) электролизом [12].

Выводы

Сульфид-ионы $[S]^{2-}$ замедляют и останавливают процесс щелочного цианидного выщелачивания концентратов, руд и хвостов обогащения, понижая степень извлечения золота до значений ниже количественных, и делают их «упорными» для цианирования, тогда как в процессе кислотного тиокар-

бамидного выщелачивания сильно увеличивают скорость реакции и являются катализаторами, повышающими эффективность технологии извлечения.

Предложен способ тиокарбамидного получения всей группы благородных металлов раствором состава 0,5 М H_2SO_4 +0,5 М $Fe_2(SO_4)_3$ +0,35 М $(NH_4)_2CS$ в технологиях выщелачивания золота, серебра и платиноидов из сульфидных концентратов, руд и хвостов обогащения со степенями извлечения 90–99 %.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. **Анерт Э. Э.** Богатство недр Дальнего Востока. – Хабаровск; Владивосток: Книжное дело, 1928. – 932 с.
2. **Биогеохимия** благородных металлов в водотоках бассейна реки Амур / В. И. Радомская, С. М. Радомский, Ю. Г. Пискунов, Н. Г. Куимова // Геоэкология, инженерная геология, гидрогеология, геокриология. – 2005. – № 4. – С. 317–322.
3. **ГОСТ Р 52599–2006.** Драгоценные металлы и их сплавы. Общие требования к методам анализа. Введ. 2008–01–01. – М.: Стандартинформ, 2007. – 10 с.
4. **ГОСТ Р 55558–2015.** Руда сульфидная медно-никелевая. Масс-спектрометрический метод определения содержания платины, палладия, родия, рутения, иридия и золота с предварительным коллективированием на никелевый штейн. Введ. 2014–07–01. – М.: Стандартинформ, 2015. – 36 с.
5. **Золотая** минерализация Верхнего и Среднего Приамурья / отв. ред. И. И. Фатьянов. – Владивосток: ДВНЦ АН СССР, 1978. – 170 с.
6. **Колпакова Н. А.** Определение платиновых металлов в минеральном сырье методом инверсионной вольтамперометрии (обзор) // Заводская лаборатория. Диагностика материалов. – 2014. – Т. 80, № 9. – С. 5–13.
7. **Лурье Ю. Ю.** Справочник по аналитической химии. – М.: Химия, 1989. – 448 с.
8. **Моисеенко В. Г., Эйриш Л. В.** Золоторудные месторождения Востока России. – Владивосток: Дальнаука, 1996. – 352 с.
9. **Платиноносность** Дальнего Востока / В. Г. Моисеенко, В. А. Степанов, Л. В. Эйриш, А. В. Мельников. – Владивосток: Дальнаука, 2004. – 176 с.
10. **Радомская В. И., Радомский С. М., Лосева О. В.** Применение тиомочевина для концентрирования золота из вторичного сырья // Вестн. ДВО РАН. – 2004. – № 1. – С. 80–86.
11. **Радомская В. И., Радомский С. М., Павлова Л. М.** Условия применения технологий тиокарбамидного выщелачивания золота и серебра // Гео-ресурсы. – 2013. – Т. 55, № 5. – С. 22–27.
12. **Радомский С. М.** Тиокарбамидное выщелачивание платиновых металлов // Химическая технология. – 2019. – Т. 20, № 1. – С. 35–41.
13. **Эйриш Л. В.** Металлогения золота Приамурья (Амурская область, Россия). – Владивосток: Дальнаука, 2002. – 194 с.

14. Wedepohl K. H. The composition of the continental crust // *Geochim. et Cosmochim. Acta*. – 1995. – Vol. 59, no. 2. – P. 1217–1232.

REFERENCES

1. Anert E.E. *Bogatstvo nedr Dalnego Vostoka* [Mineral wealth of the Russian Far East]. Khabarovsk-Vladivostok, Knizhnoe delo Publ., 1928. 932 p. (In Russ.).

2. Radomskaya V.I., Radomskiy S.M., Piskunov Yu.G., Kuimova N.G. [Biogeochemistry of noble metals in water streams of the Amur River Basin]. *Geokologiya, inzhenernaya geologiya, gidrogeologiya, geokriologiya*, 2005, no. 4, pp. 317–322. (In Russ.).

3. GOST R52599–2006. *Dragotsennyye metally i ikh splavy. Obshchie trebovaniya k metodam analiza. Vved. 2008–01–01*. [State Standard R52599–2006. Precious metals and their alloys. General requirements to analysis methods. Intr. 2008–01–01]. Moscow, Standartinform Publ., 2007. 10 p. (In Russ.).

4. GOST R55558–2015. *Ruda sulfidnaya medno-nikelevaya. Mass-spektrometricheskii metod opredeleniya sodержaniya platiny, palladiya, rodiya, ruteniya, iridiya i zolota s predvaritel'nyim kollektivirovaniem na nikel'nyy shteyn. Vved. 2014–07–01*. [State Standard R55558–2015. Sulphide copper-nickel ore. Mass-spectrographic method for determination of platinum, palladium, rhodium, ruthenium, iridium and cold content with preliminary collecting for nickel matte. Intr. 2014–07–01]. Moscow, Standartinform Publ., 2015. 36 p. (In Russ.).

5. Fatyanov I.I., ed. *Zolotaya mineralizatsiya Verkhnego i Srednego Priamurya* [Gold mineralization

of Upper and Middle Priamurye]. Vladivostok, 1978. 170 p. (In Russ.).

6. Kolpakova N.A. Stripping voltammetry in determination of platinum group metals in mineral raw materials (review). *Industrial Laboratory. Diagnostics of Materials*, 2014, vol. 80, no. 9, pp. 5–13.

7. Lurye Yu.Yu. *Spravochnik po analiticheskoy khimii* [Handbook of analytical chemistry]. Moscow, Khimiya Publ., 1989. 448 p. (In Russ.).

8. Moiseenko V.G., Eyrish L.V. *Zolotorudnye mestorozhdeniya Vostoka Rossii* [Gold ore deposits of the East of Russia]. Vladivostok, Dalnauka Publ., 1996. 352 p. (In Russ.).

9. Moiseenko V.G., Stepanov V.A., Eyrish L.V., Melnikov A.V. *Platinonostnost Dalnego Vostoka* [Platinum Mineralization of the Far East]. Vladivostok, Dalnauka Publ., 2004. 176 p. (In Russ.).

10. Radomskaya V.I., et al. [Application of sulphourea for concentration of gold from secondary raw materials]. *Vestnik DVO RAN*, 2004, no. 1, pp. 80–86. (In Russ.).

11. Radomskaya V.I., Radomskiy S.M., Pavlova L.M. [Terms of technologies application of thiourea leaching of gold and silver]. *Georesursy*, 2013, vol. 55, pp. 22–27 (In Russ.).

12. Radomskiy S.M. [Thiourea leaching of platinum metals]. *Khimicheskaya tekhnologiya*, 2019, vol. 20, no. 1, pp. 35–41. (In Russ.).

13. Eyrish L.V. *Metallogeniya zolota Priamurya (Amurskaya oblast, Rossiya)* [Metallogeny of the Priamurye gold (Amur region, Russia)]. Vladivostok, Dalnauka Publ., 2002. 194 p. (In Russ.).

14. Wedepohl K.H. The composition of the continental crust. *Geochim. et Cosmochim. Acta*, 1995, vol. 59, no. 2, pp. 1217–1232.

© С. М. Радомский, В. И. Радомская, 2020