

К ВОПРОСУ ЭКСТРАКЦИИ ЗОЛОТА В РАСПЛАВЛЕННЫЙ СВИНЕЦ

Чекушин М.В., Чекушин В.С., Олейникова Н.В., Марченко Н.В.

ФГАОУ ВО «Сибирский федеральный университет», Красноярск, Россия,
aurumntc@gmail.com

Исследование связано с изучением условий глубокого и избирательного извлечения золота из твердых материалов в расплавленный свинец.

Известный и применяемый в настоящее время процесс переработки сульфидных свинцовых концентратов имеет целью выделение самостоятельной фазы – металлического свинца и ошлакования сопутствующих компонентов [1]. Плавильному переделу предшествует окисление сульфидных компонентов концентратов с образованием оксидов. В задачу плавки входит восстановление свинца из оксидов углеродсодержащими реагентами. При этом получают равномерно распределенный по расплаву дисперсный металлический свинец, коллектирующий золото и серебро, присутствующие в исходном материале. Коллекторные свойства свинца по отношению к золоту чрезвычайно высоки, что обеспечивает возможность глубокого его извлечения в указанную фазу (более 99 %). Эффективность процесса подтверждается использованием метода в аналитической практике [2].

Представленные результаты исследований извлечения металла в расплавленный свинец из золотосодержащих промпродуктов проводили в интервале температур 350–500 °С при контакте твердого измельченного перерабатываемого материала в системе расплава свинца – твердый золотосодержащий

материал – расплавленная щелочь (NaOH), при механическом перемешивании системы лопастной мешалкой (200–500 об/мин) с накапливанием золота в расплавленном свинце.

Задача исследований состояла в определении условий глубокого и избирательного извлечения золота в свинцовый коллектор.

Методика исследований

В качестве объектов исследований были взяты хвосты магнитной сепарации обогатительной фабрики (ЗМ) с содержанием золота 1762 г/т (спектр размеров частиц ЗМ чрезвычайно широкий – от 3 до 0,01 мм). Исследуемый материал подвергали измельчению при отношении Т:Ж = 1:0,8 с получением продукта, содержащего 60 % класса минус 0,1 мм.

Опыты по экстракции проводили в трехфазной системе:

- металлический свинец («Ч»);
- каустическая сода, прокаленная («Ч»);
- измельченный золотосодержащий материал.

Для исключения пыления на стадии загрузки навеску концентрата перемешивали с 5%-м водным раствором щелочи при Т:Ж = 1:0,5 с получением однородной системы, которую сушили при температуре 120–150 °С.

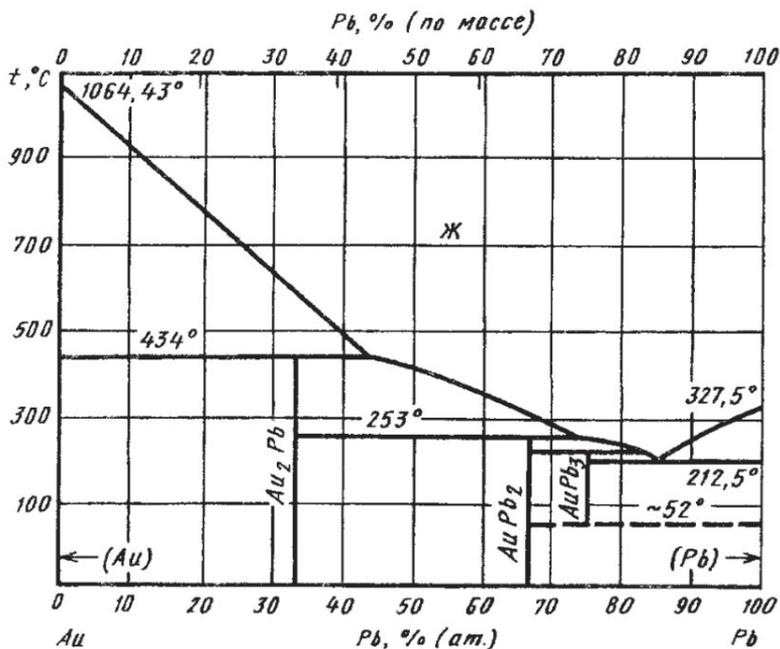


Рисунок 1 – Диаграмма растворимости в системе свинец – золото [4]

Конструкция установки для проведения опытов описана в [3]. В стальную реторту, помещаемую в шахту электропечи, загружали требуемые количества свинца и щелочи. Содержимое реторты расплавляли и разогревали до заданной температуры, включали перемешивание и через загрузочный люк подавали спек (щелочь – 3М), постепенно в течение 10 минут.

Экстракцию проводили при заданных температурах (350–500 °С) и при интенсивности перемешивания системы 200–500 об/мин. После завершения процесса мешалку отключали, систему отстаивали в течение 20–40 минут. Содержимое реторты выливали в изложницу и охлаждали, остывший плав направляли на выщелачивание в горячей воде. Твердожидкую систему фильтровали с промывкой осадка. Свинцовый сплав и высушенный осадок взвешивали и анализировали на содержание золота пробирным методом с весовым окончанием.

Обсуждение результатов

Метод концентрирования золота в свинце известен давно и широко используется при переработке, в том числе золотосодержащего свинцового сырья, а также в аналитической практике пробирного концентрирования благородных металлов при анализе различных материалов минерального, вторичного сырья и промпродуктов.

Исследования диаграмм растворимости двухкомпонентной системы Au-Pb (рис. 1) позволили подтвердить уникальную способность свинца к растворению в нем металлического золота. Ориентировочные данные о растворимости золота в интервале температур 350–550 °С свидетельствуют о том, что при 350 °С она составляет около 40 %, при 450 °С – 60 % и при 550 °С – 66 % [4].

Образующиеся при растворении металлов интерметаллические соединения Au_xPb_y отличаются высокой устойчи-

востью и растворимостью в свинцовых расплавах. Расплав свинца отличается высокой избирательностью по отношению к указанному металлу. Таким образом важнейшей характеристикой исследуемой системы свинец-золото является возможность получения сплавов с высоким содержанием целевого компонента. Сама по себе сущность предлагаемого состоит в возможности многократного использования навески свинца при переработке нескольких партий исходного золотосодержащего материала с накоплением золота в сплаве.

Следует отметить, что технологичность процесса зависит от введения в систему третьей фазы, индифферентной к свинцу, в качестве которой предложено использовать расплав каустической соды (NaOH).

Подтверждением возможности экстракции золота в расплавленный свинец являются результаты опытов в системе Pb – 3M – NaOH при массовом отношении 1:1:1, температуре системы 350 °С, продолжительности контакта фаз 10 мин и интенсивности перемешивания лопастной мешалкой 200 об/мин, когда

удалось обеспечить извлечение металла около 35 %.

Соответственно, в задачи дальнейших исследований входило:

- оценка влияния гидродинамической обстановки в реакторе, а также температуры на показатели процесса глубокого извлечения золота;
- определение растворимости свинца в щелочном расплаве в присутствии кислорода воздуха и ее влияние на извлечение;
- - оценка влияния совокупности указанных факторов на показатели процесса.

Исследование гидродинамической обстановки в аппарате с участием свинца и щелочи проводили при весовом отношении компонентов, равном 1, когда температура процесса была 350 и 500 °С при скорости перемешивания 200–500 об/мин и различной продолжительности процесса.

Из табл.1 следует, что в интервале продолжительности контакта фаз 15–90 мин, извлечение свинца в щелочную фазу заметно возрастает с

Таблица 1 – Извлечение свинца в щелочной плав, % (химические потери и дисперсный металл)

$T, ^\circ\text{C}$	$n, \text{об/мин}$	$\tau, \text{мин}$	Извлечение свинца в щелочной плав, %
350	200	15	0,15
	200	30	0,32
	200	60	0,47
	200	90	0,99
	500	60	1,10
	500	90	1,61
500	200	60	2,87
	200	90	3,11
	500	90	4,08

0,15 до 0,99 %. В условиях изменения температуры системы с 350 до 500 °С при продолжительности контакта фаз 60 мин и скорости вращения мешалки 200 об/мин, извлечение свинца в щелочной плав соответственно увеличилось с 0,47 до 2,87 %. Изменение интенсивности перемешивания с 200 до 500 об/мин при температуре системы 350 °С, приводит к возрастанию растворимости свинца в щелочи с 0,47 до 1,0 %.

Из полученных данных следует, что растворимость свинца в щелочной среде весьма существенна, что в какой-то степени должно влиять на показатели экстракции.

Результаты исследований подтвердили необходимость снижения температуры, интенсивности перемешивания и продолжительности контакта фаз для уменьшения степени перехода свинца в щелочь. В условиях, когда температура системы составляет 350 °С при скорости вращения мешалки 200 об/мин извлечение свинца в щелочной расплав зависит от продолжительности контакта фаз (15–90 мин) и в указанном временном промежутке закономерно возрастает с 0,15 до 0,97 %. Повышение интенсивности перемешивания до 500 об/мин также способствует увеличению растворимости свинца.

Кроме растворения свинца в щелочной среде имеет место накапливание в ней весьма тонких металлических включений металла. Последнее можно исключить увеличением продолжительности отстаивания фаз до 45–50 мин. Замечено, что в указанных условиях содержание дисперсного свинца в щелочной фазе незначительное (меньше 0,5 %).

Сущность явления растворения свинца в щелочи состоит в протекании окислительных реакций, связанных с

участием растворенного в плаве кислорода воздуха с поверхностью металлического свинца с образованием оксида металла, который активно взаимодействует со щелочью с образованием плюмбита натрия:



Предположение о химизме взаимодействия свинца со щелочью нашло подтверждение. Введение в расплав щелочи сульфида натрия в количестве до 5 % от массы NaOH, участвующей в процессе, обеспечило снижение потерь свинца, которые при температуре системы 500 °С, скорости вращения мешалки 200 об/мин и продолжительности контакта фаз 60 мин составили 0,3–0,5 % против 3,11 без участия восстановителя.

Опыты по экстракции золота в свинцовый коллектор проводили с участием производственного объекта – хвостов магнитной сепарации россыпей, прошедших механическую обработку с полученными вышеприведенными результатами.

Вводимая в экстракционную систему каустическая сода в расплавленном состоянии выполняет функцию условно индифферентной технологической среды для перерабатываемого золото-содержащего материала. Следует отметить, что щелочь также способствует разрушению химических соединений, которыми представлена золотоносная составляющая с обнажением поверхности экстрагируемых частиц.

Положительное влияние щелочи на экстракцию золота из сульфидных соединений обусловлено разложением последних в соответствии с известной реакцией, включающей диспропорционирование серы [3].

Опыты по оптимизации использования щелочи в системе 3М : NaOH базировались на необходимости формирования жидкотекучей механической смеси в заданных температурных условиях,

что было достигнуто при массовом отношении указанных компонентов, равном 1 при температуре 350 °С.

Таблица 2 – Влияние совокупности факторов на показатели экстракции золота в расплавленный свинец

№	3М : NaOH : Pb	T, °C	n, об/мин	τ, мин	Извлечение золота в свинец, %
1	50 : 150 : 50	350	200	20	27,1
2	50 : 150 : 50	350	200	30	35,0
3	50 : 150 : 50	350	200	40	47,0
4	50 : 150 : 50	350	200	80	65,0
5	50 : 150 : 50	350	200	100	72,3
6	50 : 50 : 50	400	200	20	89,1
7	50 : 50 : 50	400	200	40	99,9
8	50 : 50 : 50	450	200	20	89,9
9	50 : 50 : 50	450	200	30	99,9
10	50 : 50 : 50	500	200	10	99,9
11	50 : 50 : 50	500	300	15	99,7
12	75 : 50 : 50	450	200	40	91,1

Таблица 3 – Остаточные содержания золота в «хвостах» экстракции”

№	T, °C	n, об/мин	τ, мин	Остаточное содержание золота в хвостах, г/т
1	350	200	20	281
2	350	200	30	145
3	350	200	40	108
4	350	200	80	80
5	350	200	100	37
6	400	200	20	100
7	400	200	40	8,8
8	450	200	20	7,6
9	450	200	30	5,1
10	500	200	10	4,0
11	500	200	40	0,45

Ограничение регулируемого интервала интенсивности перемешивания 200–300 об/мин, обусловлено необходимостью исключения значительного диспергирования расплавленного свинца, а также образования оксидных пленок на его поверхности, затрудняющих экстракцию металла.

Исследовали влияние совокупности факторов на показатели извлечения золота в свинцовый коллектор, когда:

- весовое соотношение $3M : NaOH : Pb$ составляло 50÷100 : 50 : 30;
- скорость перемешивания фаз –200 и 300 об/мин;
- интервал температур от 350 до 500 °С;
- продолжительность перемешивания фаз от 20 до 100 мин.

Результаты исследований приведены в табл. 2 и 3.

Рекомендуемый для работы температурный интервал 450–500 °С, когда глубокое извлечение золота обеспечивает содержание его в хвостах на уровне 0,23–0,55 г/т.

Изменение весового соотношения компонентов экстракционной системы $3M : NaOH : Pb$, до 75 : 50 : 50, то есть увеличение количества твердого $3M$ в системе представляется нецелесообразным, так как приводит к существенному возрастанию ее вязкости.

Проведены опыты, связанные с многократным участием коллектора (свинца) в переработке указанного материала, поступающего на экстракцию золота. Предположение о такой возможности опирается на результаты многочисленных опытов, подтверждающие исключение механических потерь свинца от операции к операции. Показана возможность непосредственного возвращения

щелочи в процесс на уровне 94–96 %. Следует подчеркнуть, что потери щелочи не превышают 2,5–3 % от введенной, так как после промывки хвостов экстракции от щелочи, растворы направляют на отпаривание воды с возвратом твердого в процесс.

В соответствии со сказанным проведены 10 циклов экстракции с участием указанного золотосодержащего материала при соотношении фаз $3M : NaOH : Pb$, равном 50 : 50 : 50. Свинцовый сплав после каждого цикла сливали в изложницу и затем возвращали в экстракционный процесс. Щелочной плав, содержащий частицы твердого, отстаивали в реакторе. Осветленную часть возвращали в процесс. «Сгущенный» продукт сливали в изложницу и охлаждали, затем выщелачивали в воде. Компенсацию потерь щелочи со «сгущенным» продуктом осуществляли за счет введения свежего реагента в эквивалентной массе (около 5 % от исходного количества). После выщелачивания «сгущенного» продукта, пульпу фильтровали, твердую часть направляли на пробирный анализ, раствор упаривали с возвращением сухой щелочи в процесс.

Экстракцию проводили при весовом отношении $3M : NaOH : Pb$, равном 50 : 50 : 50, при температуре 500 °С, интенсивности перемешивания 200 об/мин. Продолжительность каждого цикла составляла 30 мин.

Установлено, что остаточное содержание золота в хвостах экстракции не превышает 0,3–0,5 г/т. При этом идет последовательное возрастание содержания металла в сплаве. После десятого цикла оно достигло 17592 г/т, что подтверждает эффективность предлагаемого метода. Полученный после завершения

многократного использования свинца в экстракционном процессе отвальный кек в среднем содержал 0,2–0,4 г/т золота. Потери свинца в операции составляют 0,15–0,2 % от его массы и не являются безвозвратными.

Выводы

1. Высокая растворимость золота в свинце в интервале температур 350–550 °С предполагает многократное использование его на переделе концентрирования металла в условиях его экстракции в системе «твердое – расплав свинца».

2. Установлена возможность эффективного концентрирования золота в свинцовом расплаве в интервале температур 450–500 °С.

3. Эффективность процесса обеспечивается помимо температуры, активным механическим перемешиванием системы (200–300 об/мин), включающей золотосодержащий материал, щелочь и свинец.

4. Экспериментально подтверждена возможность глубокого извлечения золота в свинцовый расплав (коллектор) с получением хвостов – твердого материала с остаточным содержанием извлекаемого металла на уровне 0,25–0,4 г/т.

Список литературы

- 1 Тарасов, А.В. Производство цветных металлов и сплавов [Текст]. Справочник в 3-х томах. Т. 2. Производство тяжелых цветных металлов / А.В. Тарасов – М.: Metallurgia, 2001. – 408 с.
- 2 Суворовская, Н.А. Технический анализ в цветной металлургии [Текст] / Н.А. Суворовская, В.И. Титов, В.М. Бродская и др. – М.: Metallurgizdat, 1957. – 567 с.
- 3 Чекушин В.С., Олейникова Н.В. Щелочная плавка в процессах восстановления и экстракции тяжелых цветных металлов. – Красноярск: КриЖТ ИрГУПС, 2011. – 324 с.
- 4 Хансен, М. Структуры двойных сплавов [Текст] / М. Хансен, К. Андерко. - М.: Metallurgizdat, 1962. - 608 с.

ON THE ISSUE OF EXTRACTION OF GOLD INTO MOLTEN LEAD

Chekushin M.V., Chekushin V.S., Oleynikova N.V., Marchenko N.V.

Federal State Autonomous Educational Institution of Higher Education «Siberian Federal University», Krasnoyarsk, Russia,
aurumntc@gmail.com

The research involves studying the conditions for deep and selective extraction of gold from solid materials into molten lead.

The well-known and currently used process for processing sulfide lead concentrates is aimed at isolating an independent phase - metallic lead and slagging of accompanying components [1]. The smelting stage is preceded by the oxidation of the sulfide components of the concentrates with the formation of oxides. The task of smelting is to reduce lead from oxides using carbon-containing reagents. In this case, dispersed metallic lead is uniformly distributed throughout the melt, collecting gold and silver present in the source material. The collector properties of lead in relation to gold are extremely high, which makes it possible to deeply extract it in the specified phase (more than 99%). The efficiency of the process is confirmed by the use of the method in analytical practice [2].

The presented results of studies of the extraction of metal into molten lead from gold-containing middlings were carried out in the temperature range of 350–500 °C with contact of solid crushed processed material in the system molten lead – solid gold-bearing material – straightened alkali (NaOH), with mechanical stirring of the system with a paddle mixer (200–500 rpm) with accumulation of gold in molten lead.

The objective of the research was to determine the conditions for deep and selective extraction of gold into a lead reservoir.

Research methodology

The objects of study were magnetic separation tailings from an enrichment plant (MP) with a gold content of 1762 g/t (the range of SM particle sizes is extremely wide - from 3 to 0.01 mm). The material under study was crushed at a ratio of T:L = 1:0.8 to obtain a product containing 60% of the class minus 0.1 mm.

Extraction experiments were carried out in a three-phase system:

- metal lead («Ch»);
- caustic soda, calcined («C»);
- crushed gold-bearing material.

To avoid dusting at the loading stage, a sample of the concentrate was mixed with a 5% aqueous solution of alkali at T:L = 1:0.5 to obtain a homogeneous system, which was dried at a temperature of 120–150 °C.

The design of the experimental setup is described in [3]. The required quantities of lead and alkali were loaded into a steel retort placed in the shaft of the electric furnace. The contents of the retort were melted and heated to a given temperature, stirring was turned on, and sinter (alkali - ZM) was fed through the loading hatch, gradually over 10 minutes.

Extraction was carried out at specified temperatures (350–500 °C) and at a system stirring intensity of 200–500 rpm. After the process was completed, the stirrer was turned off, and the system was allowed to settle for 20–40 minutes. The contents of the retort were poured into the mold and cooled; the cooled melt was sent for leaching in hot water. The solid-liquid system was

filtered and the precipitate was washed. The lead alloy and the dried sediment were weighed and analyzed for gold content by the fire assay method with a gravimetric ending.

The discussion of the results

The method of concentrating gold in lead has been known for a long time and is widely used in processing, including gold-containing lead raw materials, as well as in the analytical practice of assay concentration of precious metals in the analysis of various mineral materials, secondary raw materials and industrial products.

Studies of the solubility diagrams of the two-component Au-Pb system (Fig. 1) made it possible to confirm the unique ability of lead to dissolve metallic gold in it. Approximate data on the solubility of gold in the temperature range 350–550 °C indicate that at 350 °C it is about 40%, at 450 °C – 60% and at 550 °C – 66% [4].

Intermetallic compounds Au_xPb_y formed during the dissolution of metals are

characterized by high stability and solubility in lead melts. The lead melt is highly selective with respect to the specified metal. Thus, the most important characteristic of the lead-gold system under study is the possibility of producing alloys with a high content of the target component. The very essence of the proposal is the possibility of reusing a sample of lead when processing several batches of the original gold-containing material with the accumulation of gold in the alloy.

It should be noted that the manufacturability of the process depends on the introduction into the system of a third phase, indifferent to lead, for which it is proposed to use molten caustic soda (NaOH).

The possibility of extracting gold into molten lead is confirmed by the results of experiments in the Pb – ZM – NaOH system at a mass ratio of 1:1:1, a system temperature of 350 °C, a phase contact duration of 10 min and a mixing intensity with a paddle mixer of 200 rpm, when it was possible to ensure metal recovery is about 35%.

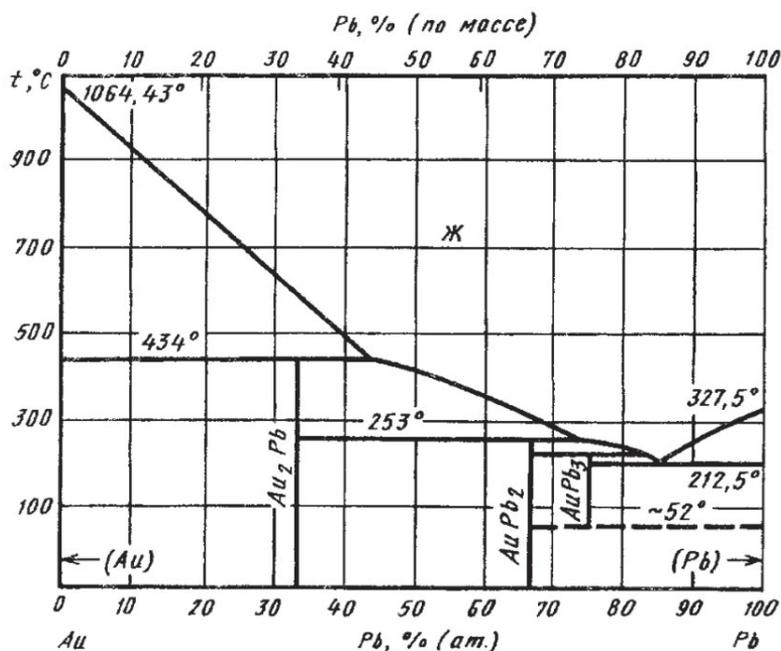


Figure 1 – Solubility diagram in the lead – gold system [4]

Accordingly, the objectives of further research included:

- assessment of the influence of the hydrodynamic situation in the reactor, as well as temperature, on the performance of the process of deep gold extraction;
- determination of the solubility of lead in an alkaline melt in the presence of atmospheric oxygen and its effect on extraction;
- assessment of the influence of the combination of these factors on process indicators.

The study of the hydrodynamic situation in the apparatus with the participation of lead and alkali was carried out at a weight ratio of the components equal to 1, when the process temperature was 350 and 500 °C with a stirring speed of 200–500 rpm and different process durations.

From Table 1 it follows that in the phase contact duration range of 15–90 min, the extraction of lead into the alkaline phase increases noticeably from 0.15 to 0.99%. When the system temperature changed from 350 to 500 °C with a phase contact duration of 60 min and a stirrer rotation speed of 200 rpm, the extraction of lead

into the alkaline melt increased accordingly from 0.47 to 2.87%. Changing the stirring intensity from 200 to 500 rpm at a system temperature of 350 °C leads to an increase in the solubility of lead in alkali from 0.47 to 1.0%.

From the data obtained it follows that the solubility of lead in an alkaline medium is very significant, which to some extent should affect the extraction performance

The research results confirmed the need to reduce the temperature, mixing intensity and duration of phase contact to reduce the degree of transition of lead into alkali. Under conditions when the system temperature is 350 °C at a stirrer speed of 200 rpm, the extraction of lead into the alkaline melt depends on the duration of phase contact (15–90 min) and in the specified time interval naturally increases from 0.15 to 0.97% . Increasing the stirring intensity to 500 rpm also helps to increase the solubility of lead.

In addition to the dissolution of lead in an alkaline medium, there is an accumulation of very thin metallic inclusions in it. The latter can be eliminated by increasing the duration of phase settling to 45–50 minutes.

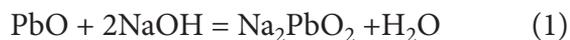
Table 1 – Extraction of lead into alkaline melt, % (chemical losses and dispersed metal)

$T, ^\circ\text{C}$	n, rpm	τ, min	Extraction of lead into alkaline melt, %
350	200	15	0,15
	200	30	0,32
	200	60	0,47
	200	90	0,99
	500	60	1,10
	500	90	1,61
500	200	60	2,87
	200	90	3,11
	500	90	4,08

It was noted that under these conditions the content of dispersed lead in the alkaline phase is insignificant (less than 0.5%).

The essence of the phenomenon of lead dissolution in alkali is the occurrence of oxidative reactions associated with the participation of air oxygen dissolved in the melt with the surface of metal lead with the

formation of metal oxide, which actively interacts with the alkali to form sodium plumbite:



The assumption about the chemical interaction of lead with alkali was confirmed. The introduction of sodium

Table 2 – Influence of a combination of factors on the extraction of gold into molten lead

Nº	3M : NaOH : Pb	T, °C	n, rpm	τ, min	Extraction of gold into lead, %
1	50 : 150 : 50	350	200	20	27,1
2	50 : 150 : 50	350	200	30	35,0
3	50 : 150 : 50	350	200	40	47,0
4	50 : 150 : 50	350	200	80	65,0
5	50 : 150 : 50	350	200	100	72,3
6	50 : 50 : 50	400	200	20	89,1
7	50 : 50 : 50	400	200	40	99,9
8	50 : 50 : 50	450	200	20	89,9
9	50 : 50 : 50	450	200	30	99,9
10	50 : 50 : 50	500	200	10	99,9
11	50 : 50 : 50	500	300	15	99,7
12	75 : 50 : 50	450	200	40	91,1

Table 3 – Residual gold content in extraction “tails”

Nº	T, °C	n, rpm	τ, min	Residual gold content in tailings, g/t
1	350	200	20	281
2	350	200	30	145
3	350	200	40	108
4	350	200	80	80
5	350	200	100	37
6	400	200	20	100
7	400	200	40	8,8
8	450	200	20	7,6
9	450	200	30	5,1
10	500	200	10	4,0
11	500	200	40	0,45

sulfide into the alkali melt in an amount of up to 5% of the mass of NaOH involved in the process ensured a reduction in lead losses, which at a system temperature of 500 °C, a stirrer rotation speed of 200 rpm and a phase contact duration of 60 min amounted to 0.3–0.5% versus 3.11 without the participation of a reducing agent.

Experiments on the extraction of gold into a lead reservoir were carried out with the participation of a production facility - tailings of magnetic separation of placers, which underwent mechanical processing with the above results obtained.

Caustic soda introduced into the extraction system in a molten state performs the function of a conditionally indifferent technological medium for the processed gold-bearing material. It should be noted that alkali also contributes to the destruction of chemical compounds that represent the gold-bearing component, exposing the surface of the extracted particles.

The positive effect of alkali on the extraction of gold from sulfide compounds is due to the decomposition of the latter in accordance with the known reaction, including the disproportionation of sulfur [3].

Experiments to optimize the use of alkali in the ZM:NaOH system were based on the need to form a fluid mechanical mixture under given temperature conditions, which was achieved with a mass ratio of these components equal to 1 at a temperature of 350 °C.

The limitation of the adjustable stirring intensity range to 200–300 rpm is due to the need to eliminate significant dispersion of molten lead, as well as the formation of oxide films on its surface, which impede metal extraction.

We investigated the influence of a combination of factors on gold recovery rates in a lead reservoir when:

- the weight ratio of 3M: NaOH: Pb was 50:100: 50: 30;
- phase mixing speed –200 and 300 rpm;
- temperature range from 350 to 500 °C;
- duration of phase mixing from 20 to 100 minutes.

The research results are given in table. 2 and 3.

The recommended temperature range for operation is 450–500 °C, when deep gold extraction ensures its content in the tailings at a level of 0.23–0.55 g/t.

Changing the weight ratio of the components of the extraction system ZM: NaOH: Pb, to 75: 50: 50, that is, increasing the amount of solid ZM in the system seems impractical, since it leads to a significant increase in its viscosity.

Experiments were carried out involving the repeated participation of a collector (lead) in the processing of the specified material supplied for gold extraction. The assumption of this possibility is based on the results of numerous experiments confirming the exclusion of mechanical losses of lead from operation to operation. The possibility of direct return of alkali to the process at a level of 94–96% has been shown. It should be emphasized that the loss of alkali does not exceed 2.5–3% of the input, since after washing the extraction tailings from alkali, the solutions are sent for water stripping with the return of solids to the process.

In accordance with the above, 10 extraction cycles were carried out with the participation of the specified gold-containing material at a phase ratio of 3M: NaOH: Pb equal to 50 : 50 : 50. The lead

alloy after each cycle was poured into the mold and then returned to the extraction process. The alkaline melt containing solid particles was settled in the reactor. The clarified part was returned to the process. The «thickened» product was poured into a mold and cooled, then leached in water. Compensation for losses of alkali with the «condensed» product was carried out by introducing a fresh reagent in an equivalent mass (about 5% of the original amount). After leaching the “condensed” product, the pulp was filtered, the solid part was sent for assay analysis, the solution was evaporated with the return of dry alkali to the process.

Extraction was carried out at a weight ratio of 3M: NaOH: Pb equal to 50 : 50 : 50, at a temperature of 500 °C, and a stirring intensity of 200 rpm. The duration of each cycle was 30 minutes.

It has been established that the residual gold content in the extraction tailings does not exceed 0.3–0.5 g/t. In this case, there is a consistent increase in the metal content in the alloy. After the tenth cycle, it reached 17592 g/t, which confirms the effectiveness of the proposed method. The dump cake obtained after the repeated use of lead in the extraction process was completed contained, on average, 0.2–0.4 g/t gold. Lead losses in the operation amount to 0.15–0.2% of its mass and are not irreversible.

Conclusions

1. The high solubility of gold in lead in the temperature range of 350–550 °C suggests its repeated use at the metal concentration stage under the conditions of its extraction in the «solid – molten lead» system.

2. The possibility of effective concentration of gold in a lead melt in the temperature range of 450–500 °C has been established.

3. The efficiency of the process is ensured, in addition to temperature, by active mechanical stirring of the system (200–300 rpm), including gold-bearing material, alkali and lead.

4. The possibility of deep extraction of gold into a lead melt (collector) with the production of tailings - solid material with a residual content of extracted metal at the level of 0.25–0.4 g/t was experimentally confirmed.

References

- 1 Tarasov, A.V. Production of non-ferrous metals and alloys [Text]. Directory in 3 volumes. T. 2. Production of heavy non-ferrous metals / A.V. Tarasov – M.: Metallurgy, 2001. -- 408 p.
- 2 Suvorovskaya, N.A. Technical analysis in non-ferrous metallurgy [Text] / N.A. Suvorovskaya, V.I. Titov, V.M. Brodskaya and others - M.: Metallurgizdat, 1957. - 567 p.
- 3 Chekushin V.S., Oleynikova N.V. Alkaline smelting in the processes of recovery and extraction of heavy non-ferrous metals. – Krasnoyarsk: KriZhT IrGUPS, 2011. – 324 p.
- 4 Hansen, M. Structures of binary alloys [Text] / M. Hansen, K. Anderko. - M.: Metallurgizdat, 1962. - 608 p.