

6. Shumskaya E. N., Soloveva L. M., Poperechnikova O. Yu. Improvement of the concentration technology of polymetallic ore of Artemevskoe deposit (Kazakhmys PLC, Republic of Kazakhstan). *Gornyi Zhurnal*. 2012. No. 11. pp. 63–67.
7. Coetzer G., du Preez H. S., Bredenhann R. Influence of water resources and metal ions on galena flotation of Rosh Pinah ore. *The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy*. 2003. Vol. 103, No. 3. pp. 193–207.
8. Jun-ya Cao, Guang-ji Zhang, Zai-sha Mao, Zhao-heng Fang, Chao Yang, Bao-ling Han. Influence of  $Mg^{2+}$  on the growth and activity of sulfate reducing bacteria. *Hydrometallurgy*. 2009. Vol. 95. pp. 127–134.
9. Adam K., Natarajan K. A., Iwasaki I. Grinding media wear and its effect on flotation of sulphide minerals. *International Mineral Processing Journal*. 1984. Vol. 12. p. 39.
10. Li A. F. Mineralogical investigation of non-ferrous and rare metal ores. Moscow : Nauka, 1967. 260 p.
11. Flotation Frothers: Review of Their Classifications, Properties and Preparation. *Mineral Processing Journal*. 2011. Vol. 4. pp. 25–44.
12. Hao Ren, Mengqi Ren, Jing Ning, Zhen Li. Research on the Interaction between Sphalerite and Silica Particles with Different Calcium Ion Solutions. *Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering*. 2013. Vol. 1, No. 4.

УДК 622.7:622.343

## ПОПУТНОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ СУЛЬФИДНЫХ МЕДНЫХ И МЕДНО-ЦИНКОВЫХ РУД\*

**М. А. АРУСТАМЯН**<sup>1</sup>, исполнительный директор, канд. техн. наук  
**Л. А. НЕМЧИНОВА**<sup>2</sup>, начальник, канд. техн. наук, ufa@rivs.ru  
**В. В. ЗАКОПАЙЛО**<sup>3</sup>, начальник ПТО обогатительной фабрики  
**Д. М. АЛТЫНАМАНОВ**<sup>3</sup>, зам. начальника главного корпуса обогатительной фабрики

<sup>1</sup> СП ЗАО «ИВС», Санкт-Петербург, Россия

<sup>2</sup> Уральское представительство НПО «РИВС», Учалы, Россия

<sup>3</sup> АО «Учалинский ГОК», Учалы, Россия

### Введение

В настоящее время золото добывают из руд, причем не только собственно золотоносных, но и таких, в которых основными полезными компонентами являются другие металлы, в частности медь, цинк, серебро, свинец. В этом случае извлечение золота рассматривается как попутное. Во всех промышленно развитых странах, где ведется добыча цветных металлов, преобладает направление на комплексное использование минерального сырья. Содержание золота в рудах цветных металлов, как правило, значительно ниже, чем непосредственно в золоторудных, однако издержки производства на его добычу при этом могут быть несколько меньше.

Золото в вовлекаемых в переработку медно-цинковых рудах в значительной степени ассоциировано с сульфидами. Основная масса представлена мелкими и очень мелкими классами. В связи с этим большое значение приобретает изыскание технологий, позволяющих перерабатывать данные руды с максимально возможным извлечением золота.

На горнорудных предприятиях, осуществляющих добычу и переработку сульфидных медных и медно-цинковых руд, удалось за последние 10 лет повысить извлечение профильных металлов в концентраты (80–92 % для меди и 76–81 % для цинка) [1,2]. Однако извлечение золота из данных руд является невысоким и находится в пределах от 7 до 30 %. Низкие показатели извлечения золота обусловлены рядом причин, в том числе существующими на обогатительных фабриках (ОФ) схемами и реагентными режимами, которые оптимальны для флотации основных медных минералов и не являются таковыми для флотации золота. К числу причин низких показате-

Предложен метод интенсификации попутного извлечения золота в процессе флотации руд Узельгинского и Учалинского месторождений, разработанного на основе результатов исследования вещественного состава золота и распределения благородных металлов в рудах и продуктах обогащения.

**Ключевые слова:** рациональный анализ золота, сульфидные медно-цинковые руды, медный концентрат, флотация, попутное извлечение золота, технологические показатели.

**DOI:** dx.doi.org/10.17580/gzh.2016.11.09

телей извлечения золота относится также сложный вещественный состав золота в перерабатываемых рудах [3, 4].

Колчеданные месторождения Урала являются важнейшим в России источником попутного извлечения золота и серебра (5 % общей добычи золота и 40 % серебра). В результате многолетних исследований по всем известным в настоящее время разновидностям золото- и серебросодержащих руд сульфидные медные и медно-цинковые руды можно отнести к особой категории минерального сырья — к упорным рудам с позиции извлечения золота. В настоящей статье авторами исследован вещественный состав золота в рудах и продуктах обогащения Учалинского, Узельгинского и других месторождений, на основании чего предложен метод интенсификации попутного извлечения золота в процессе флотации в медный концентрат.

### Методика и результаты исследования

Для формирования путей совершенствования технологии попутного извлечения золота из сульфидных руд было изучено распределение форм золота в продуктах измельчения на различных обогатительных фабриках (**табл. 1**).

Расчет распределения форм золота во всех представленных сульфидных рудах показал невысокую долю амальгамируемого ( $\leq 13,04$  %) и значительную часть цианируемого золота (до 63,19 %).

Следует отметить, что при качестве медного концентрата 19,5 % из руд, перерабатываемых на Учалинской ОФ и 10 % на

\* В работе принимали участие старший научный сотрудник НПО «РИВС» М. И. Ткаченко и начальник исследовательской лаборатории АО «УГОК» Ю. Р. Ягудина.

Таблица 1. Распределение форм золота в разгрузках I стадии измельчения при переработке различных медных и медно-цинковых руд, %

Продукт	Свободные формы золота (свободного и в открытых сростках)		Сростковые формы золота		
	амальгамируемого	цианируемого	покрытого окисными пленками	заклученного в сульфидах	в породообразующих минералах
<i>Учалинская ОФ (АО «Учалинский ГОК»)</i>					
Cu-Zn-руда Учалинского месторождения, 2014 г.	5,56	27,77	5,56	55,55	5,56
Cu-Zn-руда Узельгинского месторождения, 2014 г.	6,25	37,08	15,0	32,92	8,75
Cu-руда Узельгинского месторождения, 2014 г.	13,04	8,7	4,35	42,03	31,88
<i>Карагайлинская ОФ (ТОО «Казахмыс»)</i>					
Cu-Zn-руда месторождения Абыз, 2015 г.	11,86	39,7	3,14	35,85	9,43
Cu-Zn-руда месторождения Акбастау, 2015 г.	1,60	63,19	21,83	8,88	4,5
Cu-руда месторождения Акбастау, 2015 г.	12,68	62,11	21,83	1,88	1,5

Карагайлинской ОФ, извлечение золота составило порядка 7–12 % и 55–58 % соответственно, что ниже теоретически возможного на 15 %. Этот факт является подтверждением того, что применяемые в настоящее время режимы флотации сульфидных медно-цинковых руд несовершенны для извлечения золота.

На рис. 1 приведены формы и преобладающие размеры свободного золота в сульфидных рудах, а на рис. 2 показано распределение золота, заключенного в сульфидах, в рудах, перерабатываемых на Учалинской ОФ.

Из результатов изучения количественных и качественных форм свободного золота (см. табл. 1, рис. 1) следует, что присутствующая невысокая его доля (около 13 %) и преобладающий размер зерен в 75 мкм не будут способствовать извлечению золота гравитационными методами обогащения. Однако следует отметить, что свободное золото может быть потеряно в последующих циклах измельчения, в связи с чем возникает необходимость извлекать данное золото в голове процесса.

В то же время значимая часть золота заключена в сульфидах — в основном в халькопирите и во вторичных медных минералах (см. рис. 2), что говорит о целесообразности их селекции.

Следующим этапом исследования явилось изучение вещественного состава золота в продуктах обогащения сульфидных медно-цинковых руд.

Существующей технологической схемой обогащения сульфидных руд на Учалинской ОФ предусмотрено выделение двух концентратов медных «головок» при крупности измельчения: в I стадии классификации — 55 % кл. –74 мкм и во II стадии классификации — 78–83 % кл. –74 мкм, их совместную перечистку, выде-

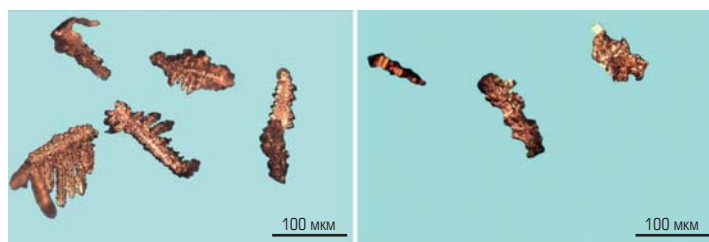


Рис. 1. Свободное золото в разгрузке мельницы I стадии измельчения (поверхность золотин — чистая, форма — дендритная, преобладают зерна крупностью 0,075 мм): а — медно-цинковая руда Учалинского месторождения; б — медная руда Узельгинского месторождения

ление двух фракций коллективного концентрата с дальнейшим его разделением [5, 6].

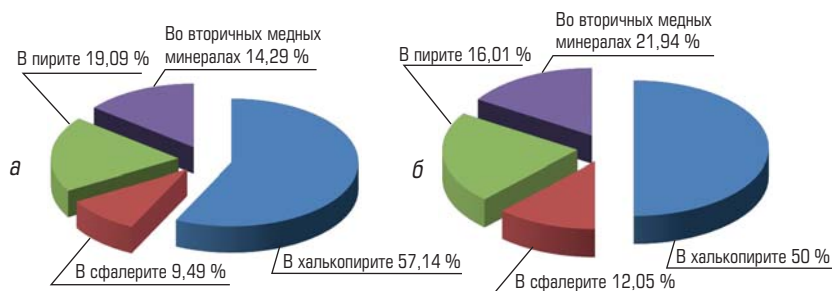
Фазовый состав золота по продуктам опробования существующей схемы флотации при переработке шихты медно-цинковых руд Учалинского и Узельгинского месторождений показан на рис. 3. Из данных, приведенных на рис. 3, следует несколько выводов.

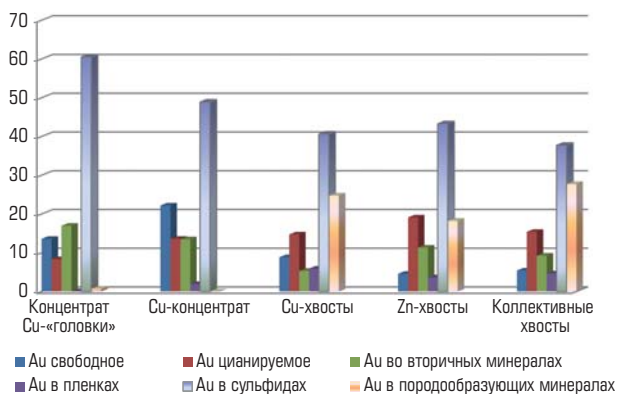
Содержание свободных и цианируемых форм золота в медном концентрате и концентрате медной «головки» практически не превышает 20 %; 50–60 % золота, находящегося в данных концентратах, связано с сульфидами, в том числе до 30 % с пиритом.

Наибольшие потери золота приходятся на коллективные хвосты и составляют от 45 до 60 %, при этом до 6 % представлено свободным золотом преобладающим размером 0,075 мм флотируемой формы — дендритной, комковатой и сростками октаэдров. Около

Рис. 2. Распределение золота, заключенного в сульфидах, в разгрузке I стадии измельчения:

а — медно-цинковая руда Узельгинского месторождения; б — медно-цинковая руда Учалинского месторождения





**Рис. 3. Распределение различных форм золота в продуктах обогащения сульфидных руд на Учалинской ОФ, %**

30 % общего содержания золота в хвостах коллективной флотации представлено суммой золота, связанного с вторичными медными минералами, в открытых сростках и покрытого окисными пленками, что говорит о несовершенстве реагентных режимов, применяемых в циклах выделения медных «головок» и коллективной флотации. Также следует отметить, что основная часть золота (около 40 %), находящаяся в коллективных хвостах, представлена ассоциированным с сульфидами золотом, 50 % которого находится в ассоциации с пиритом. Согласно технологическим режимам флотации, депрессия

пирита (содержание которого в данных рудах составляет 50–75 %) достигается подачей известкового молока до концентрации свободной щелочности в медной флотации 84–226 мг/л и в цинковой флотации — до 300–800 мг/л, что соответствует pH флотации в диапазоне 10,5–12. Как установлено ранее проведенными исследованиями [7], флотация при pH более 9,5 в известковой среде способствует снижению флотируемости свободного золота, особенно в присутствии пирита. Однако полное отсутствие щелочности также отрицательно влияет на извлечение золота [8].

Потери золота в хвостах медной флотации составляют около 30 %, в том числе около 9 % свободного золота преобладающим размером от 0,1 до 0,025 мм дендритной формы, в виде октаэдров и их сростков. Еще 20 % золота в хвостах медной флотации представлено суммой золота, связанного с вторичными медными минералами, покрытого окисными пленками, и золота в открытых сростках, флотационное поведение которого в значительной степени зависит от того, с каким минералом связано золото. Сростки золота с нерудными минералами вследствие малого веса в сростках преимущественно переходят в хвосты. Если золото связано с пиритом, то вследствие создаваемой pH среды также будет потеряно с хвостами флотации [4, 8].

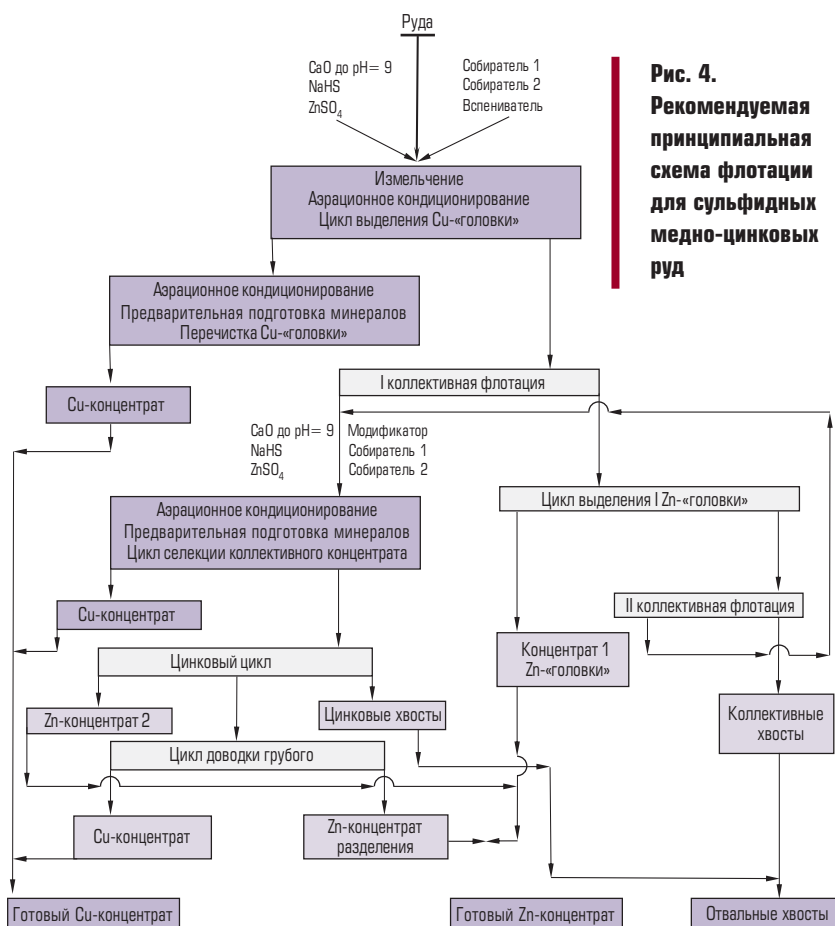
Потери золота в последующих циклах флотации (цинковом цикле и цикле доводки грубого цинкового концентрата) представлены в основном ассоциированным золотом (доля свободного не превышает 2–3 %) нефлотируемых форм — в основном игольчатых.

Таким образом, низкое извлечение золота из сульфидных медных и медно-цинковых руд объясняется применяемым диапазоном щелочных режимов флотации, вследствие чего происходит депрессия части свободного золота и в открытых сростках, золота, покрытого окисными пленками, и золота, ассоциированного с пиритом. Потери цианируемого золота и золота, связанного с породой, в хвостах составляют до 20 и 30 % соответственно, что является следствием роста производительности ОФ и, как следствие, закрубления рудного помола.

Необходимо отметить, что по результатам проведенных опробований установлено, что потери золота в медном цикле возрастают при увеличении числа перечистных операций.

На основании изучения фазового состава золота в сульфидных медно-цинковых рудах и в продуктах обогащения был намечен главный путь наращивания извлечения золота, заключающийся в разработке технологических режимов флотации, предусматривающих извлечение свободного золота с головы процесса флотационными методами и повышенное извлечение медных минералов.

Разработка технологии происходила в два этапа: первый включал в себя повышенное извлечение меди и максимальное извлечение свободного золота в концентрат медных «головок» при качестве концентрата не менее 19 %; второй предусматривал тоже повышенное извлечение меди и максимальное извлечение золота в медный концентрат цикла селекции коллективного концентрата.



**Рис. 4. Рекомендуемая принципиальная схема флотации для сульфидных медно-цинковых руд**

При разработке данной технологии были проведены исследования в открытом цикле флотации с целью уточнения: тонины рудного помола и влияния его на извлечение меди и золота; pH среды; применяемых собирателей и вспенивателей флотации; применения физико-механических методов; применяемых модификаторов флотации.

На **рис. 4** приведена принципиальная схема разработанной технологии, включающая:

- выделение трех концентратов медных «головок» при pH среды 9, способствующей максимальному извлечению свободного золота;
- максимальное раскрытие сросткового золота благодаря крупности измельчения в I стадии классификации — 55 % кл. –74 мкм; во II стадии классификации — 80 % кл. –74 мкм и после III стадии классификации — 92 % кл. –74 мкм;
- совместную перемешку концентратов медных «головок» с предварительной подготовкой медных минералов (ППМ) и золота к флотации, позволяющую в одну перемешивающую операцию получить при извлечении 60 % меди и не менее 12 % золота медный концентрат при содержании меди в нем не менее 20 %;
- операцию предварительной длительной азрации как перед флотацией грубых медных «головок», так и перед перемешивающей операцией.

Известно, что на свежесформированной поверхности золота пузырьки воздуха прилипают легче всего, и требуются значительно меньшие концентрации собирателя. Однако, как показывают опыты, поверхность золота непосредственно после обнажения практически не покрывается ксантогенатом, и только после непродолжительного контакта с воздухом начинается закрепление собирателя. Извлечение

золота возрастает с увеличением продолжительности контакта, что подтверждают проведенные исследования.

Большое распространение в настоящее время получили разработанные реагентные режимы, основанные на использовании сочетаний различных флотационных реагентов, обеспечивающих повышение качественных и количественных показателей как медных минералов, так и золота [9, 10]. Авторами в данной работе использовано сочетание селективных собирателей при выделении концентратов медных «головок» на основе диизобутилдиизофосфината и модифицированного тиокарбамата, позволяющих при сниженной pH минимизировать флотацию пирита из сульфидных медных и медно-цинковых руд [7, 11–13].

Применение операции ППМ (операции подготовки пульпы к флотации), ранее разработанной для повышения контрастности флотационных свойств цинковых минералов, и пирит перед перемешивающей операцией концентратов медных «головок» также способствуют сохранению высокого качества медных концентратов при сниженной pH [5].

Для более полного извлечения медных минералов и золота в основной медной флотации после проведения агитации коллективного концентрата с активированным углем использовалось сочетание бутилового ксантогената и модифицированного тиокарбамата, применяемого для флотации тонкого золота [7, 14]. При применении данного сочетания реагентов для снижения потерь золота в перемешивающих операциях может выделяться богатая золотосодержащая фракция, направляемая на II медную перемешивающую.

В связи с тем, что в хвостах медной флотации 20 % золота представлено суммой золота, связанного с вторичными медными мине-

**Таблица 2. Результаты замкнутых опытов по фабричной и рекомендуемой схемам обогащения медно-цинковой руды Узельгинского месторождения**

Продукт	Выход, %	Содержание, %, г/т			Извлечение от операции, %		
		Cu	Zn	Au	Cu	Zn	Au
<i>По фабричной схеме обогащения</i>							
Концентрат перемешивающей Cu-«головки»	2,21	21,98	4,54	2,7	36,5	4,77	3,9
Cu-концентрат	3,49	17,61	5,67	3,1	46,25	9,43	7,08
Суммарный Cu-концентрат	5,7	19,3	5,23	2,95	82,75	14,21	10,98
Концентрат Zn-«головки»	1,26	1,35	49,55	2,6	1,28	37,46	2,14
Питание Zn-флотации	18,72	0,59	4,57	1,8	8,3	40,77	22,02
Коллективные хвосты	74,32	0,14	0,21	1,34	7,67	7,56	64,86
Руда	100	1,33	2,1	1,53	100	100	100
<i>По рекомендуемой схеме обогащения</i>							
Концентрат перемешивающей Cu-«головки»	4,28	20,51	6,54	4,5	66	13,3	12,7
Cu-концентрат	1,68	14,25	6,25	4,18	18	5	4,6
Суммарный Cu-концентрат	5,96	18,74	6,45	4,44	84	18,3	17,3
Pu-концентрат	0,72	4,05	9,92	2,8	2,2	3,4	1,3
Cu-концентрат + Pu-концентрат	6,68	17,2	6,82	4,26	86,2	21,7	18,6
Концентрат Zn-«головки»	1,52	0,86	48,76	2,7	0,9	35,3	2,7
Питание Zn-флотации	17,11	0,44	4,22	1,82	5,7	34,4	20,4
Хвосты коллективной флотации	74,69	0,13	0,24	1,2	7,29	8,6	58,3
Руда	100	1,33	2,1	1,53	100	100	100

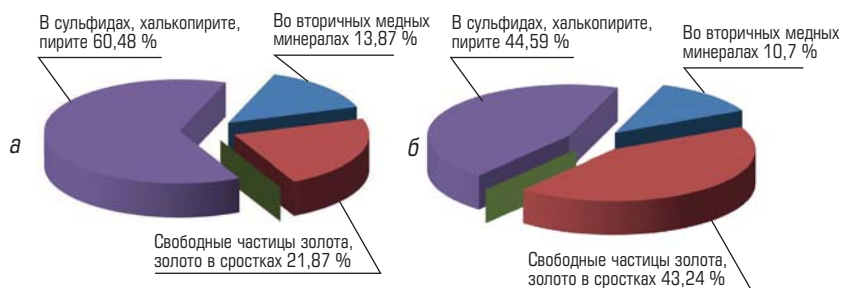
**Таблица 3. Результаты замкнутых опытов по фабричной и рекомендуемой схемам обогащения медно-цинковой руды Учалинского месторождения**

Продукт	Выход, %	Содержание, %, г/т			Извлечение от операции, %		
		Cu	Zn	Au	Cu	Zn	Au
<i>По фабричной схеме обогащения</i>							
Концентрат перечистки Cu-«головки»	2,42	19,69	2,58	2,26	56,07	2,28	3,12
Cu-концентрат	0,98	18,69	2,34	3,47	21,59	0,84	1,95
Суммарный Cu-концентрат	3,4	19,4	2,51	2,61	77,66	3,12	5,07
Концентрат Zn-«головки»	2,8	0,4	47,25	5,98	1,33	48,28	9,57
Питание Zn-флотации	18,77	0,55	6,06	2,77	12,06	41,51	29,7
Коллективные хвосты	75,03	0,1	0,26	1,3	8,96	7,09	55,66
Руда	100	0,85	2,74	1,75	100	100	100
<i>По рекомендуемой схеме обогащения</i>							
Концентрат перечистки Cu-«головки»	2,38	19,88	5,07	8	55,66	4,4	10,58
Cu-концентрат	1,74	13,86	5,74	7,41	28,38	3,63	7,17
Суммарный Cu-концентрат	4,12	17,3	5,3	7,8	84,04	8,03	17,75
Концентрат Zn-«головки»	2,58	0,49	50,25	1,9	1,48	47,28	2,72
Питание Zn-флотации	22,93	0,23	4,36	2,38	6,22	36,46	30,37
Хвосты коллективной флотации	70,37	0,1	0,32	1,26	8,26	8,23	49,16
Руда	100	0,85	2,74	1,75	100	100	100

**Таблица 4. Балансы металлов при переработке медно-цинковых руд в смеси**

Продукт	Выход, %	Содержание, %, г/т				Извлечение, %			
		Cu	Zn	Au	Ag	Cu	Zn	Au	Ag
<i>Раздельная переработка Cu-Zn-руд Учалинского и Узельгинского месторождений с применением разработанных схемы и режима флотации</i>									
Концентрат перечистки Cu-«головки»	3,33	20,28	6,01	5,75	134,29	62	8,3	11,5	15,2
Cu-концентрат	1,55	14,88	6,07	5,9	170,2	21,1	3,9	5,5	8,9
Суммарный Cu-концентрат	4,88	18,5	6,05	5,82	133,1	83,1	12,2	17	24,1
Pu-концентрат	0,86	1,88	4,85	2,51	65,9	1,5	1,7	1,3	1,9
Cu-концентрат + Pu-концентрат	5,74	16,1	5,9	5,3	133,1	84,6	13,9	18,3	26
Концентрат Zn-«головки»	2,05	0,63	49,7	2,2	80,15	1,1	42,1	2,7	5,6
Питание Zn-флотации	19,7	0,38	4,38	1,62	42,15	6,9	35,6	19,1	28,3
Хвосты коллективной флотации	72,51	0,12	0,28	1,2	16,25	7,4	8,4	59,9	40,1
Руда	100	1,09	2,42	1,67	29,39	100	100	100	100
<i>Шихта Cu-Zn-руд Учалинского и Узельгинского месторождений в соотношении 1:1 по разработанным схеме и режиму флотации</i>									
Концентрат перечистки Cu-«головки»	3,16	20,09	5,73	5,7	148	62,68	7,8	10,39	14,72
Cu-концентрат	1,15	16,77	4,7	5,3	138,6	19,04	2,33	3,52	5,02
Суммарный Cu-концентрат	4,31	19,2	5,46	5,59	145,49	81,72	10,13	13,91	19,74
Pu-концентрат	0,67	1,69	6,78	2,9	67	1,12	1,96	1,12	1,41
Cu-концентрат + Pu-концентрат	4,98	16,85	5,63	5,23	134,93	82,84	12,09	15,03	21,15
Концентрат Zn-«головки»	1,82	0,5	48,54	1,8	72,4	0,9	38,06	1,89	4,15
Питание Zn-флотации	25,55	0,35	3,84	2,19	39,15	8,91	42,27	32,32	31,48
Хвосты коллективной флотации	67,65	0,11	0,26	1,3	20,3	7,35	7,58	50,75	43,22
Руда	100	1,02	2,32	1,73	31,77	100	100	100	100





**Рис. 5. Распределение золота в медном концентрате, полученном по фабричной (а) и разработанной (б) технологии**

ралами, в открытых сростках и покрытого окисными пленками, а до 40 % связано с сульфидами, было предусмотрено выделение пиритного (Pу) концентрата при pH среды 8, с подачей модифицированного тионокарбомата.

В табл. 2 и 3 приведены результаты схемных опытов на медно-цинковых рудах Узельгинского и Учалинского месторождений по фабричной и разработанной схемам флотации.

По результатам сравнительных опытов видно, что разработанная режим флотации обеспечивает прирост извлечения золота в медный концентрат при повышении концентрации золота в нем в 2 раза и повышении извлечения на 7–10 %.

Необходимо отметить, что в настоящее время на многих обогатительных фабриках распространена ситуация, когда медно-цинковые руды перерабатываются в смеси, в связи с чем были проведены исследования по влиянию переработки руд в смеси на извлечение золота.

В табл. 4 приведены балансы металлов при переработке медно-цинковых руд Учалинского и Узельгинского месторождений с применением разработанной схемы и режима флотации.

Сравнивая балансы металлов при раздельной переработке руд Учалинского и Узельгинского месторождений и в шихте, следует отметить, что при раздельной переработке возможно получить извлечение золота на 3 % выше, чем при переработке в шихте при одном и том же качестве медного концентрата.

Для оценки эффективности рекомендуемой технологии был проанализирован фазовый состав золота в медном концентрате (рис. 5).

Из представленных данных видно, что в медном концентрате, полученном по разработанной технологии, доля свободных частиц золота и золота в открытых сростках увеличилась с 21,87 до 43,24 %.

На основании проведенных исследований для промышленной апробации разработанного режима при переработке медно-цинковых руд на обогатительной фабрике Учалинского ГОКа рекомендуется выделение концентрата после каждой стадии измельчения с общей перемешивающей операцией при pH не более 9. Применение сочетания собирателей разного класса с предварительной подготовкой пульпы к флотации позволит при снижении pH получать медный концентрат при содержании меди 18 %. Выведение дополнительной фракции пиритного концентрата из хвостов медной флотации позволит повысить суммарное извлечение золота 1,3–1,5 % при снижении качества медного концентрата до 17 %.

Рекомендуемый технологический режим и схема флотации для повышенного извлечения золота из медно-цинковых руд сложного вещественного состава при переработке их на Учалинской ОФ был использован НПО «РИВС» при разработке технологии обогащения

сульфидных медных и медно-цинковых руд месторождений Абыз и Акбастау (Карагайлинская ОФ), более благоприятных по вещественному составу золота (см. табл. 1). В результате из медной руды месторождения Акбастау с содержанием меди 1,7 %, цинка 1,2 % и золота 0,23 г/т получен медный концентрат с содержанием меди — 18,78 % и с извлечением меди 90,75 %, золота 87,85 % из медно-цинковой руды месторождения Абыз с содержанием меди 0,58 %, цинка 1,2 % и золота 1,64 г/т получен медный концентрат с содержанием меди 15,2 %, золота 25 г/т с извлечением меди 78,24 % и золота 45,65 %. Также на хвостах флотации при обогащении данной руды разработан технологический режим пиритной флотации, позволяющий получать пиритный концентрат при концентрации золота 5,34 г/т и извлечении 30,19 %.

### Заключение

Проведенные технологические исследования по попутному извлечению золота из сульфидных медных и медно-цинковых руд позволили сделать следующие выводы.

1. Извлечение золота из сульфидных руд зависит от вещественного состава золота в них; потери золота происходят при снижении содержания свободного и цианируемых форм золота в руде; при повышении содержания сульфидов в руде, в том числе пирита; при повышении содержания ассоциированного с сульфидами золота.

2. На основании результатов открытых опытов были установлены следующие закономерности флотации золота из сульфидных медно-цинковых руд:

- был подтвержден тот факт, что при повышении pH среды >8,5–9 снижается извлечение золота при повышении содержания меди в получаемом медном концентрате;
- при увеличении тонины конечного рудного помола с 78–80 % кл. –74 мкм до 90–92 % кл. –74 мкм возрастает извлечение золота;
- выделение концентратов трех медных «головок» при разной степени измельчения способствует росту извлечения золота;
- применение сочетаний новых селективных собирателей при сниженной pH среды способствует сохранению качества получаемых медных концентратов;
- использование физико-механических методов, в том числе аэрационного кондиционирования и процессов подготовки минералов к флотации способствует как сохранению качества медных концентратов, так и повышению извлечения золота в них.

3. Установлено, что при смесевой переработке медно-цинковых руд потери золота возрастают.

4. Проведение исследований с целью поиска технологических режимов для снижения потерь золота с хвостами медной и цинковой флотации можно отнести к перспективному направлению при переработке сульфидных медных и медно-цинковых руд.

**Библиографический список**

1. Абдрахманов И. А., Ягудин Р. А., Зимин А. В., Арустамян М. А., Калинин Е. П. Совершенствование техники на обогатительной фабрике ОАО «Учалинский ГОК» в период 2000–2008 гг. // Горный журнал. 2008. Спец. выпуск. С. 78–82.
2. Зимин А. В., Немчинова Л. А., Юрлова Н. А., Ягудин Р. А., Ягудина Ю. Р. Повышение качества медного концентрата на обогатительной фабрике ОАО «Учалинский ГОК» // Горный журнал. 2010. Спец. выпуск. С. 47–52.
3. Морозов Ю. П. Повышение комплексности использования сульфидных руд на основе дополнительного извлечения золота. — Екатеринбург: Форт Диалог-Исеть, 2015. С. 6–9.
4. Викентьев И. В., Амплиева Е. Е., Юдовская М. А., Мохов А. В., Керзин А. Л., Цепин А. И. Золото и серебро в колчеданных рудах и продуктах их переработки // Научные основы и практика разведки и переработки руд и техногенного сырья с извлечением благородных металлов: тр. междунар. науч.-технич. конф. — Екатеринбург. 2002. С. 68–70.
5. Nemchinova L. A., Zimin A. V. Thermomechanical aspect of selective flotation of sphalerite and pyrite // Eurasian Mining. 2015. No. 1. P. 19–22.
6. Kutlin B. A., Zimin A. V., Nemchinova L. A. Improvement of Ural (Russia) pyrite copper-zinc ores dressing technology // XXVI International Mineral Processing Congress (IMPC) : Proceedings. — New Delhi, India, 2012. P. 24–33.
7. Mining Chemicals Handbook. — Meriden: Horton Printing Company, 2010. P. 182–192.
8. Боcharов В. А., Игнаткина В. А. Технология обогащения золотосодержащего сырья. — М.: ИД «Руда и Металлы». 2003. С. 246–247.
9. Бектурганов Н. С., Тусупбаев Н. К., Ержанова Ж. А. и др. Применение новых собирателей при флотации золотосодержащих руд месторождения Балажал // Прогрессивные методы обогащения и комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья: матер. междунар. совещ. — Караганда: ТОО «Арко», 2014. С. 253–255.
10. Getman V. V., Gapchich A. O. О перспективах использования дитиофосфинатов в качестве собирателей золота при флотации золотосодержащих арсеникопиритных руд // Прогрессивные методы обогащения и комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья: матер. междунар. совещ. — Караганда: ТОО «Арко», 2014. С. 183–186.
11. McFadzean B., Mhlanga S. S., O'Connor C. T. The effect of thiol collector mixtures on the flotation of pyrite and galena // Minerals Engineering. 2013. Vol. 50–51. P. 121–129.
12. Ryabov V., Shepeta E., Kretov V., Golikov V. New dialkyldithiophosphates for the flotation of copper, gold and silver containing ores // XXVII International Mineral Processing Congress (IMPC) : Proceedings. — Santiago, Chile, 2014. Chap. 3. P. 1–8.
13. Karimian A., Rezali B., Masoumi A. The effect of mixed collectors in the rougher flotation of sungun copper // Life Science Journal. 2013. No. 10. P. 268–272.
14. Боcharов В. А., Игнаткина В. А., Алексейчук Д. А. Новые научные подходы к выбору композиций сульфидрильных собирателей, механизму их действия и обоснованию условий селективной флотации сульфидных минералов // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2013. № 10. С. 59–66. **ГЖ**

«GORNYI ZHURNAL»/«MINING JOURNAL», 2016, № 11, pp. 48–54  
 DOI: dx.doi.org/10.17580/gzh.2016.11.09

**Co-production of gold from sulfide copper and copper-zinc ores**

**Information about authors**

**M. A. Arustamyan**<sup>1</sup>, Chief Operating Officer, Candidate of Engineering Sciences  
**L. A. Nemchinova**<sup>2</sup>, Head, Candidate of Engineering Sciences, ufa@rivs.ru  
**V. V. Zakopailo**<sup>3</sup>, Head of Production and Technical Department at Processing Plant  
**D. M. Altymananov**<sup>3</sup>, Deputy Head of Main Building at Processing Plant

<sup>1</sup> IVS Joint Venture, Saint-Petersburg, Russia

<sup>2</sup> Ural Representative Office of RIVS Research and Production, Uchaly, Russia

<sup>3</sup> Uchaly Mining and Processing Plant, Uchaly, Russia

**Abstract**

Gold is currently produced from both gold ore and from ores bearing different nonferrous metals, in particular, copper, zinc, silver and lead. In the latter case, gold recovery is assumed co-production. All industrially developed nonferrous metal mining countries follow the global trend of multipurpose utilization of mineral resources. Gold content of nonferrous metal ore is as rule essentially lower than in gold ores but gold production cost may be somewhat reduced in this case. It is noteworthy that in this instance, gold production depends on nonferrous metal demand. The need for efficient technical and technological solutions aimed to improve quantitative and qualitative data of gold produced from copper and copper-zinc ores is predetermined by low gold recovery.

In copper-zinc ores, gold is mainly associated with sulfides. Most of gold is fine and very fine particles. In this respect, it is important to develop processing technologies for such ores to ensure maximum possible gold recovery.

Mineral dressing technology is being continuously improved in many ways, including the area of co-production of gold by flotation in copper concentrate or in individual gold-bearing product. This article describes a variant of enhancing gold co-production from sulfide copper and copper-zinc ore in terms of such type ores extracted from Uzelga and Uchaly deposits and processed at Uchaly Mining and Processing Plants. The authors acknowledge participation of M. I. Tkachenko, Senior Researcher, RIVS Research and production, and Yu. R. Yagudin, Head Research Laboratory, Uchaly Mining and processing Plant, in these studies.

**Keywords:** sulfide copper-zinc ores, gold, copper concentrate, flotation, gold co-production, technical data.

**References**

1. Abdbrakhmanov I. A., Yagudin R. A., Zimin A. V., Arustamyan M. A., Kalinin E. P. Technics improvement at the JSC «Uchaly MMC» concentration plant during 2000–2008. *Gornyi Zhurnal*. 2008. Special issue. pp. 78–82.

2. Zimin A. V., Nemchinova L. A., Yurlova N. A., Yagudin R. A., Yagudina Yu. R. Quality improvement of copper concentrate at the JSC «Uchaly MMC» concentration plant. *Gornyi Zhurnal*. 2010. Special issue. pp. 47–52.
3. Morozov Yu. P. Increasing of sulfide ore use complexity on the basis of additional gold extraction. Ekaterinburg: Fort Dialog-Iset, 2015. pp. 6–9.
4. Vikentev I. V., Amplieva E. E., Yudovskaya M. A., Mokhov A. V., Kerzin A. L., Tsepin A. I. Gold and silver in pyritic ores and their processing products. *Scientific basis and practice of prospect and processing of ores and technogenic raw materials with noble metal extraction: proceedings of international scientific-technical conference*. Ekaterinburg, 2002. pp. 68–70.
5. Nemchinova L. A., Zimin A. V. Thermomechanical aspect of selective flotation of sphalerite and pyrite. *Eurasian Mining*. 2015. No. 1. pp. 19–22.
6. Kutlin B. A., Zimin A. V., Nemchinova L. A. Improvement of ural (Russia) pyrite copper-zinc ores dressing technology. *XXVI International Mineral Processing Congress (IMPC) : Proceedings. New Delhi, India, 2012*. pp. 24–33.
7. Mining Chemicals Handbook. Meriden: Horton Printing Company, 2010. pp. 182–192.
8. Bocharov V. A., Ignatkina V. A. Gold-bearing raw materials dressing technology. Moscow «Ore and Metals» Publishing House, 2003. pp. 246–247.
9. Bekturaganov N. S., Tusupbaev N. K., Erzhanova Zh. A. et al. Application of new collectors during the flotation of Balzhal gold-bearing ores. *Progressive methods of concentration and complex processing of natural and technogenic mineral resources: materials of international meeting*. Karaganda: PLC «Arko», 2014. pp. 253–255.
10. Getman V. V., Gapchich A. O. About the prospects of dithiophosphinate use as gold collectors during the flotation of gold-bearing arsenopyritic ores. *Progressive methods of concentration and complex processing of natural and technogenic mineral resources: materials of international meeting*. Karaganda: PLC «Arko», 2014. pp. 183–186.
11. McFadzean B., Mhlanga S. S., O'Connor C. T. The effect of thiol collector mixtures on the flotation of pyrite and galena. *Minerals Engineering*. 2013. Vol. 50–51. pp. 121–129.
12. Ryabov V., Shepeta E., Kretov V., Golikov V. New dialkyldithiophosphates for the flotation of copper, gold and silver containing ores. *XXVII International Mineral Processing Congress (IMPC) : Proceedings*. Santiago, Chile, 2014. Chapter 3. pp. 1–8.
13. Karimian A., Rezali B., Masoumi A. The effect of mixed collectors in the rougher flotation of sungun copper. *Life Science Journal*. 2013. No. 10. pp. 268–272.
14. Bocharov V. A., Ignatkina V. A., Alekseychuk D. A. New scientific approaches to the selection of tracks sulfhydryl collectors, their mechanism of action and justification of the conditions of selective flotation of sulfide minerals. *Gornyi informatsionno-analiticheskiy byulleten*. 2013. No. 10. pp. 59–66.