

## ПОВЫШЕНИЕ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ УГЛЕРОДИСТОГО СЫРЬЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ОБЖИГА АВТОКЛАВНЫХ ОСТАТКОВ

*Хасанов А.В.<sup>1</sup>, Фоменко И.В.<sup>1</sup>*

<sup>1</sup>ООО «НИЦ «Гидрометаллургия», г. Санкт-Петербург, Российская Федерация  
[khasanov-a@gidrometall.ru](mailto:khasanov-a@gidrometall.ru)

### Введение

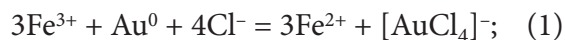
Наиболее распространенной причиной упорности золотосодержащих руд и концентратов является тонкая диспергация золота в сульфидах [1], обычно в пирите и арсенопирите [2, 3]. В некоторых видах такого сырья содержится также природное органическое углеродное вещество (также обозначаемого как углеродистое вещество (далее УВ)), обладающее способностью сорбировать находящееся в растворе золото. Это явление получило название прег-роббинг (далее ПР) [4].

В автоклавной технологии различают два вида ПР. Первый проявляет себя в процессе автоклавного выщелачивания и заключается в том, что в сильно окислительных условиях, которые имеют место в автоклаве после завершения окисления сульфидов, золото переходит в раствор в составе хлоридного комплекса, собирающегося на УВ. Второй вид ПР имеет место при цианировании автоклавного остатка и заключается в том, что золото, переходящее в раствор в виде цианистого комплекса, сорбируется на УВ и также переходит в хвосты. Первый вид ПР часто называют автоклавным (или хлоридным), второй – цианидным [5].

Процесс высокотемпературного автоклавного окисления (далее АО) (при

температуре выше 200 °С) золотосульфидных материалов протекает в несколько стадий: окисление сульфидов, окисление ионов Fe<sup>2+</sup> до Fe<sup>3+</sup>. Параллельно с окислением протекают процессы образования различных вторичных фаз: гематита, арсенатов, сульфатов, смешанных арсенат-сульфатов железа и ярозитов.

Механизм ПР первого рода описывается уравнениями 1–2, в которых запускающей реакцией является окисление элементарного золота соединениями железа (III) при температурах свыше 180 °С.



В уравнениях показано, что окисленное золото в растворе образует комплекс с ионами хлора, а затем сорбируется на поверхность частиц органического углерода [6]. После происходит адсорбция и последующее восстановление золота (III) на УВ до металлического состояния. При дальнейшем цианировании это золото практически не извлекается с УВ и переходит в хвосты.

Таким образом, присутствие УВ придает сульфидным золотосодержащим концентратам дополнительную упорность [7]. Как правило, с повышением

содержания УВ упорность возрастает, особенно упорными являются концентраты с содержанием УВ выше 1 %.

Специалистами Nietz Technologies предложена комбинированная технология переработки углеродистых золотосульфидных концентратов, предполагающая АО с последующим окислительным обжигом остатков.

Решить проблему переработки концентратов двойной упорности позволяет обжиг данного сырья. Как правило, классический обжиг золотосульфидных концентратов проводят при темпера-

туре 600–700 °С [8], при данных температурах происходит полное окисление сульфидов и УВ. Область применения обжига ограничивается по экологическим соображениям и из-за недостаточно высокого извлечения золота. Применение обжига подразумевает создание сложных и дорогостоящих систем газоочистки. Основная реакция окислительного обжига – это сгорание органического углерода до углекислого газа.

Автоклавная технология по сравнению с классическим обжигом сульфидных золотосодержащих руд и кон-

Таблица 1 – Характеристика исходного концентрата

Проба, №	E(Au) RIP, %	Содержание компонентов, %								Au/S <sup>2-</sup> ед.	Au/C <sub>орг</sub> ед.	FeS <sub>2</sub> , %	FeAsS <sub>3</sub> , %
		Au, г/т	C <sub>общ</sub>	C <sub>граф</sub>	C <sub>орг</sub>	As	Fe	S <sub>общ</sub>	S <sub>SO4</sub>				
Малоуглеродистые													
K1	5,4	30,8	0,4	0,1	0,3	13,2	26,9	26,5	0,1	1,2	110	36	29
K2	66,9	35,8	0,5	0,1	0,4	7,5	31,2	31,1	0,6	1,2	94	51	16
K3	43,9	38,0	0,4	0,1	0,2	6,6	29,8	30,2	0,0	1,3	182	55	3
K4	2,1	25,3	0,9	0,4	0,3	12,4	26,8	23,6	0,4	1,1	100	34	27
Среднеуглеродистые													
K5	34,0	215,0	1,0	0,2	0,8	14,7	28,0	24,6	0,1	8,8	285	34	32
K6	40,1	23,5	1,2	0,2	1,0	19,6	27,5	21,8	0,1	1,1	22	23	43
K7	88,9	90,2	1,6	0,4	1,1	0,8	26,5	27,8	0,7	3,3	83	50	2
Высокоуглеродистые													
K8	69,9	25,9	2,9	0,5	2,4	9,2	25,6	23,1	0,2	1,1	11	36	20
K9	27,1	84,8	3,0	0,8	2,6	6,5	14,7	12,6	0,2	6,8	32	18	14
K10	21,6	33,4	2,9	0,2	2,5	2,5	21,2	17,6	0,4	1,9	13	30	6
K11	63,8	40,9	3,6	0,5	2,9	1,9	19,5	19,4	0,1	2,1	12	34	4
K12	0,0	83,0	3,9	1,0	2,4	9,1	19,5	17,5	0,1	4,8	34	25	20
K13	80,3	45,1	4,1	0,2	3,3	4,0	16,4	17,8	0,2	2,6	14	28	9
K14	63,6	27,4	9,5	4,3	5,0	0,7	20,7	21,3	0,3	1,3	6	39	1

Примечание: E(Au) – извлечение золота, RIP – сорбционное цианирование.

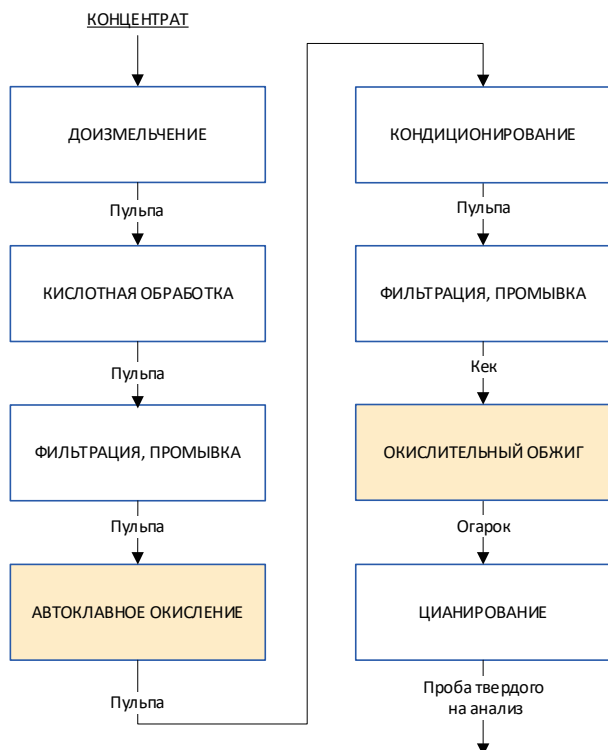


Рисунок 1 – Принципиальная технологическая схема лабораторных исследований

центратов является более экологичным методом переработки упорного сырья, главным фактором экологичности является отсутствие газовых выбросов соединений мышьяка и серы. Мышьяк выводится в виде малотоксичного арсената железа, сброс которого возможен в хвостохранилище [1]. Последовательное использование данных технологий позволит, во время автоклавного выщелачивания получить кек с более прочными соединениями серы и мышьяка, чем в исходном концентрате, а обжиг удалить значительное количество УВ из кека АО, мешающего извлечению золота.

### Исходные материалы и методика проведения экспериментов

В рамках работы для исследований было использовано 14 различных концентратов, химический анализ которых представлен в таблице 1. На основании данных химического

анализа были рассчитаны минералогические составы концентратов. Основными золотосодержащими сульфидами являются пирит и арсенопирит. Представленные концентраты, существенно отличающиеся по многим характеристикам: цианируемое золото, содержание органического углерода, мышьяка, золота, а также таких показателей как  $Au/S^{2-}$  и  $Au/S_{org}$ . Технологические трудности с извлечением золота из концентратов двойной упорности существенно зависят от содержания органического углерода в перерабатываемом сырье. Концентраты поделили на три группы: малоуглеродистые ( $C_{org}$  до 0,5 %), среднеуглеродистые ( $C_{org}$  от 0,5 до 1,5 %) и высокоуглеродистые ( $C_{org} > 1,5$  %).

Доля цианируемого золота по технологии RIP для исходных концентратов основной части исследованных кон-

центратов двойной упорности не превышает 70 % (таблица 1), но есть и существенные различия. Например, для концентрата К12 извлечение золота на сорбент составило 0 %, тогда как из концентрата К7 88,9 %. Принципиальная технологическая схема проведения лабораторных исследований представлена на рисунке 1.

Перед автоклавным окислением концентрат подвергали измельчению до крупности, соответствующей содержанию 5–10 % класса частиц более 45 мкм и обработке раствором серной кислоты для удаления присутствующих в них карбонатов. Автоклавное окисление проводили в титановом ав-

токлаве фирмы Premex емкостью 1,2 л при температуре 225 °С и парциальном давлении кислорода 5 бар до полного прекращения потребления кислорода. В качестве окислителя использовали кислород из баллонов (содержание кислорода 99,5 %). По истечении потребления кислорода пульпу охлаждали, и она подвергалась кондиционированию при температуре 95 °С в течение 120 минут. После пульпу фильтровали и промывали, раствор сдавали в анализ. Часть кека сдавали в анализ, остаток подвергался окислительному обжигу.

Обжиг проводили в лабораторной трубчатой вращающейся печи. В экспериментах с дополнительной подачей

**Таблица 2 – Основные результаты опытов АО и обжига**

Проба, №	АО				Обжиг без окислителя			Обжиг с окислителем		
	Вс, %	Вс, %	Au(xц), г/т	E(Au), %	Вс, %	Au(xц), г/т	E(Au), %	Вс, %	Au(xц), г/т	E(Au), %
K1	100,0	36,8	3,7	93,3	77,6	1,9	96,1	78,7	1,0	98,0
K2	99,4	22,4	10,1	90,5	76,4	0,6	99,5	89,4	0,5	99,6
K3	99,9	44,1	15,2	86,8	67,5	2,5	97,3	83,7	0,9	99,1
K4	100,0	29,3	4,1	89,6	58,8	1,0	98,0	68,6	0,8	98,3
K5	99,9	5,8	7,6	97,8	89,0	3,2	99,1	92,3	3,2	99,1
K6	99,8	13,9	6,2	80,4	83,0	5,2	83,3	87,9	8,0	75,0
K7	100,0	28,6	6,5	96,7	81,8	8,9	95,7	97,0	1,1	99,6
K8	100,0	6,5	5,9	85,0	нд	нд	нд	85,1	1,1	99,0
K9	99,6	6,8	16,7	84,8	71,6	6,8	94,1	97,1	1,0	99,2
K10	99,9	9,0	7,2	85,0	86,8	5,9	89,0	97,5	0,4	99,4
K11	98,6	5,2	15,4	76,0	74,5	15,8	77,8	94,9	0,5	99,2
K12	100,0	5,3	13,2	87,7	50,0	28,3	76,7	93,0	3,1	97,5
K13	98,8	13,1	18,7	69,9	59,5	30,7	57,7	98,1	2,2	97,2
K14	100,0	3,8	14,7	65,8	36,8	29,6	37,6	87,6	9,5	77,3

Примечание: E(Au) – извлечение золота, Au(xц) – золото в хвостах цианирования, Вс – степень удаления углерода.

окислителя источником кислорода был концентратор фирмы «Bitmos» оху 6000, чистота кислорода составляла 95 % при расходе 1-2 л/мин. После окончания времени обжига и остывания реактора материал выгружали, растирали и усредняли. Часть материала передавали в анализ, основную массу отправляли на цианирование. Сорбционное цианирование проводили по стандартным методикам с использованием ионообменной смолы Purogold (5 % от объёма жидкой фазы), время 24 часа, массовая концентрация твёрдого 20 %, концентрация цианида в жидкой фазе поддерживалось равной 2 г/л, рН пульпы 10,5-11,0. По завершении цианирования сорбент отделяли, пульпу фильтровали и промывали, твёрдый остаток сушили и отправляли на пробирный и химический анализ.

## **Результаты исследований и их обсуждение**

### **Исследования влияния окислительного обжига**

В первой серии опытов изучали влияние обжига кека АО на извлечение золота и степень удаления УВ. Параметры АО описаны выше в методике исследований. Обжиг проводили при следующих параметрах: температура – 500 °С, время пребывания материала в печи – 1 час, в опытах с подачей окислителя расход кислорода был равен 1 л/мин. Основные показатели и результаты экспериментов представлены в таблице 2.

АО с последующим обжигом без окислителя позволяет достаточно глубоко (выше 70 %) разложить углеродистое вещество (таблица 2), однако для некоторых материалов (К3–4, К12–14) степень удаления углерода составила всего 30–70 %. Из представленных результатов,

видно, что для большинства концентратов наблюдается прирост в извлечении золота, однако для высокоуглеродистых материалов (К12–14) происходит снижение извлечения. Предполагается, что в процессе обжига часть углерода удаляется, но оставшаяся его часть активируется и его сорбционная активность по отношению к золото-цианидному комплексу существенно увеличивается.

Проведение обжига с кислородом положительно влияет на разложение УВ и как следствие увеличивается извлечение золота. Особенно это заметно на высокоуглеродистых материалах (К11–14), где прирост в извлечении может составлять десятки процентов. Однако для концентрата К14, при данных условиях обжига, степень удаления углерода составила 88 %, извлечение золота 77 %. Данный материал характеризуется существенно большим содержанием УВ (около 9,5 %), для качественного удаления которого требуется увеличение продолжительности обжига. Так же обращает на себя внимание среднеуглеродистый ( $C_{\text{орг}} - 1 \%$ ) концентрат К6, для которого извлечение не превышает 80 % при максимальной степени разложения углерода 88 %. По-видимому, упорность золота для данного материала не связана с сульфидными минералами или УВ.

## **Заключение**

Технология обжига автоклавных остатков характеризуется высокими и устойчивыми показателями извлечения золота (более 97 %) даже при существенном колебании содержания УВ в исходных концентратах. Количественное разложение УВ достигается при обжиге в окислительной атмосфере. Для большинства исследованных концентратов

достигнуты высокие показатели извлечения золота (более 97 %) при следующих параметрах обжига: температура 500 °С, продолжительность 1 час, расход  $O_2$  – 1 л/мин.

Технология позволяет перерабатывать концентраты практически с любым содержанием УВ при высоких показателях извлечения Au, т.к. обеспечивает глубокое его удаление.

### Список литературы

- 1 Автоклавная гидрометаллургия цветных металлов / С.С. Набойченко, Я.М. Шнеерсон, Л.В. Чугаев, М.И. Калашникова. Екатеринбург: ГОУ ВПО УГТУ-УПИ, 2008. Т. 1. 376 с.
- 2 Меретуков М.А. Золото: химия, минералогия, металлургия. М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2008. 528 с.
- 3 Chrysoulis S.L., McMullen J. Mineralogical investigation of gold ores // *Advances in gold ore processing*. Ed. M.D. Adams. Development in mineral processing 15. Series ed. B.A. Wills. Elsevier. 2005. P. 21–72.
- 4 Fomenko I.V. Pressure oxidation of double refractory gold concentrates/ I.V. Fomenko, P.V. Zaitsev, L.V. Chugaev, Ya.M. Shneerson // *ALTA* 2013. – Perth. – 2013.
- 5 J. D. Miller, R.-Y. Wan, X. Diaz. Preg-robbing Gold Ores // *Developments in Mineral Processing*, 2005. Vol. 15. P. 937-972.
- 6 Зайцев П.В. Особенности автоклавного окисления золотосульфидных углеродсодержащих концентратов в присутствии хлоридов // *Цветные Металлы*. 2014. Vol. 4. P. 11–15.
- 7 Thomas K. C., Pearson M. S. Pressure oxidation overview. *Gold Ore Processing: Project Development and Operations*. 2nd edn. Elsevier, Amsterdam. 2016. Chapter 21. pp. 341–358.

# INCREASING THE EXTRACTION OF GOLD FROM CARBONACEOUS RAW MATERIALS USING THE ROASTING OF AUTOCLAVE RESIDUES

*Khasanov A.V.<sup>1</sup>, Fomenko I.V.<sup>1</sup>*

<sup>1</sup>Nietz Technologies, St. Petersburg, Russian Federation

[khasanov-a@gidrometall.ru](mailto:khasanov-a@gidrometall.ru)

## Introduction

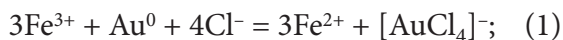
The most common reason for the persistence of gold-bearing ores and concentrates is the fine dispersion of gold in sulfides [1], usually in pyrite and arsenopyrite [2, 3]. Some types of such raw materials also contain natural organic carbonaceous matter (also referred to as carbonaceous matter (farther CM)), which has the ability to sorb gold in solution. This phenomenon is called preg-robbing (farther PR) [4].

In autoclave technology, there are two types of PR. The first one manifests itself in the process of autoclave leaching and consists in the fact that under highly oxidizing conditions that occur in the autoclave after the oxidation of sulfides is completed, gold passes into a solution as part of a chloride complex collected on CM. The second type of PR occurs during cyanidation of the autoclave residue and consists in the fact that gold, which passes into the solution in the form of a cyanide complex, is sorbed on CM and also passes into tailings. The first type of PR is often called autoclave (or chloride), the second – cyanide [5].

The process of high-temperature autoclave pressure oxidation (farther PO) (at temperatures above 200 °C) of gold sulfide materials proceeds in several stages: oxidation of sulfides, oxidation of Fe<sup>2+</sup> ions to Fe<sup>3+</sup>. In parallel with oxidation, the processes of formation of various secondary phases occur: hematite, arsenates, sulfates,

mixed arsenate-sulfates of iron and jarosites.

The mechanism of PR of the first kind is described by equations 1-2, in which the triggering reaction is the oxidation of elemental gold by iron (III) compounds at temperatures above 180 °C.



The equations show that oxidized gold in solution forms a complex with chlorine ions, and then is sorbed onto the surface of organic carbon particles [6]. After that, adsorption and subsequent reduction of gold (III) on CM to a metallic state occurs. With further cyanidation, this gold is practically not extracted from the CM and passes into the tails.

Thus, the presence of CM gives sulfide gold-containing concentrates additional persistence [7]. As a rule, with an increase in the content of CM, persistence increases, especially concentrates with a content of HC above 1% are persistent.

Nietz Technologies specialists have proposed a combined technology for processing carbonaceous gold sulfide concentrates, involving PO followed by oxidative firing of residues.

Roasting of this raw material allows to solve the problem of processing concentrates of double persistence. As a rule, the classical roasting of gold sulfide concentrates is carried out at a temperature of 600-700 °C



**Table 1 – Characteristics of the initial concentrate**

Material, №	E(Au) RIP, %	Content of components, %								Au/S <sup>2-</sup> un.	Au/C <sub>opr</sub> un.	FeS <sub>2</sub> , %	FeAsS, %
		Au, г/т	C <sub>total</sub>	C <sub>gr</sub>	C <sub>org</sub>	As	Fe	S <sub>total</sub>	S <sub>SO4</sub>				
Low - carbon													
K1	5,4	30,8	0,4	0,1	0,3	13,2	26,9	26,5	0,1	1,2	110	36	29
K2	66,9	35,8	0,5	0,1	0,4	7,5	31,2	31,1	0,6	1,2	94	51	16
K3	43,9	38,0	0,4	0,1	0,2	6,6	29,8	30,2	0,0	1,3	182	55	3
K4	2,1	25,3	0,9	0,4	0,3	12,4	26,8	23,6	0,4	1,1	100	34	27
Medium carbon													
K5	34,0	215,0	1,0	0,2	0,8	14,7	28,0	24,6	0,1	8,8	285	34	32
K6	40,1	23,5	1,2	0,2	1,0	19,6	27,5	21,8	0,1	1,1	22	23	43
K7	88,9	90,2	1,6	0,4	1,1	0,8	26,5	27,8	0,7	3,3	83	50	2
High - carbon													
K8	69,9	25,9	2,9	0,5	2,4	9,2	25,6	23,1	0,2	1,1	11	36	20
K9	27,1	84,8	3,0	0,8	2,6	6,5	14,7	12,6	0,2	6,8	32	18	14
K10	21,6	33,4	2,9	0,2	2,5	2,5	21,2	17,6	0,4	1,9	13	30	6
K11	63,8	40,9	3,6	0,5	2,9	1,9	19,5	19,4	0,1	2,1	12	34	4
K12	0,0	83,0	3,9	1,0	2,4	9,1	19,5	17,5	0,1	4,8	34	25	20
K13	80,3	45,1	4,1	0,2	3,3	4,0	16,4	17,8	0,2	2,6	14	28	9
K14	63,6	27,4	9,5	4,3	5,0	0,7	20,7	21,3	0,3	1,3	6	39	1

Note: E(Au) – gold extraction, RIP – sorption cyanidation.

[8], at these temperatures, complete oxidation of sulfides and hydrocarbons occurs. The scope of application of roasting is limited for environmental reasons and due to insufficient gold recovery. The use of firing involves the creation of complex and expensive gas purification systems. The main reaction of oxidative firing is the combustion of organic carbon to carbon dioxide.

Autoclave technology is a more environmentally friendly method of processing stubborn raw materials in comparison with the classical roasting of sulfide gold-bearing ores and concentrates,

the main factor of environmental friendliness is the absence of gas emissions of arsenic and sulfur compounds. Arsenic is excreted in the form of low-toxic iron arsenate, which can be discharged into a tailings dump [1]. Consistent use of these technologies will allow, during autoclave leaching, to obtain a cake with stronger sulfur and arsenic compounds than in the original concentrate, and firing will remove a significant amount of CM from the cake PO, which prevents the extraction of gold.



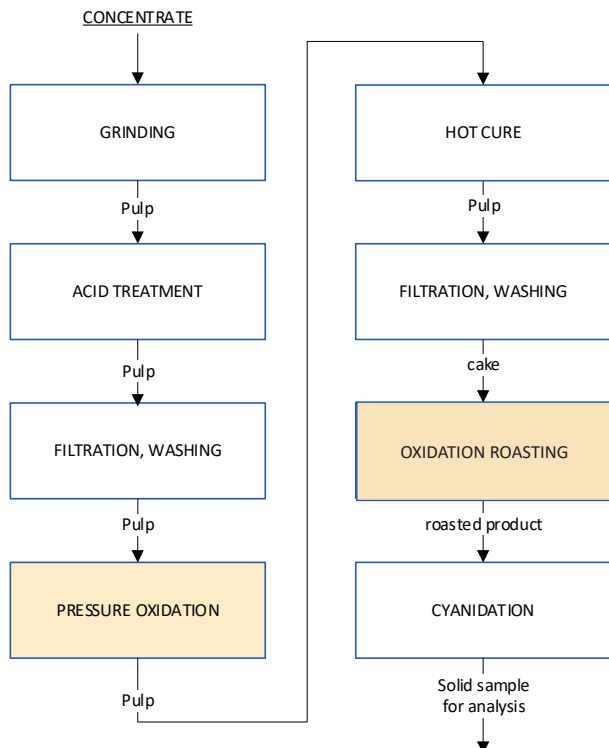


Figure 1 – Basic technological scheme of laboratory research

### Source materials and methods of conducting experiments

As part of the work, 14 different concentrates were used for research, the chemical analysis of which is presented in Table 1.

Based on the chemical analysis data, the mineralogical compositions of the concentrates were calculated. The main gold-bearing sulfides are pyrite and arsenopyrite. The presented concentrates differ significantly in many characteristics: cyanized gold, the content of organic carbon, arsenic, gold, as well as indicators such as  $Au/S^{2-}$  and  $Au/C_{org}$ . Technological difficulties in extracting gold from double-tenacity concentrates significantly depend on the content of organic carbon in the processed raw materials. Concentrates were divided into three groups: low-carbon ( $C_{org}$  up to 0.5 %), medium-carbon (With org from 0.5 to 1.5 %) and high-carbon ( $C_{org} > 1.5$  %).

The proportion of cyanized gold according to RIP technology for the initial concentrates of the main part of the studied double-tenacity concentrates does not exceed 70 % (Table 1), but there are also significant differences. For example, for concentrate K12, gold extraction to the sorbent was 0 %, whereas from concentrate K7 88.9 %. The basic technological scheme of laboratory research is shown in Figure 1.

Before autoclave oxidation, the concentrate was crushed to a size corresponding to the content of 5-10 % of the particle class of more than 45 microns and treated with a solution of sulfuric acid to remove the carbonates present in them. Autoclave oxidation was carried out in a Premex titanium autoclave with a capacity of 1.2 liters at a temperature of 225 °C and a partial oxygen pressure of 5 bar until oxygen consumption was completely stopped. Oxygen from cylinders (oxygen content 99.5 %) was used as an oxidizer. After the

expiration of oxygen consumption, the pulp was cooled and it was conditioned at a temperature of 95 °C for 120 minutes. After the pulp was filtered and washed, the solution was analyzed. Part of the cake was analyzed, the remainder was subjected to oxidative firing.

Firing was carried out in a laboratory tubular rotary kiln. In experiments with additional oxidizer supply, the oxygen source was a Bitmos oxy 6000 concentrator, oxygen purity was 95 % at a flow rate of 1-2 liters/min. After the end of the firing and cooling time of the reactor, the material was unloaded, ground and averaged. Part

of the material was transferred to analysis, the bulk was sent for cyanidation. Sorption cyanidation was carried out according to standard methods using Purogold ion exchange resin (5 % of the volume of the liquid phase), the time was 24 hours, the mass concentration of the solid was 20 %, the concentration of cyanide in the liquid phase was maintained equal to 2 g/l, the pH of the pulp was 10.5-11.0. After completion of cyanidation, the sorbent was separated, the pulp was filtered and washed, the solid residue was dried and sent for assay and chemical analysis.

**Table 2 – Main results of AO and firing experiments**

Material, №	PO				Roasting without oxidizer			Firing with an oxidizer		
	Bs, %	Bc, %	Au(ct), r/t	E(Au), %	Bc, %	Au(ct), r/t	E(Au), %	Bc, %	Au(ct), r/t	E(Au), %
K1	100,0	36,8	3,7	93,3	77,6	1,9	96,1	78,7	1,0	98,0
K2	99,4	22,4	10,1	90,5	76,4	0,6	99,5	89,4	0,5	99,6
K3	99,9	44,1	15,2	86,8	67,5	2,5	97,3	83,7	0,9	99,1
K4	100,0	29,3	4,1	89,6	58,8	1,0	98,0	68,6	0,8	98,3
K5	99,9	5,8	7,6	97,8	89,0	3,2	99,1	92,3	3,2	99,1
K6	99,8	13,9	6,2	80,4	83,0	5,2	83,3	87,9	8,0	75,0
K7	100,0	28,6	6,5	96,7	81,8	8,9	95,7	97,0	1,1	99,6
K8	100,0	6,5	5,9	85,0	-	-	-	85,1	1,1	99,0
K9	99,6	6,8	16,7	84,8	71,6	6,8	94,1	97,1	1,0	99,2
K10	99,9	9,0	7,2	85,0	86,8	5,9	89,0	97,5	0,4	99,4
K11	98,6	5,2	15,4	76,0	74,5	15,8	77,8	94,9	0,5	99,2
K12	100,0	5,3	13,2	87,7	50,0	28,3	76,7	93,0	3,1	97,5
K13	98,8	13,1	18,7	69,9	59,5	30,7	57,7	98,1	2,2	97,2
K14	100,0	3,8	14,7	65,8	36,8	29,6	37,6	87,6	9,5	77,3

Note: E(Au) – gold extraction, Au(ct) – gold in cyanidation tailings, Bc – degree of carbon removal.

## Research results and their discussion

In the first series of experiments, the effect of roasting cake PO on the extraction of gold and the degree of removal of CM was studied. PO parameters are described above in the research methodology. Firing was carried out at the following parameters: temperature – 500 °C, the residence time of the material in the furnace – 1 hour, in experiments with the supply of an oxidizer, oxygen consumption was equal to 1 liters/min. The main indicators and experimental results are presented in Table 2.

PO with subsequent firing without an oxidizer allows the carbonaceous substance to decompose sufficiently deeply (above 70 %) (Table 2), however, for some materials (K3–4, K12–14), the degree of carbon removal was only 30-70 %. From the presented results, it can be seen that for most concentrates there is an increase in gold extraction, but for high-carbon materials (K12–14) there is a decrease in extraction. It is assumed that during the firing process, part of the carbon is removed, but the remaining part of it is activated and its sorption activity with respect to the gold-cyanide complex increases significantly.

Firing with oxygen has a positive effect on the decomposition of hydrocarbons and, as a result, gold extraction increases. This is especially noticeable on high-carbon materials

(K11-14), where the increase in extraction can be tens of percent. However, for concentrate K14, under these firing conditions, the degree of carbon removal was 88 %, gold recovery 77 %. This material is characterized by a significantly high content of CM (about 9.5 %), for the qualitative removal of which an increase in the duration of firing is required. Also noteworthy is the medium-carbon ( $C_{org}$  – 1 %) concentrate K6, for which the extraction does not exceed 80 % with a maximum degree of carbon decomposition of 88 %. Apparently, the persistence of gold for this material is not related to sulfide minerals or hydrocarbons.

## Conclusion

The technology of firing autoclave residues is characterized by high and stable gold recovery rates (more than 97 %) even with a significant fluctuation in the content of CM in the initial concentrates. Quantitative decomposition of CM is achieved by firing in an oxidizing atmosphere. For most of the concentrates studied, high gold recovery rates (more than 97%) were achieved with the following firing parameters: temperature 500 °C, duration 1 hour, consumption  $O_2$  – 1 liters/min.

The technology allows processing concentrates with almost any content of CM at high rates of Au extraction, because it provides deep removal.

## References

- 1 Autoclave hydrometallurgy of non-ferrous metals / S.S. Naboychenko, Y.M. Schneerson, L.V. Chugaev, M.I. Kalashnikova. Yekaterinburg: GOU VPO UGTU-UIPI, 2008. Vol. 1. 376
- 2 Meretukov M.A. Gold: chemistry, mineralogy, metallurgy. M.: Publishing House "Ore and metals", 2008. 528 p.
- 3 Chryssoulis S.L., McMullen J. Mineralogical investigation of gold ores // *Advances in gold ore processing*. Ed. M.D. Adams. Development in mineral processing 15. Series ed. B.A. Wills. Elsevier. 2005. P. 21–72.
- 4 Fomenko I.V. Pressure oxidation of double refractory gold concentrates/ I.V. Fomenko, P.V. Zaitsev, L.V. Chugaev, Ya.M. Shneerson // *ALTA* 2013. – Perth. – 2013.
- 5 J. D. Miller, R.-Y. Wan, X. Diaz. Preg-robbing Gold Ores // *Developments in Mineral Processing*, 2005. Vol. 15. P. 937-972.
- 6 Zaitsev P.V. Features of autoclave oxidation of gold sulfide carbon-containing concentrates in the presence of chlorides // *Non-ferrous Metals*. 2014.Vol. 4. P. 11–15.
- 7 Thomas K. G., Pearson M. S. Pressure oxidation overview. *Gold Ore Processing: Project Development and Operations*. 2nd edn. Elsevier, Amsterdam. 2016. Chapter 21. pp. 341–358.