

УДК 669.23 : 662.342.1

DOI 10.17073/0021-3438-2015-1s-35-39

ПЛАВКА ГРАВИТАЦИОННЫХ КОНЦЕНТРАТОВ НА ВНУТРЕННИЙ КОЛЛЕКТОР

© 2015 г. **В.Г. Лобанов, Н.Г. Агеев, В.А. Меньщиков,
Ф.М. Набиуллин, В.Б. Начаров**

Уральский федеральный университет (УрФУ)
им. первого Президента России Б.Н. Ельцина, г. Екатеринбург
ООО «Березовский рудник», г. Березовский

Проведены исследования и крупно-лабораторная проверка технологии плавки гравитационных концентратов ООО «Березовский рудник» на свинцовый коллектор. Источником свинца служит галенит, содержащийся в концентрате, или, при недостатке последнего, оборотный свинец. В качестве восстановителя использовали металлическое железо. В оптимальных условиях в результате плавки получен сплав с содержанием золота более 3 %, при этом извлечение золота в сплав превысило 98 %.

Ключевые слова: золото, гравитационный концентрат, плавка, свинцовый коллектор, железо.

There were conducted researches and large-scale laboratory testing of melting practice relating to gravity concentrate melting at LLC «Beryozovsky Mine» on lead collector. The source of lead was galenite, containing in concentrate, or in the case of deficiency of the last, revert lead. As source of reducer was used metallic iron. In the optimal conditions as result of melting was obtained alloy with content of gold more than 3 %, in this case gold extraction in alloy was more than 98 %.

Keywords: gold, gravity concentrate, melting, lead collector, iron.

Введение

Выделение крупного золота из коренных руд гравитационными методами является эффективным и хорошо отработанным приемом получения высококондиционного товарного продукта с коротким производственным циклом. Технологические схемы абсолютного большинства золотоизвлекательных фабрик (ЗИФ) включают гравитационное концентрирование.

По экономическим причинам гравитационные концентраты стремятся перерабатывать непосредственно на ЗИФ. Чаще всего перечисткой указанных концентратов повышают содержание золота до 0,1—5,0 %. Хвосты перечистки отправляют на флотацию или цианирование. Из богатого продукта — так называемой «золотой головки» — различными способами получают черновое золото или золотосеребряный сплав. При отсутствии возможности пе-

реработки на месте гравитационные концентраты, содержащие от 50 до 500 г/т Au, реализуют на медеплавильных заводах в виде отдельного продукта.

Среди применяемых в мировой и отечественной практике гидromеталлургических вариантов переработки «золотой головки» — обжиг и выщелачивание золота в царской водке, непосредственное выщелачивание в цианистых, тиомочевинных или других растворах, хлорирование и др. [1—9] Широко используют целевую автономную плавку огарков или непосредственно концентратов с коллектированием золота свинцом [3]. Купелированием свинец в виде оксида возвращают на плавку, а золотосеребряный сплав отправляют на аффинаж. Эффективный метод амальгамации по экологическим соображениям применяют все реже [2, 3]. Известными

Лобанов В.Г. — канд. техн. наук, профессор кафедры металлургии тяжелых цветных металлов УрФУ (620002, г. Екатеринбург, ул. Мира, 19). Тел.: (343) 375-47-95. E-mail: lobanov-vl@yandex.ru.

Агеев Н.Г. — канд. техн. наук, профессор той же кафедры. E-mail: ageevng@k96.ru.

Меньщиков В.А. — аспирант той же кафедры. Тел.: (343) 375-47-95.

Набиуллин Ф.М. — ген. директор ОАО «Березовский рудник» (623703, Свердловская обл., г. Березовский, Березовский тракт, 1). Тел.: (34369) 445-96. E-mail: info@oobru.ru.

Начаров В.Б. — гл. обогатитель ОАО «Березовский рудник». E-mail: info@oobru.ru.

достоинствами обладает способ переработки сульфидо- и свинецсодержащих концентратов в щелочных расплавах при температурах 500—650 °С [10]. К числу экзотических следует отнести метод коллелирования золота из концентратов жидким галлием при $t = 25 \div 40$ °С [11].

Перечисленные методы сложны в технологическом отношении либо не обеспечивают необходимого извлечения золота в товарный продукт. В частности, при использовании свинцового коллектора купелирование сплава сопряжено с выделением токсичных свинецсодержащих газов и паров.

Переработка гравитационных концентратов в существующих условиях

В данной работе рассмотрены результаты технологических исследований по переработке гравитационных концентратов Березовского рудника (Урал). На старейшем в России золотоизвлекательном руднике перерабатывают сульфидно-кварцевую руду, добываемую подземным методом. С помощью простейшей технологической схемы выделяют гравитационный и флотационный концентраты с общим извлечением золота не менее 90 %. Гравитационное обогащение осуществляют с использованием отсадочных машин, центробежных концентраторов и концентрационного стола. Фазовый состав гравитационного концентрата и содержание золота в нем определяются, прежде всего, свойствами перерабатываемой руды. Поскольку в переработку направляют руду с трех шахт и нескольких участков без усреднения, то качество концентратов варьируется в широких пределах. Основными фазовыми компонентами гравитационного концентрата являются пирит (до 90 %), галенит (до 10 %), халькопирит (до 1 %), техногенное железо (до 1 %). Содержание золота — от 80 до 500 г/т, серебра — от 50 до 300 г/т.

Данный концентрат в несколько стадий с промежуточным доизмельчением подвергают перечистке на концентрационных столах и выделяют «золотую головку» с содержанием >1 % Au. Хвосты перечистки направляют в основную схему переработки вместе с флотоконцентратом. Минеральную основу «золотой головки» растворяют в азотной кислоте, нерастворенный остаток представляет собой черное золото, направляемое на аффинаж. В последнее время «золотую головку» передают на металлургическую переработку без дополнительного кондиционирования. Короткий технологический цикл и

производственная простота являются основными преимуществами существующей схемы выделения крупного золота.

Важнейшим недостатком используемой в течение длительного времени технологии является низкое операционное извлечение золота в «золотую головку». До чернового металла по этой схеме доходит не более 1/2 всего золота, выделяемого гравитацией из руды. В этой связи представляет интерес подбор технологии, сочетающей возможность эффективного и полного извлечения золота из более бедных промпродуктов и технологическую простоту.

С учетом высокого содержания галенита в гравитационном концентрате предпочтение отдано плавке на «внутренний» коллектор. Так называют осадительную плавку концентратов, содержащих в своем составе металл-коллектор. В целом особенности такого процесса хорошо изучены, вместе с тем представляла интерес оптимизация данного подхода применительно к конкретному объекту.

Характеристика объекта исследований

Важнейшим критерием для выбора технологии является оптимальное содержание золота в промпродукте, направляемом на плавку. С учетом специфики горнорудного предприятия, наличия флотационно-гидрометаллургических переделов, представляется целесообразной организация малотоннажного плавильного участка с минимумом экологических последствий. Предварительными расчетами показано, что требуемая рентабельность будет достигнута при плавке концентратов с содержанием золота ≥ 1 кг/т.

На стадии перечистки исходного гравитационного концентрата на концентрационном столе была отобрана частная проба богатого продукта данного передела. Ее химический состав оценивали параллельным разложением трех навесок в царской водке и атомно-адсорбционным анализом раствора; содержание золота и серебра определяли пробирной плавкой:

Элемент	Fe	Pb	Cu	Zn	Sb
Содержание, %.....	45,0	6,2	0,3	0,03	0,03
Элемент	S	Bi	Au	Ag	
Содержание, %.....	45,0	0,02	0,24	0,07	

Примечательно, что разброс данных в трех параллелях, особенно по золоту и свинцу, превышает

10 %. Это объясняется спецификой материала, в котором могут присутствовать крупные зерна золота и галенита. По результатам химического анализа рассчитан вещественный состав исследуемой пробы концентрата:

Минеральная фаза	FeS ₂	PbS	CuFeS ₂
Содержание, %.....	85,1	7,2	0,9
Минеральная фаза	ZnS	Fe _{металл}	SiO ₂
Содержание, %.....	0,45	3,4	Ост.

Оптимизация условий плавки

Основная цель плавки — эффективное выделение золота в свинцовый сплав при умеренных температурах (1373—1473 К). Минеральную основу концентрата при этом переводят в шлак или железистый штейн. Второй вариант плавки, проводимый при избытке соды, называют осадительной плавкой на железонатриевый шлак и используют в пробирном анализе для сульфидных концентратов [12]. Такая плавка обеспечивает высокую степень коллектирования золота.

В качестве коллектора вполне очевидно применение свинца, содержащегося в требуемых количествах в исследуемом концентрате. В металлургической технологии с целью минимизации выделения в газовую фазу диоксида серы (по экологическим причинам) в качестве восстановителя целесообразно использовать металлическое железо.

В таких условиях можно ожидать удовлетворительное коллектирование золота свинцом, образующимся по реакции



На начальном этапе плавки при диссоциации пирита образуется элементарная сера:

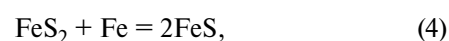


которая окисляется до диоксида:



Для предотвращения данного нежелательного явления и обеспечения восстановительной атмосферы на поверхность шихты вводят уголь или кокс. По литературным данным, оптимальное количество угля должно составлять 2—3 % от массы шихты.

Железо, как основной восстановитель свинца в составе шихты, не только способствует образованию коллектора, но и связывает большую часть серы, выделяющейся при разложении пирита:



предотвращая тем самым ее попадание в атмосферу. С учетом реакции (4) стехиометрический расход железа на указанный выше состав концентрата составляет 40—50 % от массы концентрата. Было установлено, что целевой процесс (реакция (1)) протекает весьма интенсивно, необходимости увеличивать реакционную поверхность нет. В этой связи в опытах применяли прутки металлического железа, в избытке загружаемые в расплав. Железо в условиях плавки (не более 1473 К) не расплавляется, оно расходуется только на целевую реакцию. Избыток железа не оказывает негативных последствий на ход процесса, и по окончании плавки перед сливом продуктов его можно извлечь для использования в переработке новой порции концентрата.

Медь в соответствии с термодинамическими расчетами (табл. 1) в условиях плавки также может быть восстановлена металлическим железом. Но в силу незначительного ее содержания в концентрате поведение и влияние меди на извлечение золота не изучали.

Для снижения вязкости расплава штейна и более полного коллектирования золота свинцом в состав шихты вводят соду. Ее расход, по данным [6], составляет 20—30 % от массы шихты.

Задачей плавки является максимально полное коллектирование золота свинцом. Известно, что анализ богатых концентратов характеризуется большими погрешностями. В этой связи наиболее достоверной оценкой извлечения золота в свинцовый сплав может служить его содержание в штейновой фазе. Поскольку в общей схеме предусматривается переработка штейна флотацией или цианирова-

Таблица 1
Термодинамика превращений осадительной плавки

Уравнение реакции	ΔG, кДж/моль		
	1273 К	1373 К	1473 К
Fe + PbS = FeS + Pb	-30,8	-33,4	-34,4
PbO + Fe = Pb + FeO	-85,6	-86,2	-86,8
FeS ₂ + Fe = 2FeS	-117,1	-125,0	-131,5
PbCO ₃ + Fe = Pb + FeO + CO ₂	-173,8	-188,1	-200,3
CuFeS ₂ + Fe = Cu + 2FeS	-26,3	-24,9	-22,5
CuS + Fe = Cu + FeS	-61,5	-62,9	-64,3

нием, минимальное содержание золота в штейне принимаем 20–30 г/т. Эти цифры соответствуют извлечению в свинцовый сплав 98–99 % Au. Оптимизирующие исследования показали, что требуемое извлечение золота в сплав достигается при выходе свинцового сплава 8–10 % от массы концентрата. Исходный концентрат содержит 6 % свинца. Для получения указанной массы сплава в шихту необходимо добавить оксид или карбонат свинца в количестве 5–7 % от массы концентрата. В дальнейшем были предложены способы регенерации свинца, поэтому дополнительно вводимый в шихту свинец следует расценивать как оборотный.

На основании результатов тестовых плавки выбран следующий состав шихты, г:

Концентрат.....	100
Сода.....	30
Уголь	3

Дополнительно вводимым свинцом служил карбонат свинца (категории Ч). В первую шихту его не добавляли. Плавку проводили в муфельной печи ПКЛ-1,2-36 в шамотных тиглях, используемых в пробирном анализе. Целью опытов являлось определение оптимальной дозировки оборотного свинца.

Тщательно перемешанную смесь концентрата, безводной соды и карбоната свинца загружали в тигель, уголь засыпали сверху. В реакционную массу вставляли обрезки железной проволоки диаметром 5 мм и длиной 120–150 мм в количестве 70–100 г. Тигель ставили в печь и при температуре 1373 К вели плавку в течение 1 ч. Периодически тигель извлекали из печи и осторожно перемешивали содержимое железным прутом. По завершении плавки тигель вынимали из печи, извлекали непрореагировавшие части прутков и выливали расплав в изложницу. После охлаждения свинец отделяли от штейна. Продук-

ты плавки взвешивали и анализировали на содержание благородных металлов. По полученным данным оценивали извлечение благородных металлов в сплав (табл. 2). На рисунке представлена зависимость содержания золота в штейне от доли свинца в шихте.

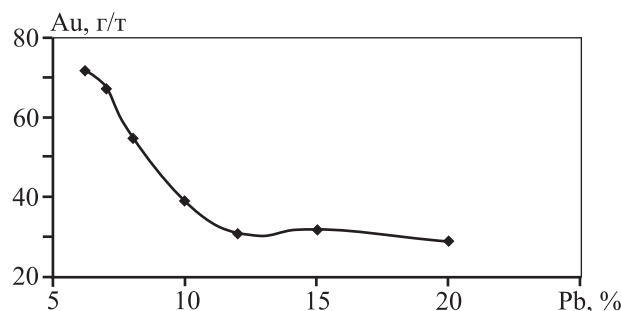
Укрупненную плавку проводили в графитошамотовом тигле объемом 1,5 л.

Состав шихты был следующий, г:

Концентрат.....	970
Сода.....	500
Железо.....	350
Уголь	20
Глет.....	70

Глет ввели частично (35 г) и смесь усреднили в ступке, вторую часть глета добавили в расплавленную шихту для промывки штейна и более полного коллектирования золота. Железо использовали в виде прутков проволоки диаметром 6 мм и длиной 20–25 см.

После расплавления шихты (1323 К) тигель извлекли из печи, содержимое перемешали, добавили вторую часть глета и плавил при температуре 1323–1373 К в течение 30 мин. Общая продолжительность плавки — 2 ч, включая разогрев печи и тигля.



Зависимость содержания золота в штейне от содержания свинца в шихте

Таблица 2
Результаты плавки с различным выходом свинцового сплава

Опыт	Масса свинца в шихте, г	Масса сплава, г	Масса штейна, г	Содержание в сплаве, %		Содержание в штейне, г/т	
				Au	Ag	Au	Ag
1	6,2	5,9	186	3,81	1,15	72	17
2	7,0	6,9	182	3,42	1,00	67	21
3	8,0	7,8	191	2,85	0,98	55	15
4	10,0	9,9	185	2,41	0,70	39	16
5	12,0	11,7	190	2,05	0,64	31	12
6	15,0	14,6	188	1,67	0,48	32	13
7	20,0	19,4	184	1,22	0,37	29	11

Таблица 3
Результаты укрупненно-лабораторной плавки

Продукт	Масса, г	Содержание, % (в сплаве), г/т (в штейне)					Выход от массы конц-та, %	Извлечение, %	
		Au	Ag	Cu	Sb	Bi		Au	Ag
Сплав	92,5	2,59	0,65	2,9	0,3	0,23	9,3	98,7	93,8
Штейн	1435	32,3	25,5	—	—	—	146,0	1,9	3,7

Расплав вылили в подогретую изложницу и после охлаждения веркблей отделили от штейна. Масса сплава составила 92,5 г, штейна — 1435 г. Штейн и сплав анализировали на содержание золота и серебра с использованием известных приемов пробирной плавки. Для анализа на содержание цветных металлов 1 г сплава растворяли последовательно в азотной кислоте и царской водке, пробу разбавленного раствора исследовали методом атомной адсорбции. Анализ полученных продуктов приведен в табл. 3.

Дебаланс по извлечению золота связан, прежде всего, с неизбежными погрешностями на стадии пробоотбора исходного богатого и крупнозернистого сырья.

Достигнутые показатели оцениваются как вполне удовлетворительные; условия плавки положены в основу проектируемого участка. Для извлечения золота из свинца на последующей стадии предложено использовать электролиз [13].

Заключение

Автономная переработка гравитационных концентратов с получением золотосодержащего продукта аффинажной готовности для золотоизвлекательных предприятий представляет несомненный экономический интерес. Широко распространенным приемом достижения указанной цели является осадительная плавка на свинцовый коллектор. При наличии свинца в исходном концентрате, например в форме галенита, задача существенно упрощается. Использование металлического железа в качестве восстановителя позволяет наряду с золотосодержащим свинцовым сплавом получить штейновую фазу с незначительным содержанием золота.

В работе изучена зависимость показателей плавки от состава шихты и, прежде всего, от содержания свинца. При выходе массы свинцового коллектора

до 10 % от массы концентрата извлечение золота в свинцовый сплав превышает 98,5 %.

Литература

1. Котляр Ю.А., Меретуков М.А., Стрижко Л.С. *Металлургия благородных металлов*. В 2 кн. Кн. 1. М.: Изд. дом «Руда и металлы», 2005.
2. Масленицкий И.Н., Чугаев Л.Г. *Металлургия благородных металлов*. 3-е изд. М.: Metallurgy, 1987.
3. Меретуков М.А., Орлов А.М. *Металлургия благородных металлов. Зарубежный опыт*. М.: Metallurgy, 1990.
4. Hypochlorite leaching of gold ore // *Innovations in gold and silver Recovery: Phase IV*. Randol, Colorado, USA: Randol Intern. Ltd, 1992. Vol. 8. P. 4568—4570.
5. Fagan R.K. // *Fifth AusIMM Extractive Metallurgy Conf.* (Perth, W.A., 2—4 Oct. 1991). P. 187.
6. Levis G.O. // *Randol Gold and Silver Forum 98: Conf. & Exhibition* (Denver, Colorado, USA, 26—29 Apr. 1998). Colorado, USA, 1998. P. 105—108
7. Rawlings D.E. // *Trends Biotechnol.* 2003. Vol. 21, № 1. P. 38—44.
8. Collinet M.N., Morin D. // *Antonie Van Leeuwenhoek*. 1990. Vol. 57. P. 237—244.
9. Bhata P., Langhans J.W., Lei K.P.V. *Alkaline oxidative leaching of gold bearing arsenopyrite ores* // *Rept. Invest. / Bur. Mines US Dep. Inter.* 1989. № 9258. P. 1—12.
10. Пат. 2196839 (РФ). Способ переработки свинец- и сульфидсодержащих шлихов золота / Ф.Я. Фаррахутдинов, В.К. Сухов, Л.Ф. Козин и др. 2003.
11. Пат. 2089634 (РФ). Способ извлечения благородных металлов из содержащего их материала / В.В. Леонов. 1997.
12. *Пробоотбирание и анализ благородных металлов: Справочник* / Под ред. И.Ф. Барышникова. М.: Metallurgy, 1978.
13. Пат. 2439176 (РФ). Способ извлечения золота из концентратов / В.Г. Лобанов, Ф.М. Набиуллин, В.Б. Начаров и др. 2012.