

УДК 622.7:622.343'344.6

# ИССЛЕДОВАНИЯ НА ОБОГАТИМОСТЬ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ РУД ЮБИЛЕЙНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

**Л. А. НЕМЧИНОВА**<sup>1</sup>, начальник Научно-исследовательского центра, канд. техн. наук, [lfa@givs.ru](mailto:lfa@givs.ru)

**Ф. Я. АКИЛОВ**<sup>1</sup>, ведущий инженер-технолог

**Р. Х. ШАРИПОВ**<sup>2</sup>, начальник обогатительной фабрики

**А. Р. ГАНИЕВ**<sup>2</sup>, начальник отдела обогащения

<sup>1</sup> Уральское представительство НПО «РИВС», Учалы, Россия

<sup>2</sup> ООО «Башкирская медь», Сибай, Россия

## Введение

Разработка технологического регламента по обогащению медно-цинковых руд Юбилейного месторождения для ТЭО строительства Хайбуллинской обогатительной фабрики (ОФ) осуществлялась на керновой пробе медно-цинковой руды [1, 2]. По минеральному составу керновая проба и проба руды 4–5 рудных залежей отличались меньшим содержанием халькопирита и сфалерита (рис. 1) в руде текущей добычи, а следовательно, увеличением количества нерудных минералов, что в первую очередь должно было сказаться на получаемых показателях и количестве переработанной руды.

## Изучение измельчаемости руды и выбор основного рудоподготовительного оборудования

В процессе разработки технологического регламента по результатам изучения измельчаемости керновых проб руды, расчетов коэффициентов измельчаемости и нагрузок промышленных аналогов на классификационно-измельчительном оборудовании были рассчитаны удельные нагрузки и выбрано оборудование для проектируемой фабрики в двух вариантах:

- одностадиальное дробление с дальнейшей установкой в первой стадии измельчения мельницы полусамоизмельчения и далее — две стадии шарового измельчения;
- трехстадиальное дробление и трехстадиальное шаровое измельчение руды (стандартный вариант рудоподготовки).

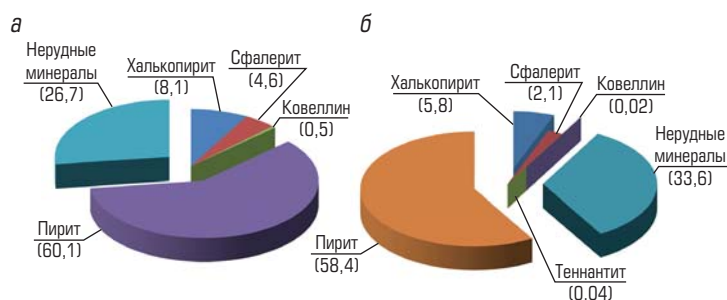
При расчете параметров измельчительного оборудования в качестве промышленного аналога выбраны рудоподготовительные переделы Жезкентской и Николаевской ОФ (Корпорация «Казахмыс»). На данных фабриках осуществляется трехстадиальное измельчение медных и медно-цинковых руд Орловского и Юбилейно-Снегирихинского месторождений до крупности 90±5 % класса –0,074 мм с применением технологии самоизмельчения. Руды обоих месторождений имеют близкие физико-механические свойства, но различное аппаратурное оформление измельчительных отделений [3].

Расчет параметров мельниц для переработки медно-цинковой руды Юбилейного месторождения выполнен путем оценки эф-

Приведены результаты вещественного состава и раскрываемости полезных компонентов в медно-цинковой руде Юбилейного месторождения 4–5 рудных залежей. Даны проектные и фактические ситовые характеристики по стадиям измельчения при переработке медно-цинковой руды на обогатительной фабрике. Описаны рациональная схема обогащения для данной руды, результаты лабораторных исследований и промышленных испытаний. Приведены проектные и достигнутые технологические показатели при переработке данных руд.

**Ключевые слова:** медно-цинковые руды, раскрываемость полезных компонентов, схемы флотационного обогащения, плановые и достигнутые показатели.

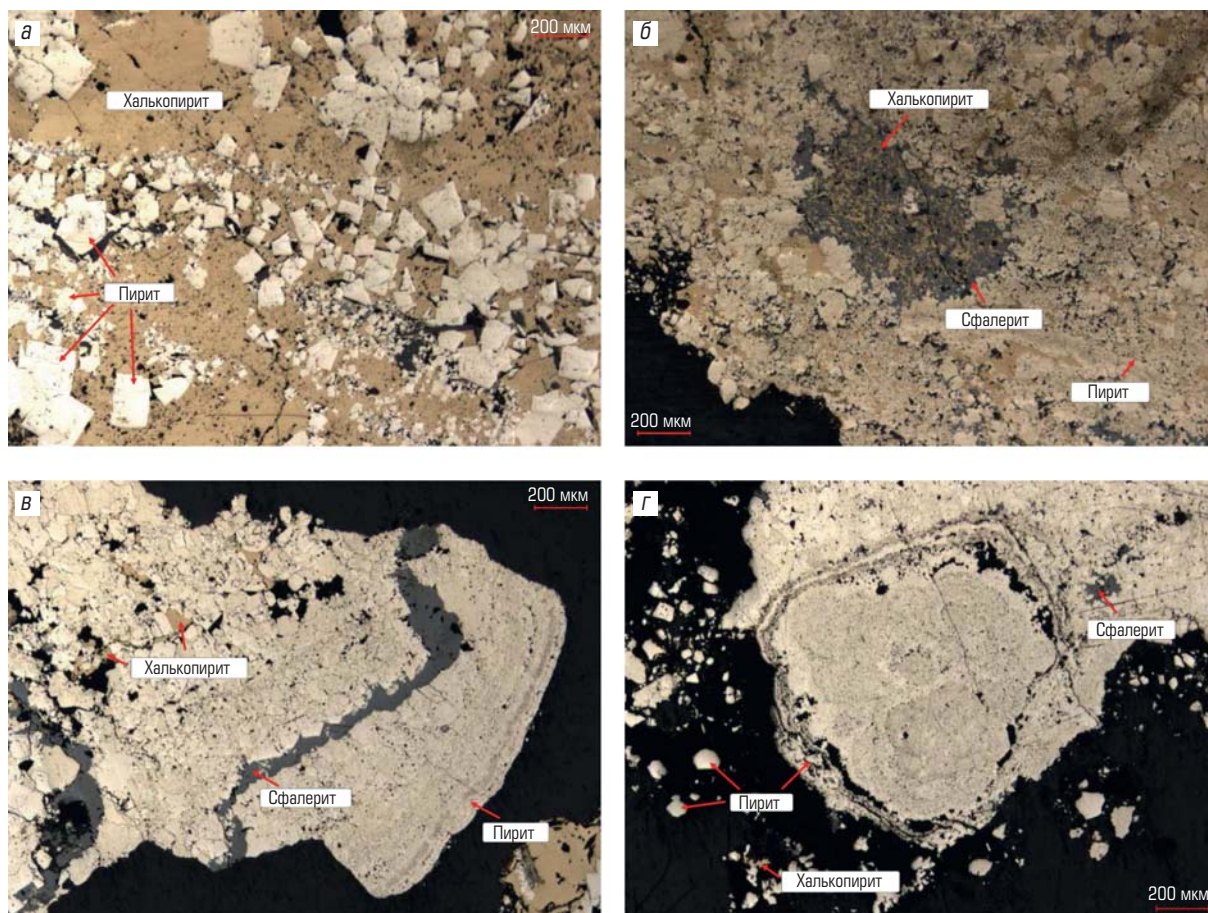
**DOI:** [dx.doi.org/10.17580/gzh.2016.11.10](https://dx.doi.org/10.17580/gzh.2016.11.10)



**Рис. 1.** Вещественный состав, %, регламентной пробы руды (а) и пробы руды текущей добычи (б) Юбилейного месторождения

**Таблица 1.** Проектные и фактические ситовые характеристики сливов гидроциклонов измельчения и доизмельчения при переработке медно-цинковой руды Юбилейного месторождения

Продукт	Проектные параметры	Достигнутые показатели	
	Содержание класса <74 мкм (44 мкм), %	Содержание класса <74 мкм, %	Содержание класса <44 мкм, %
Переработка, т/ч	184,12	180	
Слив гидроциклона:			
II стадии измельчения	70	66,21	57,48
III стадии измельчения	90	88,34	78,32
I стадии доизмельчения	98 (92)	99,69	97,25
II стадии доизмельчения	99 (97)	99,86	98,95
III стадии доизмельчения	98 (88)	99,68	98,22



**Рис. 2. Структурная характеристика рудных минералов. Отраженный свет, николи параллельны:**

*а* — мелкие и средние зерна пирита в халькопирите; *б* — вкрапленный халькопирит в сфалерите и зональный халькопирит в пирите; *в* — колломорфный пирит с жильным сфалеритом и мелкими зональными включениями халькопирита; *г* — колломорфный пирит в сростании с халькопиритом

фективности эталонной и проектируемых мельниц по рассчитанной потребляемой мощности при условии пропорциональной зависимости производительности мельницы от мощности. При этом определены следующие параметры:

- потребляемая мощность эталонной мельницы — по эмпирической формуле Бонда – Роулэнда с учетом поправок на внутримельничное заполнение мельниц, частоту вращения, размеры барабанов и т. п.;

**Таблица 2. Раскрываемость сульфидов в медно-цинковой руде Юбилейного месторождения в зависимости от времени измельчения класса крупности < 74 мкм**

Минерал	Доля свободных зерен сульфидов, % (отн.)			
Пирит	73,2	80,8	83,0	91,0
Халькопирит	46,8	57,5	63,4	71,9
Сфалерит	33,3	39,6	43,1	76,8
<b>Тонина помола класса крупности &lt; 74 мкм, %</b>	<b>68,3</b>	<b>79,5</b>	<b>88,5</b>	<b>96,1</b>

- крупность эталонной и проектируемой руд, соответствующая размерам сит, через которые проходит 80 % продукта — по имеющемуся и заданному содержанию класса –0,074 мм в измельченных продуктах;
- удельный расход электроэнергии для заданных пределов крупности исходных и готовых продуктов при работе эталонной мельницы (коэффициент Бонда) — по рассчитанным параметрам;
- удельный расход энергии для измельчения руды — по условиям проектируемой мельницы, ее часовая производительность — на основе ранее определенных показателей [4].

По результатам сравнительных расчетов мельниц разного типоразмера было рекомендовано и установлено следующее оборудование:

- I стадия измельчения — мельница полусамои измельчения ММПС-80×30 объемом не менее 130 м<sup>3</sup>, работающая с дозгрузкой шаров в количестве 10–15 % объема, установочная мощность электродвигателя привода 2800 кВт;
- II и III стадии — шаровые мельницы МШЦ-4500×6000 объемом не менее 80 м<sup>3</sup>, работающие в замкнутом цикле с гидроциклонами.

Таблица 3. Результаты сравнительных испытаний применяемого сочетания собирателей

Тип собирателя	Продукт	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
			Cu	Zn	Cu	Zn
Сочетание бутилового ксантогената и модифицированного тиокарбомата	Концентрат Cu-«головок»	6,77	15,38	4,87	54,82	25,38
	Коллективный концентрат	21,68	2,97	3,32	33,88	55,36
	Коллективные хвосты	71,55	0,30	0,35	11,30	19,26
	<b>Руда</b>	<b>100</b>	<b>1,90</b>	<b>1,30</b>	<b>100</b>	<b>100</b>
Сочетание бутилового ксантогената и модифицированного дитиофосфата	Концентрат Cu-«головок»	5,12	16,22	7,40	43,70	29,14
	Коллективный концентрат	20,59	4,11	3,46	44,57	54,86
	Коллективные хвосты	74,29	0,30	0,28	11,73	16,00
	<b>Руда</b>	<b>100</b>	<b>1,90</b>	<b>1,30</b>	<b>100</b>	<b>100</b>

В табл. 1 приведены проектные и фактические ситовые характеристики по стадиям измельчения при переработке медно-цинковой руды Юбилейного месторождения. Из этих данных следует, что произведенный расчет измельчительно-классифицирующего оборудования по результатам изучения измельчаемости ядерных проб и его выбор на основе промышленных аналогов полностью подтвержден полученными данными при промышленной переработке медно-цинковой руды Юбилейного месторождения.

**Сравнительный анализ вещественного состава руды и разработка технологического режима обогащения**

Сульфидные медно-цинковые руды Юбилейного месторождения отличаются достаточно простым минеральным составом (см. рис. 1), однако неблагоприятное соотношение массовой доли минералов меди и цинка, неравномерная вкрапленность, тонкое взаимопроращение рудных минералов между собой, наличие благоприятных и неблагоприятных морфологий, в том числе массивной и коломорфной текстур, а также кристаллически-зернистой и метакolloидной структур (рис. 2) будут обуславливать трудности при получении высококачественных медного и цинкового концентратов с высоким извлечением металлов в одноименные концентраты.

Также следует отметить, что в данных рудах наблюдается тесное взаимопроращение медных и цинковых минералов, доля сростков которых с пиритом составляет 20 %. Из 41–43 % сростков сфалерита до 25 % составляют сростки с халькопиритом [5].

Раскрываемость сульфидов из сростков при тонине помола 68,3–96,1 % класса крупности менее 0,074 мм различная (табл. 2). Первым раскрывается пирит, затем халькопирит и сфалерит. Полная раскрываемость всех минералов затрудняется из-за наличия колломорфного пирита, включающего в себя халькопирит, сфалерит, теннантит и ковеллин.

Результаты проведенного минералогического анализа свидетельствуют, что наличие свободных зерен медных минералов на ранних стадиях измельчения обуславливает возможность их стадийного выделения в концентрат межциклового «головки» из руды крупностью 70 % класса –74 мкм. Рекомендуемая крупность руды после III стадии измельчения — 95 % класса –74 мкм.

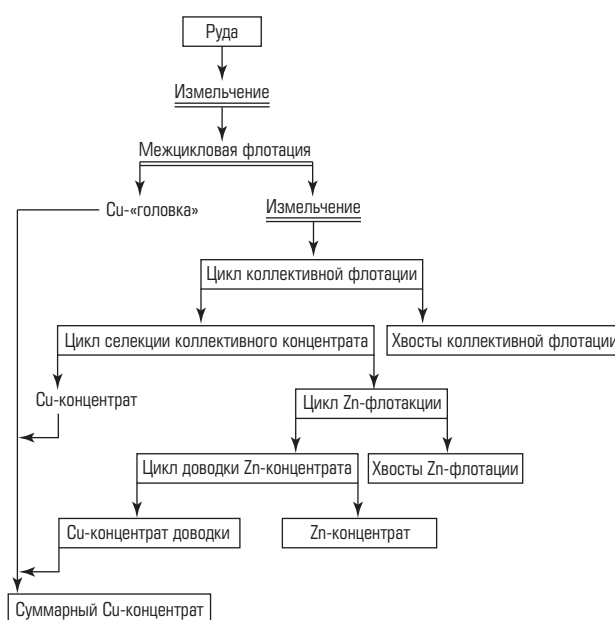


Рис. 3. Технологическая схема обогащения медно-цинковой руды Юбилейного месторождения

При разработке технологического регламента на ядерных медно-цинковых пробах руд была принята следующая схема флотации: в связи с преобладанием медных минералов над цинковыми после выделения медных «головок» проводится коллективная флотация медных и цинковых минералов, хвосты которой являются отвальными (рис. 3). Коллективный концентрат направляется в цикл селекции, на хвостах медной флотации проводится цинковая флотация с получением грубого цинкового концентрата при содержании цинка от 16 до 32 %. Как правило, при дальнейшей доводке грубого цинкового концентрата готовый цинковый концентрат получают камерным продуктом.

В настоящее время совершенствование реагентного режима флотации является одним из основных способов повышения технологических показателей обогащения. Изыскиваются селективные по отношению к пириту собиратели при флотационном отделении минералов меди и цинка от пирита [6, 7].

**Таблица 4. Проектные и достигнутые технологические показатели при переработке медно-цинковой руды Юбилейного месторождения на Хайбуллинской обогатительной фабрики, %**

Продукт	Проектные данные								Достигнутые показатели, май 2016 г.							
	Содержание				Извлечение				Содержание				Извлечение			
	Cu	Zn	Au	Ag	Cu	Zn	Au	Ag	Cu	Zn	Au	Ag	Cu	Zn	Au	Ag
Медный концентрат	17,95	5,34	6,8	54	84,9	38,2	34,7	35	19,5	2,99	7,1	77,2	79,6–81,2	—	35	41
Цинковый концентрат	1,75	51,63	8,8	92,1	0,72	92,05	13,1	18,1	1,18	47,1	3,6	66,4	—	55,4–67,3	6,02	12
<b>Руда</b>	<b>1,89</b>	<b>1,25</b>	<b>2,76</b>	<b>21,7</b>					<b>1,6–1,86</b>	<b>0,93–1,43</b>	<b>1,99</b>	<b>17,6</b>				

Основным направлением при разработке селективных реагентных режимов является применение сочетаний собирателей. Несмотря на разнообразие выпускаемых отечественными и зарубежными производителями собирателей под разными товарными марками, выбор селективно действующей композиции собирателей представляет собой сложную и по времени затратную технологическую задачу. Успешное ее решение позволит обеспечить эффективную переработку колчеданных медно-цинковых руд и снижение потерь металлов [8–11].

Авторами на основе лабораторных и промышленных испытаний на ряде обогатительных фабрик ООО «УГМК-Холдинг» предложен новый подход к выбору сочетаний собирателей, применяемых в селективной флотации колчеданных руд цветных металлов, заключающийся в том, что основу композиции составляет слабый селективный собиратель (на основе дитиофосфата или тионокарбамата) в смеси с бутиловым ксантогенатом [12–14].

При постановке опытов на медно-цинковой руде Юбилейного месторождения было выполнено сравнение использования в качестве реагентов-собирателей сочетания слабого и сильного собирателей — бутилового ксантогената и модифицированного тионокарбамата серии AERO, а также сочетания бутилового ксантогената с модифицированным дитиофосфатом МТФ отечественного производства. Результаты опытов приведены в табл. 3. Как видно, применение модифицированного тионокарбамата типа AERO обеспечивает более высокое извлечение меди в концентрат медной «головки» при более низких потерях цинка.

Исходя из того, что в медно-цинковых рудах 4–5 рудных залежей Юбилейного месторождения произошло снижение содержания меди и цинка, соответственно, на 16 и 38 % была проведена корректировка ранее разработанного режима [1]. По разработанным технологии и реагентному режиму в замкнутом цикле флотации при содержании в руде 1,89 % меди и 1,25 % цинка получен медный концентрат, содержащий 17,95 % меди, при извлечении меди 84,91 %. Цинковый концентрат получен с содержанием цинка 51,63 % при извлечении 32,05 %. Следует отметить, что при снижении содержания в руде извлечение меди имело уровень, сопоставимый с полученным из kernовых проб, но извлечение цинка было в 2 раза меньше.

### Проведение промышленных испытаний по разработанной схеме флотации

В августе 2011 г. проведены пусконаладочные работы по вводу в эксплуатацию оборудования цинкового цикла флотации и отработке технологических режимов при переработке медно-цинковой руды Юбилейного месторождения. Для обеспечения производительности фабрики 1,5 млн т в год с поочередной переработкой медной и медно-цинковой руд выбраны флотационные машины и контактные чаны НПО «РИВС». На основных и контрольных операциях флотации установлены флотомшины РИФ-25, на перечистных операциях РИФ-8,5. Выбрано оборудование для отделения сгущения и фильтрации. Также было уделено внимание подготовке пульпы перед цинковой флотацией, в том числе предусмотрены сгущение хвостов медной флотации с предварительной отмывкой пирита от собирателя и предварительная депрессия его известковым молоком.


Начиная с апреля 2015 г. и по настоящее время на ежедневную переработку поступает медно-цинковая руда Юбилейного месторождения 4–5 рудных залежей. Из перерабатываемой руды по разработанным технологии и реагентному режиму при содержании в руде меди от 1,6 до 1,86 % и цинка 0,93–1,43 % получен медный концентрат, содержащий 19,59 % меди (что на 2 % выше регламентного уровня) при ее извлечении от 79,63 до 81,25 % (табл. 4). Достигнутые показатели по извлечению цинка (55,41–67,32 %) выше регламентных показателей более чем на 30 %. При этом цинковый концентрат с содержанием цинка 47,13 % получен пенным продуктом, без цикла доводки грубого цинкового концентрата. При снижении содержания золота и серебра на 28 и 19 % в руде текущей добычи относительно регламентной пробы извлечение драгоценных металлов получено на уровне регламентных.

### Заключение

Реализованная технологическая схема обогащения медно-цинковых руд Юбилейного месторождения 4–5 рудных залежей в совокупности с проектными решениями и эффективной работой установленного оборудования позволяет обеспечить необходимые технологические показатели даже при ухудшении качества поступающего на переработку сырья.

Библиографический список

1. Зимин А. В., Калинин Е. П., Немчинова Л. А., Рыжков К. В., Алексеева Ю. Б. Пуск и освоение Хайбуллинской обогатительной фабрики с применением технологии и оборудования ЗАО «НПО РИВС» // Горный журнал. 2012. Спец. выпуск. С. 24–27.
2. Zimin A. V., Kalinin E. P., Kutlin B. A. Khaibulla processing plant: Design solutions and construction // Eurasian Mining. 2015. No. 1. P. 49–52.
3. Арустамян М. А., Смирнов Ю. А., Жакселеков М. М. Реконструкция флотационных переделов обогатительных фабрик корпорации «Каззахмыс» // Горный журнал. 2003. Спец. выпуск. С. 65–68.
4. Skarin O. I., Tikhonov N. Calculation of the required semiautogenous mill power based on the Bond work indexes // Eurasian Mining. 2015. No. 1. P. 19–22.
5. Зимин А. В., Арустамян М. А., Соловьева Л. М., Калинин Е. П., Немчинова Л. А. Классификация технологических схем флотационного обогащения колчеданных медных и медно-цинковых руд // Горный журнал. 2012. № 11. С. 24–28.
6. Игнаткина В. А., Боcharов В. А. Особенности флотации разновидностей сульфидов меди и сфалерита колчеданных руд // Горный журнал, 2014. № 12. С. 75–79.
7. Боcharов В. А., Игнаткина В. А., Алексейчук Д. А. Влияние минерального состава сульфидов и их модификации на выбор схемы и собирателя селективной флотации руд цветных металлов // Известия вузов. Цветная металлургия. 2012. № 4. С. 2–11.
8. Тусупбаев Н. К. Композиционные реагенты как основа разработки технологических ре-

- жимов флотации труднообогатимых руд // Прогрессивные методы обогащения и комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья: матер. междунар. совещ. — Караганда: ТОО «Арко», 2014. С. 62–65.
9. Kelebek S., Gibson C., Demir U. pH dependent mechanisms in flotation and effect of pH by lime versus soda ash on pyrite-rich cooper sulfide ore // Proc. of the XV Balkan Minerals Proc. Cong. Sozopol, Bulgaria, June 12–16, 2013. Vol. 1. P. 369–373.
10. Ryaboy 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.
11. Celik I. B. Mineralogical interpretation of the collector dosage change on the sphalerite flotation performance // International Journal of Mineral Processing. 2015. Vol. 135. P. 11–19.
12. Ягудин Р. А., Ягудина Ю. Р., Зимин А. В., Немчинова Л. А., Юрлова Н. А. Повышение качества медного концентрата на обогатительной фабрике ОАО «Учалинский ГОК» // Горный журнал. 2010. № 10. С. 52–57.
13. Тусупбаев Н. К., Бектурганов Н. С., Семушкина Л. В. и др. Усовершенствование технологии флотационного обогащения тонковкрапленных полиметаллических руд с применением модифицированных реагентов // Прогрессивные методы обогащения и комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья: матер. междунар. совещ. — Караганда: ТОО «Арко», 2014. С. 242–244.
14. 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. 12. 

«GORNYI ZHURNAL»/«MINING JOURNAL», 2016, № 11, pp. 55–59  
DOI: dx.doi.org/10.17580/gzh.2016.11.10

Application of methods of situational control in processing industry

Information about authors

L. A. Nemchinova<sup>1</sup>, Head of Research Center, Candidate of Engineering Sciences, ufa@rivs.ru  
F. Ya. Akilov<sup>1</sup>, Leading Production Design Engineer  
R. Kh. Sharipov<sup>2</sup>, Head of Processing Plant  
A. R. Ganiev<sup>2</sup>, Head of Processing Department

<sup>1</sup> Ural Office of RIVS Research and Production, Uchaly, Russia  
<sup>2</sup> Bashmed, Sibai, Russia

Abstract

Essentially sulfide, Russian copper–zinc ores are extremely rebellious owing to high mass fraction of pyrite reaching sometimes 85–90% and due to fine and nonuniform intergrowth of sulfide minerals with one the other and gangue. The main method to process sulfide copper–zinc ores is flotation. From the viewpoint of production of copper and zinc concentrates in the Ural Region, one of the promising deposits is Yubileynoe located on the east hillside of the South Urals. Copper and copper–zinc ore extracted from this deposit go for concentration at Khaibullinskaya Processing Plant and at a plant constructed by RIVS project and commissioned in 2011. The production procedures of Yubileynoe copper–zinc ore processing were developed based on core analysis. Copper–zinc ore entered the concentration process at times since 2011 and monthly starting from April 2015. In connection with this, RIVS accomplished adjustment of operating processes of copper–zinc ore flotation and undertook supervision of the technology developed for this processing plant. This article gives the recent figures on performance of the processing technology developed for copper–zinc ore extracted from 4–5 ore bodies within Yubileynoe deposit.

**Keywords:** copper–zinc ore, dissociation capacity of useful components, flotation circuits, design and actual performance.

References

1. Zimin A. V., Kalinin E. P., Nemchinova L. A., Ryzhkov K. V., Alekseeva Yu. B. The startup and mastering of Khaibullin processing plant, using the technology and equipment of Science and Production Association "RIVS". *Gornyi Zhurnal*. 2012. No. 11. pp. 24–27.

2. Zimin A. V., Kalinin E. P., Kutlin B. A. Khaibulla processing plant: Design solutions and construction. *Eurasian Mining*. 2015. No. 1. pp. 49–52.
3. Arustamyan M. A., Smirnov Yu. A., Zhakselekov M. M. Reconstruction of flotation stages of Kazakhmys concentration plant. *Gornyi Zhurnal*. 2003. Special issue. pp. 65–68.
4. Skarin O. I., Tikhonov N. Calculation of the required semiautogenous mill power based on the Bond work indexes. *Eurasian Mining*. 2015. No. 1. pp. 19–22.
5. Zimin A. V., Arustamyan M. A., Soloveva L. M., Kalinin E. P., Nemchinova L. A. Classification of the technological flotation concentration schemes of pyrite copper and copper–zinc ores. *Gornyi Zhurnal*. 2012. No. 11. pp. 24–28.
6. Ignatkina V. A., Bocharov V. A. Features of flotation of various copper sulfides and sphalerite contained in sulfide ore. *Gornyi Zhurnal*. 2014. No. 12. pp. 75–79.
7. Bocharov V. A., Ignatkina V. A., Alekseychuk D. A. Influence of mineral composition and modification of sulfides on the choice of scheme and collector of selective flotation of non-ferrous metal ores. *Izvestiya vuzov. Tsvetnaya metallurgiya*. 2012. No. 4. pp. 2–11.
8. Tusupbaev N. K. Composite reagents as a basis of development of technological modes of ore difficult washability flotation. *Progressive methods of concentration and complex processing of natural and technogenic mineral resources: materials of international meeting*. Karaganda: PLC «Arko», 2014. pp. 62–65.
9. Kelebek S., Gibson C., Demir U. pH dependent mechanisms in flotation and effect of pH by lime versus soda ash on pyrite-rich cooper sulfide ore. *Proceedings of the XV Balkan minerals processing conference*. Sozopol, Bulgaria, June 12–16, 2013. Vol. 1. pp. 369–373.
10. Ryaboy 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.
11. Celik I. B. Mineralogical interpretation of the collector dosage change on the sphalerite flotation performance. *International Journal of Mineral Processing*. 2015. Vol. 135. pp. 11–19.
12. Yagudin R. A., Yagudina Yu. R., Zimin A. V., Nemchinova L. A., Yurlova N. A. Improvement of copper concentrate quality at the JSC «Uchaly MMC» concentration plant. *Gornyi Zhurnal*. 2010. No. 10. pp. 52–57.
13. Tusupbaev N. K., Bekturганov N. S., Semushkina L. V. et al. Improvement of technology of flotation concentration of finely-ingrained polymetallic ores with application of modified reagents. *Progressive methods of concentration and complex processing of natural and technogenic mineral resources: materials of international meeting*. Karaganda: PLC «Arko», 2014. pp. 242–244.
14. 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. 12.