

## РЕЗУЛЬТАТЫ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ ОКИСЛЕННОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ УЧАСТКА «СЕВЕРО-ВОСТОЧНЫЙ» МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ДЕЛЬМАЧИК»

П.А. Василюк<sup>1</sup>, К.К. Размахнин<sup>2</sup>

<sup>1</sup> ООО «Золото Дельмачик», Забайкальский край, пгт. Первомайский, Россия

<sup>2</sup> Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения РАН,  
Читинский филиал, Чита, Россия, e-mail: igdranchita@mail.ru

**Аннотация:** Рассмотрен вопрос переработки золотосодержащих руд месторождения «Дельмачик» участка «Северо-Восточный». Приведены результаты лабораторных гидрометаллургических исследований руды, в том числе полученные экспериментальным путем данные при прямом и сорбционном цианировании руды при различной крупности измельчения, концентрации цианида натрия и различной продолжительности процесса, цианировании руды в случае варьирования концентрации цианида и расхода извести, при изменении pH раствора и продолжительности процесса. Изучены гранулометрический состав отходов выщелачивания окисленной руды и извлечение золота по классам крупности, представлены результаты пробирного анализа кеков выщелачивания руды, а также данные экспериментальных исследований выщелачивания окисленных золотосодержащих руд с помощью таких современных физико-химических методов, как растровая электронная микроскопия, рентгенофазовый анализ, перколяционное выщелачивание, которые позволили изучить химический и минеральный составы исходной руды и продуктов ее переработки, а также установить параметры режима ведения технологического процесса с достижением максимального извлечения благородного металла. Исследована динамика процесса выщелачивания и расхода реагента, получены зависимости извлечения золота от продолжительности процесса. Определены и апробированы в лабораторных и полупромышленных условиях оптимальные параметры выщелачивания золота из руд, обеспечивающие возможность создания эффективной технологии их гидрометаллургической переработки.

**Ключевые слова:** золотосодержащие руды, месторождение «Дельмачик», выщелачивание, гидрометаллургическая переработка, параметры, извлечение золота, раствор, прямой режим, сорбционный режим, параметры процесса, технология.

**Благодарность:** Работа выполнена в рамках проекта ФНИ № гос. регистрации АААА-А17-117092750073-6.

**Для цитирования:** Василюк П. А., Размахнин К. К. Результаты гидрометаллургических исследований окисленной золотосодержащей руды участка «Северо-Восточный» месторождения «Дельмачик» // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020. – № 9. – С. 77–86. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-9-0-77-86.

---

## Hydrometallurgical test data of oxidized gold ore from the North East site of the Delmachik deposit

P.A. Vasilyuk<sup>1</sup>, K.K. Razmakhnin<sup>2</sup>

<sup>1</sup> «Zoloto Delmachik» LLC, Pervomaisky, Transbaikal Region, Russia

<sup>2</sup> N.A. Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch of Russian Academy of Sciences, Chita Branch, Chita, Russia, e-mail: igdranchita@mail.ru

---

**Abstract:** The article addresses processability of gold ore from the North East site of the Delmachik deposit. The laboratory hydrometallurgical test data of the ore are presented, including the experimental data of direct cyanide leaching and adsorption cyanide leaching at different milling coarseness, sodium cyanide concentration and process duration, cyanide concentration and lime consumption. The grain size composition of oxidized ore leaching waste and gold recovery per size grades are studied. Assaying of ore leaching cakes as well as the experimental results of oxidized gold ore leaching tests by modern physicochemical methods such as scanning electron spectroscopy, X-ray phase analysis and percolation leaching are presented. The listed methods made it possible to analyze chemistry and mineralogy of initial ore and processing products, as well as to determine the process flow mode parameters toward the maximum recovery of noble metal. The leaching process dynamics and reagent consumption are examined. The gold recovery and process duration curves are plotted. The optimized gold leaching parameters are determined and tested on laboratory and semi-commercial scale. The studies prove feasibility of an efficient technology for hydrometallurgical processing of gold ore.

**Key words:** gold ore, Delmachik deposit, leaching, hydrometallurgical processing, parameters, gold recovery, solution, direct cyanide leaching, adsorption cyanide leaching, process flow chart, technology.

**Acknowledgements:** The study was carried out in the framework of the Basic Research Program, Project No. AAAA-A17-117092750073-6.

**For citation:** Vasilyuk P.A., Razmakhnin K. K. Hydrometallurgical test data of oxidized gold ore from the North East site of the Delmachik deposit. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2020;(9):77-86. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-9-0-77-86.

---

### Введение

Одним из наиболее широко используемых методов, применяемых для извлечения золота, является кучное выщелачивание. Как известно, данный метод основан на избирательном растворении благородного металла в растворе цианида натрия [1 – 3]. Благодаря внедрению данной технологии стало возможным эффективное извлечение золота из бедных, глинистых и труднообогатимых руд, а также вовлечение в переработку небольших по масштабам месторождений [4 – 7].

Основными причинами развития технологии кучного выщелачивания, в первую очередь, являются: расширение

сырьевой базы за счет вовлечения в эксплуатацию забалансового сырья, а также продуктов переработки обогатительных фабрик; отсутствие необходимости строительства горно-обогатительных комбинатов; исключение дорогостоящих процессов тщательной рудоподготовки, в том числе измельчения и классификации; низкие капитальные затраты по сравнению с классическими методами обогащения; повышение экономических показателей работы предприятия. Однако применение кучного выщелачивания при переработке золотосодержащих руд зачастую связано с необходимостью учета таких минералогических факторов, как большое разнообразие минеральных

форм, а также размеров минералов, с неоднородностью распределения ценного компонента в руде, низким содержанием золота в минеральном сырье и др. [8–10].

Помимо состава, структуры и текстуры на эффективность переработки золотосодержащих руд гидрометаллургическим методом существенное влияние оказывает такой показатель, как степень извлечения золота, а также технологические параметры процесса, к которым относятся: расход реагентов и режим их подачи, продолжительность и способы интенсификации процесса выщелачивания, крупность перерабатываемого минерального сырья, способ формирования штабеля кучного выщелачивания, а в особенности — фильтрационные и сорбционные свойства руд [11–12].

В этой связи для выбора и реализации в промышленных условиях эффективной технологии гидрометаллургической переработки золотосодержащих руд необходимо определить оптимальные параметры ведения процесса с учетом минералого-технологических особенностей руд, что в свою очередь позволит обеспечить максимальное извлечение золота и существенное сокращение продолжительности выщелачивания [13–14].

### **Методы**

Исследования проводились с использованием следующих методов: анализ и обобщение результатов научных работ, патентов и производственного опыта по рассматриваемому вопросу, метод планирования экспериментов, лабораторные эксперименты процесса кучного выщелачивания, методы математической статистики при обработке результатов экспериментальных исследований, технико-экономическое сравнение при оценке эффективности выполненных исследований.

Руды месторождения «Дельмачик» участка «Северо-Восточный» исследованы фотометрическим методом на содержание в них основных компонентов (золото, серебро). Морфология и химический состав исследуемых руд изучены на растровом электроном микроскопе с системой микроанализа — энергодисперсным рентгеновским спектрометром. Минеральный состав руд определен с помощью рентгенофазового анализа методом порошковой дифракции на рентгеновском дифрактометре.

Продукты переработки (цианирования) подвергали атомно-абсорбционному (раствор) и пробирному (кек, уголь) видам анализа.

### **Результаты**

В процессе проведения гидрометаллургических исследований по выщелачиванию золота из окисленных руд месторождения «Дельмачик» (участок «Северо-Восточный») применялся метод агитационного выщелачивания в бутылочном агитаторе с использованием цианида натрия. Крупность руды при этом составила: 80% — 0,071 мм, 80% — 0,038 мм (95% — 0,071 мм) и 80% — 0,024 мм (95% — 0,045 мм).

С целью изучения сорбционной активности руды по отношению к золоту (прег-роббинг) проведены экспериментальные исследования по выщелачиванию без применения сорбента и с его применением (активированный уголь). При проведении экспериментов осуществлялся контроль показателя концентрации цианида натрия и pH пульпы.

Известно [1–4], что эффективность процесса агитационного выщелачивания зависит от таких параметров и показателей, как концентрация выщелачивающего реагента, водородный показатель раствора, отношение жидкого к твердому, продолжительность процесса и др. (табл. 1).

Таблица 1

**Параметры выщелачивания руды месторождения «Дельмачик»  
(участок «Северо-Восточный»)  
Leaching parameters of Delmachik ore (North East site)**

Параметр	Значение
Концентрация цианида, %	0,2
pH	10,5
Плотность пульпы при цианировании, % твердого	40
Вид сорбента	активированный уголь
Загрузка угля при сорбционном цианировании, % от объема жидкой фазы	10
Продолжительность выщелачивания, ч	24

Полученные в процессе проведения исследований по выщелачиванию руды различной крупности с применением цианида натрия результаты свидетельствуют о том, что окисленные руды месторождения «Дельмачик» (участок «Северо-Восточный») с целью извлечения золота могут быть эффективно переработаны методом агитационного выщелачивания (табл. 2).

При этом извлечение золота из руды крупностью 80% – 0,071 мм составляет в среднем 88,55% при содержании золота в кеке цианирования 0,17 г/т. Путем сравнительного анализа результатов прямого и сорбционного выщелачивания установлено, что сорбционная активность по отношению к золоту (прег-роббинг) у данной руды отсутствует.

Таблица 2

**Результаты выщелачивания руды при различной крупности измельчения  
Ore leaching results at different milling coarseness**

№ п/п	Крупность руды, мм	Содержание Au, г/т		Извлечение Au, %	Расход реагентов, кг/т		
		в исходном	в кеке		Цианид натрия (NaCN)		Известь (CaO)
					полный	с учетом остатка	
<b>Прямое цианирование</b>							
1	80% – 0,071	1,48	0,155	89,53	3,79	1,45	1,8
2	80% – 0,038		0,149	89,93	3,97	1,25	2,02
3	(95% – 0,071)		0,147	90,07	3,95	1,85	1,78
4	80% – 0,024		0,115	92,23	4,02	1,56	1,58
5	(95% – 0,045)		0,113	92,36	3,99	1,95	1,80
<b>Сорбционное цианирование</b>							
6	80% – 0,071	1,48	0,147	90,07	3,76	2,08	1,82
7	80% – 0,038		0,138	90,68	3,93	2,22	1,82
8	(95% – 0,071)		0,149	89,93	3,93	2,28	1,82
9	80% – 0,024 (95% – 0,045)		0,139	90,61	4,09	2,32	1,82

Таблица 3

**Результаты выщелачивания руды при различной концентрации цианида натрия**  
**Ore leaching results at different concentration of sodium cyanide**

№ п/п	Концентрация цианида натрия, %	Содержание Au, г/т		Извлечение Au, %	Расход реагентов, кг/т		
		в руде	в кеке		NaCN		CaO
					полный	с учетом остатка	
<b>Прямое цианирование</b>							
1	0,3	1,48	0,153	89,66	4,52	1,31	2,28
2	0,2		0,156	89,46	3,00	0,72	2,28
3	0,15		0,196	86,76	2,24	0,29	2,73
4	0,1		0,183	87,64	1,50	0,27	2,70
5	0,05		0,210	85,81	0,75	0,14	2,7

При постановке научного эксперимента расход цианида на выщелачивание руды составил 3,8 кг/т, а расход извести в среднем – 1,82 кг/т. Последующее повышение расхода цианида натрия (с учетом остатка реагента в растворе выщелачивания) при переходе от прямого цианирования к сорбционному связано, в первую очередь, с сорбцией ионов CN<sup>-</sup> активированным углем. В этой связи были проведены исследования по оценке возможности снижения расхода цианида натрия путем вы-

щелачивания руды при его различной концентрации в растворе: 0,05%, 0,1%, 0,15%, 0,2% и 0,3%. Проведение экспериментов проводилось в режиме без использования сорбента при крупности руды 80% – 0,071 мм. При этом продолжительность выщелачивания составила 24 ч, плотность пульпы (Ж:Т) – 40% твердого, рН раствора посредством добавки извести поддерживался на уровне 10,5 (табл. 3).

Результаты исследований, полученные в процессе выщелачивания руды

Таблица 4

**Результаты выщелачивания руды при различной продолжительности процесса**  
**Ore leaching results at different duration time**

№ п/п	Продолжительность выщелачивания, ч	Содержание Au, г/т		Извлечение Au, %	Расход реагентов, кг/т		
		в руде	в кеке		NaCN		CaO
					полный	с учетом остатка	
<b>Прямое цианирование</b>							
1	2	1,48	0,700	52,70	0,74	0,11	2,90
2	4		0,428	71,08	0,76	0,13	2,79
3	6		0,336	77,30	0,75	0,10	2,76
4	8		0,306	79,32	0,75	0,10	2,76
5	12		0,260	82,43	0,75	0,10	2,76
6	16		0,246	83,38	0,75	0,12	2,76
7	20		0,236	84,05	0,75	0,15	2,70
8	24		0,218	85,27	0,75	0,14	2,70

при различной концентрации цианида натрия, позволили сделать вывод о том, что уменьшение концентрации NaCN в растворе с 0,3% до 0,05% не приводит к значительному сокращению извлечения золота в раствор, при этом расход реагента уменьшается в среднем на 3,77 кг/т (с учетом остатка — на 1,18 кг/т).

С целью определения возможности сокращения продолжительности выщелачивания выполнены исследования (табл. 4) в прямом режиме при крупности руды 80% — 0,071 мм, различной продолжительности процесса, плотность пульпы (Ж:Т) — 40% твердого и концентрация цианистого натрия в растворе — 0,05%, pH пульпы поддерживался на уровне 10,5.

В рамках исследований по гидрометаллургической переработке окисленных руд месторождения «Дельмачик» (участок «Северо-Восточный») прове-

дены эксперименты по выщелачиванию в перколяционных колоннах с применением в качестве растворителя золота цианида натрия. Изучение параметров перколяционного выщелачивания осуществлялось в колоннах высотой 2,0 м и диаметром 0,20 м при плотности орошения руды 200 л/(м<sup>2</sup> · сут), концентрации цианида натрия в выщелачивающем растворе — 0,05%, концентрации едкого натра, применяемого в качестве защитной щелочи — 0,02%. По мере фильтрации раствора через слой руды он подвергался анализу на содержание золота и цианида натрия, контролировался его pH, при этом кеки выщелачивания также подвергались анализу на содержание в них благородных металлов. Определение продолжительности выщелачивания, которая составила 30 сут (в том числе полное дренирование раствора), производилось по условию снижения кон-

Таблица 5

**Извлечение золота по классам крупности и гранулометрический состав кека выщелачивания окисленной руды месторождения «Дельмачик»**  
**Ore recovery per size grades and grain size composition of leaching cake of oxidized ore from Delmachik deposit**

Класс крупности, мм	Выход класса, %	Суммарный выход, %	Содержание Au в кеке, г/т	Распределение Au в кеке, %	Содержание Au в исходной руде, г/т	Извлечение Au, %
-30+20	43,24	100,00	0,64	60,26	1,26	48,81
-20+10	24,49	56,76	0,34	18,28	1,25	72,91
-10+8	3,16	32,27	0,40	2,78	1,42	72,13
-8+5	4,54	29,10	0,28	2,79	1,68	96,05
-5+2	5,57	24,57	0,33	4,04	1,57	79,09
-2+1	3,74	18,99	0,23	1,89	1,00	79,99
-1+0,5	3,15	15,25	0,38	2,61	1,22	67,87
-0,5+0,2	3,34	12,10	0,37	2,69	2,2	84,04
-0,2+0,1	1,62	8,77	0,39	1,38	3,7	90,64
-0,1+0,071	0,73	7,14	0,32	0,52	3,0	89,78
-0,071+0,045	0,83	6,41	0,30	0,55	2,4	88,86
-0,045	5,59	5,59	0,18	2,23	3,8	93,93
Итого	100,00	-	0,456	100,00	1,50	69,72

Таблица 6

**Результаты перколяционного выщелачивания руды месторождения «Дельмачик» (участок «Северо-Восточный»)****Percolation leaching results of Delmachik ore, North East site**

№ эксперимента	Крупность материала, мм	Содержание Au, г/т		Извлечение Au в раствор, %	Расход цианида натрия, кг/т руды
		в руде	в кеке		
1	-30	1,51	0,456	69,78	0,46
2	-20	1,47	0,394	73,12	0,39
3	-10	1,51	0,349	76,86	0,48

центрации золота в продуктивных растворах ниже 0,05 мг/л (табл. 5).

Исходя из результатов проведенных исследований установлено, что максимальное извлечение золота при выщелачивании руды крупностью -30 мм достигается из наиболее тонкой шламовой фракции -0,045 мм и составляет 93,93%. При этом извлечение золота из фракции класса -30+20 мм составляет менее 50%, а доля потерь золота в этом случае — более 60% (табл. 5). Следовательно, по данным гранулометрического состава кека выщелачивания окисленной руды месторождения «Дельмачик» (участок «Северо-Восточный») исходная крупность сырья должна составлять не более 20 мм. Согласно данным, представленным в табл. 5 и 6, среднее содержание золота в кеках кучного выщелачивания руды в перколяционных колоннах при крупности -30, -20 и -10 мм составляет 0,44, 0,40 и 0,35 г/т соответственно.

**Обсуждение результатов**

В результате проведения исследований получена зависимость извлечения золота от продолжительности выщелачивания, согласно которой для обеспечения наибольшей эффективности процесса время взаимодействия цианида натрия с рудой должно составлять не менее 24 ч. Таким образом, полученные экспериментальные данные позволили установить оптимальный режим процес-

са выщелачивания руды месторождения «Дельмачик» (участок «Северо-Восточный»): крупность материала 80% — 0,071 мм; концентрация цианида натрия — 0,05%, при этом расход цианида составляет 0,75 кг/т, с учетом остатка — 0,14 кг/т; расход извести — 2,7 кг/т; продолжительность — не менее 24 ч.

Экспериментальные данные позволили определить зависимость извлечения золота в раствор от продолжительности выщелачивания руды в колоннах, а также исследовать динамику процесса. При этом установлено, что в продуктивных растворах с течением времени происходит изменение концентрации золота.

В процессе проведения исследований установлено, что извлечение золота в раствор при крупности руды -30, -20 и -10 мм составляет 70,70%, 73,45% и 77,15%, а содержание золота в кеках выщелачивания — 0,45, 0,40 и 0,35 г/т соответственно. При этом расход NaCN на проведение процесса выщелачивания руды крупностью -30, -20 и -10 мм в колоннах высотой 2,0 м составил 0,43, 0,39 и 0,48 кг/т соответственно, расход едкого натра — 0,55—0,68 кг/т. Необходимо отметить, что при промышленной реализации предлагаемых технологических параметров, для создания требуемого уровня pH концентрацию едкого натра в обратных растворах необходимо поддерживать на уровне 0,02%.



Полученные экспериментальные данные показывают, что активный переход золота в раствор прекращается для руды крупностью –20 и –10 мм после 30 сут выщелачивания, для руды крупностью –30 мм необходимо увеличение продолжительности процесса свыше 30 сут. На основании полученных результатов можно сделать вывод о том, что изменение крупности окисленной руды месторождения «Дельмачик» (участок «Северо-Восточный») с –30 мм до –20 и –10 мм приводит к увеличению извлечения золота в раствор при выщелачивании в перколяционных колоннах на 2,75% и 6,45%, содержание золота в кеках выщелачивания уменьшается при этом на 0,05 и 0,10 г/т соответственно. Следовательно, выщелачивание окисленной руды месторождения «Дельмачик» целесообразно проводить при ее крупности –10 мм, что обеспечивает необходимую степень извлечения золота и снижает его потери.

На основании полученных результатов проведенных исследований окисленной руды месторождения «Дельмачик» (участок «Северо-Восточный») установлены и апробированы в полупромышленном масштабе следующие параметры процесса ее кучного выщелачивания: крупность дробления руды –10 мм; окомкование с загрузкой извести 2 кг/т (без цемента); плотность орошения 200 л/(м<sup>2</sup> · сут); концентрация цианида натрия в орошающем растворе 0,05%; концентрация едкого натра в орошающем растворе 0,02%.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Naumov V. A., Naumova O. B., Osovetskiy B. M. Transforming the leaching of gold ore // Modern Problems of Science and Education. 2013. Vol. 6. Pp. 32 – 43.
2. Kianinia Y., Khalesi M. R., Abdollahy M., Hefter G., Senanayake G., Hnedkovsky L., Darban A. K., Shabdazi M. Predicting cyanide consumption in gold leaching: a kinetic and thermodynamic modeling approach // Minerals. 2018. Vol. 8. P. 110. DOI: 10.3390/min8030110.
3. Shumilova L. V. Effective method of hard gold-containing ore preparation to leaching // European Journal of Natural History. 2012. Vol. 6. Pp. 60 – 61.

## Заключение

Таким образом, результаты проведенных гидрометаллургических исследований показали, что окисленные руды месторождения «Дельмачик» (участок «Северо-Восточный») могут быть достаточно эффективно переработаны путем кучного выщелачивания. При этом важную роль в реализации технологического процесса играет крупность руды, отсутствие у нее сорбционной активности (прег-роббинга), продолжительность выщелачивания, концентрация и расход реагента (цианида натрия).

Полученные экспериментальные данные позволили определить оптимальные параметры выщелачивания руд, а также установить режим ведения технологического процесса с достижением максимального извлечения золота, значение которого в растворе в прямом режиме при рекомендуемой крупности материала и соответствующей концентрации цианида натрия может достигать 93% и более.

Полупромышленные исследования рекомендуемых технологических параметров подтвердили корректность установленных в результате проведения лабораторных экспериментов зависимостей извлечения золота от крупности руды и продолжительности выщелачивания, а также определили следующие параметры ведения процесса кучного выщелачивания: крупность дробления руды –10 мм; плотность орошения 200 л/(м<sup>2</sup> · сут); концентрация цианида натрия в орошающем растворе 0,05%.



4. Anderson C.G. Alkaline sulfide gold leaching kinetics // *Minerals Engineering*. 2016. Vol. 92. Pp. 248 – 256. DOI: 10.1016/j.mineng.2016.01.009.

5. Ivannikov S., Ageev O., Bratskaya S., Medkov M., Shamrai E., Yudakov A. Beneficiation and hydrometallurgical processing of gold-containing sludge // *Problems of Complex Development of Georesources. Web of Conferences*. 2018. Vol. 56. Article 03007. DOI: 10.1051/e3sconf/20185603007.

6. Lobanov V.G., Timofeev E.I. Development and introduction of contemporary technology of gold cyanide leaching from gravitational concentrates // *Metallurgist*. 2017. Vol. 61. No 5 – 6. Pp. 491 – 497.

7. Kirillov M. V., Bortnikova S. B., Gaskova O. L., Shevko E. P. Authigenic Gold in stale tailings of cyanide leaching of gold-sulfide-quartz ores (Komsomol'skii Gold-Extracting Factory, Kemerovo Region) // *Doklady Earth Sciences*. 2018. Vol. 481. No 2. Pp. 1091 – 1094. DOI: 10.1134/S1028334X18080299.

8. Изучение технологических свойств месторождения «Дельмачик» и разработка технологического регламента. Отчет о НИР. Т. 2. – Иркутск: ООО «ТОМС», 2014. – 254 с.

9. Мастонов Р. А., Гиёсов Ж. С. Анализ технологической цепочки системы орошения и экономических показателей кучного выщелачивания золота // *Вестник Российского университета дружбы народов. Серия: Инженерные исследования*. – 2014. – № 2. – С. 31 – 34.

10. Oraby E., Eksteen J. Gold dissolution and copper suppression during leaching of copper-gold gravity concentrates in caustic soda-low free cyanide solutions // *Minerals Engineering*. 2016. Vol. 87. Pp. 10 – 17. DOI: 10.1016/j.mineng.2015.08.006.

11. Kyle J. H., Hefter G. A critical review of the thermodynamics of hydrogen cyanide and copper(I)-cyanide complexes in aqueous solution // *Hydrometallurgy*. 2015. Vol. 154. Pp. 78 – 87. DOI: 10.1016/j.hydromet.2015.03.012.

12. Богданович А. В., Васильев А. М., Шнейерсон Я. М., Плешков М. А. Извлечение золота из лежалых хвостов обогащения колчеданных медно-цинковых руд // *Обогащение руд*. – 2013. – № 5. – С. 38 – 44.

13. Иванников С. И., Эпов Д. Г., Крысенко Г. Ф., Медков М. А., Братская С. Ю., Юдаков А. А. Комплексный подход к извлечению золота из техногенных объектов золотодобычи Дальнего Востока России // *Вестник ОНЗ РАН*. – 2013. – № 5. – NZ1001. DOI: 10.2205/2013NZ000115.

14. Канаев А. Т., Канаева З. К., Мырзаханова И. А., Уразбекова Г. Е., Сатыбалдиева Г. К., Мусаев К. Л. Глубокое извлечение золота из хвостов обогащения месторождения Акбайкай культурой *Acidithiobacillus ferrooxidans* // *Успехи современного естествознания*. – 2013. – № 6. – С. 115 – 120. **ПЛАБ**

## REFERENCES

1. Naumov V.A., Naumova O.B., Osovetskiy B.M. Transforming the leaching of gold ore. *Modern Problems of Science and Education*. 2013. Vol. 6. Pp. 32 – 43.

2. Kianinia Y., Khalesi M. R., Abdollahy M., Hefter G., Senanayake G., Hnedkovsky L., Darban A. K., Shabdazi M. Predicting cyanide consumption in gold leaching: a kinetic and thermodynamic modeling approach. *Minerals*. 2018. Vol. 8. P. 110. DOI: 10.3390/90/min8030110.

3. Shumilova L.V. Effective method of hard gold-containing ore preparation to leaching. *European Journal of Natural History*. 2012. Vol. 6. Pp. 60 – 61.

4. Anderson C. G. Alkaline sulfide gold leaching kinetics. *Minerals Engineering*. 2016. Vol. 92. Pp. 248 – 256. DOI: 10.1016/j.mineng.2016.01.009.

5. Ivannikov S., Ageev O., Bratskaya S., Medkov M., Shamrai E., Yudakov A. Beneficiation and hydrometallurgical processing of gold-containing sludge. *Problems of Complex Development of Georesources. Web of Conferences*. 2018. Vol. 56. Article 03007. DOI: 10.1051/e3sconf/20185603007.

6. Lobanov V. G., Timofeev E. I. Development and introduction of contemporary technology of gold cyanide leaching from gravitational concentrates. *Metallurgist*. 2017. Vol. 61. No 5–6. Pp. 491–497.

7. Kirillov M. V., Bortnikova S. B., Gaskova O. L., Shevko E. P. Authigenic Gold in stale tailings of cyanide leaching of gold-sulfide-quartz ores (Komsomol'skii Gold-Extracting Factory, Kemerovo Region). *Doklady Earth Sciences*. 2018. Vol. 481. No 2. Pp. 1091–1094. DOI: 10.1134/S1028334X18080299.

8. *Izuchenie tekhnologicheskikh svoystv mestorozhdeniya «Del'machik» i razrabotka tekhnologicheskogo reglamenta. Otchet o NIR* [Study of the technological properties of the Del'machik deposit and development of technological regulations. Research report]. Vol. 2. Irkutsk, ООО «TOMS», 2014, 254 p.

9. Mastonov R. A., Giyosov Zh. S. Analysis of the technological chain of the irrigation system and the economic indicators of heap leaching of gold. *Bulletin of Peoples' Friendship University of Russia. Series: Engineering Studies*. 2014, no 2, pp. 31–34. [In Russ].

10. Oraby E., Eksteen J. Gold dissolution and copper suppression during leaching of copper-gold gravity concentrates in caustic soda-low free cyanide solutions. *Minerals Engineering*. 2016. Vol. 87. Pp. 10–17. DOI: 10.1016/j.mineng.2015.08.006.

11. Kyle J. H., Hefter G. A critical review of the thermodynamics of hydrogen cyanide and copper(I)-cyanide complexes in aqueous solution. *Hydrometallurgy*. 2015. Vol. 154. Pp. 78–87. DOI: 10.1016/j.hydromet.2015.03.012.

12. Bogdanovich A. V., Vasiliev A. M., Schneerson Ya. M., Pleshkov M. A. Extraction of gold from stale tailings of the concentration of pyrite copper-zinc ores. *Obogashchenie Rud*. 2013, no 5, pp. 38–44.

13. Ivannikov S. I., Epov D. G., Krysenko G. F., Medkov M. A., Bratskaya S. Yu., Yudakov A. A. An integrated approach to the extraction of gold from technogenic gold mining facilities in the Russian Far East. *Vestnik otdeleniya Nauk o Zemle RAN*. 2013, no 5. NZ1001. [In Russ]. DOI: 10.2205/2013NZ000115.

14. Kanaev A. T., Kanaeva Z. K., Myrzakhanova I. A., Urazbekova G. E., Satybaldieva G. K., Musaev K. L. Deep gold extraction from the tailings of the Akbakay deposit enrichment with *Acidithiobacillus ferrooxidans* culture. *Uspekhi sovremennogo estestvoznaniya*. 2013, no 6, pp. 115–120. [In Russ].

## ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

*Василюк Павел Андреевич* — генеральный директор,  
ООО «Золото Дельмачик»,

*Размахнин Константин Константинович* — канд. техн. наук, доцент,  
заведующий Читинским филиалом, Институт горного дела  
им. Н.А. Чинакала СО РАН, e-mail: igdranchita@mail.ru.

**Для контактов:** Размахнин К.К., e-mail: igdranchita@mail.ru.

## INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

*P.A. Vasilyuk*, General Director of «Zoloto Delmachik» LLC,  
673390, Pervomaisky, Transbaikal Region, Russia,

*K.K. Razmakhnin*, Cand. Sci. (Eng.), Assistant Professor, Head of the Chita Branch,  
N.A. Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch of Russian Academy of Sciences,  
Chita Branch, 672039, Chita, Russia, e-mail: igdranchita@mail.ru.

**Corresponding author:** K.K. Razmakhnin, e-mail: igdranchita@mail.ru.

Получена редакцией 20.05.2020; получена после рецензии 18.06.2020; принята к печати 20.08.2020.

Received by the editors 20.05.2020; received after the review 18.06.2020; accepted for printing 20.08.2020.