

УДК: 657.62 + 546.19

## О нетрадиционных технологиях переработки золотосодержащего сырья

Н. И. КОПЫЛОВ, Ю. Д. КАМИНСКИЙ

*Институт химии твердого тела и механохимии Сибирского отделения РАН,  
ул. Кутателадзе, 18, Новосибирск 630128 (Россия)*

(Поступила 15.03.2001)

### Аннотация

Обобщены результаты последних лет по созданию нетрадиционных технологий переработки упорного золотосодержащего рудного и техногенного сырья с целью комплексного извлечения всех ценных компонентов и использования их для производства товарной продукции.

### 1. ВВЕДЕНИЕ

Для индустрии переработки сырья тяжелых и благородных металлов вторая половина завершившегося столетия была ознаменована значительными достижениями в области ресурсосбережения, комплексности извлечения ценных компонентов, интенсификации металлургических процессов. В практику были внедрены электротермия, "кипящий слой", а также автогенные, сорбционные, экстракционные и другие современные процессы и агрегаты [1–14]. Однако негативное техногенное воздействие на окружающую среду (ОС) как результат интенсивной и бесконтрольной эксплуатации земных недр при этом не только не снизилось, но, наоборот, значительно усилилось и приобрело тенденцию к катастрофическому росту. В частности, все большую тревогу вызывают загрязнения ОС ртутью, мышьяком, цианидами, хлороксидами и другими токсичными компонентами отходов золотодобычи, осуществляемой по традиционным технологиям [15–19]. Тем не менее среди отдельной части специалистов утвердилось мнение, что мышьяк в отвалах обогатительных фабрик золотодобычи находится в основном в устойчивых формах арсенопирита, скородита и не опасен для ОС (см., например,

[18]). Это утверждение может быть справедливым лишь отчасти в случае нахождения данных соединений в массивах пород в условиях природного равновесного их образования и макрокристаллического состояния. Как показала многолетняя практика, эти соединения мышьяка, находящиеся в хвостохранилищах и отвалах в дисперсной форме и в смеси с минералами, реагентикой отходов обогащения и вскрышных пород, в условиях подвижности кислородного баланса и определенной кислотности среды, подвержены окислению, растворению в поровых растворах, фильтруемых грунтовых водах, в результате чего мышьяк попадает в ОС [19–21]. Особенно сложное положение складывается с захоронением и утилизацией отходов переработки сырья, содержащего включения мышьяка и ртути, или отвалов амальгамирования [15–17].

В сложившихся на рубеже XXI века условиях истощения запасов россыпного и богатого рудного золотосодержащего сырья представляется актуальным поиск нетрадиционных решений и создание на их основе новых технологий получения золота из сложного, упорного и некондиционного сырья, исключающих использование реагентики и переделов, приводящих к образованию токсичных отходов, загрязняющих ОС. Кроме того, разработа-

тываемые технологии должны обеспечивать комплексность извлечения в товарную продукцию максимального числа составляющих компонентов шихты, минимальные ресурсные, топливные, энергетические и транспортные затраты.

Одним из решений этих задач может стать использование технологий совместной переработки золотосодержащих материалов с сырьем полиметаллов на базе современных разработок цветной металлургии. Причем образующиеся в процессе плавки расплавы выполняют роль коллектора благородных металлов, что позволяет максимально извлекать последние в виде товарного продукта. Технология предусматривает вывод мышьяка, ртути на начальной стадии процесса в устойчивой для хранения форме, которая в дальнейшем может использоваться как техногенное сырье для многотоннажного производства товарной продукции.

## 2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

С целью создания технологии комплексной переработки концентратов и промпродуктов цветных и благородных металлов в едином процессе с максимальным извлечением всех ценных компонентов и выводом мышьяка в удобной для хранения форме сульфида на пробах упорных промпродуктов ряда месторождений Сибири (табл. 1) были проведены лабораторные исследования, укрупненные и опытно-промышленные испытания с применением предварительного механоактивационного и автоклавного вскрытия, окислительно-сульфидизирующего обжига и плавки огарков обжига.

### 2.1. Вывод мышьяка в хранимой форме

При обжиге в режиме термического разложения (термолиза) материалов, содержащих смеси арсенопирита и пирита, в интервале температур 650–700 °С происходит полное удаление мышьяка из материала в сульфидные возгоны [14]. Полученный пирротинный огарок с остаточным содержанием мышьяка не более 0.2–0.5 % может быть переработан на месте или направлен на плавку

совместно с сырьем цветных металлов [11, 22, 23]. При переработке на месте в зависимости от состава и концентрации ценных компонентов, наличия вблизи месторождений цветных металлов и учитывая практическую целесообразность последующие стадии переработки можно осуществлять по одному из вариантов передела (рис. 1). Так, при низкой концентрации цветных металлов в материале после дооскисления окислительным обжигом, механоактивацией или автоклавным дооскислением дальнейшее извлечение благородных металлов из огарка может проходить по известной гидрометаллургической схеме. Глубокое вскрытие материала, окисление остаточной пирротиновой серы позволяют осуществить максимальное извлечение драгметаллов, а сопутствующую пустую породу перевести в отвальные хвосты. Исследования показали, что эффект может быть получен, если наряду с окислительным обжигом применять автоклавную и механоактивационную обработки [11]. Так, например, использование активатора МПЦ-3 при испытаниях на Балеиской опытной фабрике на концентратах ряда ГОК позволило значительно повысить степень извлечения золота и серебра: из концентратов месторождения Кумтор (Киргизия) с 72 до 91.5 %, из нежданинских флотоконцентратов (Якутия) с 79 до 95 %, из олимпиадинских (Красноярский край) – с 46 до 70 %. Извлечение золота после окислительного обжига пирротиновых огарков термолиза продуктов Токурского, Саралинского и Богунаевского месторождений составило не менее 95 %.

Использование для получения огарка печи шахтного типа [14, 22], где движение обжигаемого материала и газа-окислителя осуществляется по принципу противотока, позволяет за счет регулирования скорости и состава дутья вести процесс обжига с получением мышьяковых возгонов в различных режимах: от термолиза с получением сульфидного (пирротинового) огарка до максимального окисления серы и железа.

### 2.2. Плавка на свинцовый коллектор

Для обеспечения рентабельности производства в современных условиях особое значение приобретает организация переработки

ТАБЛИЦА 1

Элементный состав исходных продуктов

| №<br>п/п | Продукты   | Массовая доля, % |           |     |       |           |      |     |       |      |       |      |
|----------|--|------------------|-----------|-----|-------|-----------|------|-----|-------|------|-------|------|
|          |  | Au*              | Ag*       | Hg* | As    | S         | Fe   | Cu  | Bi    | Sb   | Pb    | Zn   |
| 1        | Гравиконцентрат Токурского месторождения**                 | 80-750           | 30-80     | -   | 15-25 | 30-34     | ~40  | -   | -     | -    | -     | -    |
| 2        | То же, флотоконцентрат                                     | 24.0             | 32.0      | -   | ~6    | 20.5      | ~35  | -   | -     | -    | -     | -    |
| 3        | То же, хвосты сорбции                                      | 11.0             | 12.0      | -   | 5.8   | 18.5      | 19.8 | -   | -     | -    | -     | -    |
| 4        | Гравиконцентрат Саралинского ГОК                           | 330.0            | 140.0     | -   | 2.6   | 25.1      | 41.8 | -   | -     | -    | -     | -    |
| 5        | То же, флотоконцентрат                                     | 70.0             | 90.0      | -   | ~1    | 22.3      | 16.5 | -   | -     | -    | -     | -    |
| 6        | Пиритный концентрат Богунаевского месторождения            | 51.1             | 97.6      | -   | 0.1   | 43.8      | 31.6 | -   | -     | -    | -     | -    |
| 7        | Хвосты обогащения Аллах-Юньского месторождения             | 18.0             | 37.0      | -   | 5.1   | 15.6      | 15.7 | 0.2 | 0.024 | -    | 0.12  | 0.4  |
| 8        | Проба из отвала Кировской ЗИФ Джалиндинского месторождения | 290.0            | 96.4      | 230 | 10.6  | 25.2      | 26.6 | 0.6 | 0.5   | -    | 0.25  | -    |
| 9        | Концентрат Олимпиадинского месторождения                   | ~100             | ~80       | -   | 13.0  | 34.4      | 34.9 | -   | -     | -    | -     | -    |
| 10       | Гравиконцентрат ЗИФ Нежданинского месторождения (Якутия)   | 128.1            | 202.1     | -   | 16.4  | 28.1      | 39.8 | -   | -     | -    | -     | -    |
| 11       | То же, флотоконцентрат                                     | 18.1             | 146.3     | -   | 2.5   | 11.1      | 17.8 | -   | -     | -    | -     | -    |
| 12       | Монофракция свинцовой руды месторождения Менкече (Якутия)  | 150.0            | 4000-5000 | -   | -     | 11.0-14.0 | 2.5  | 3.5 | 0.03  | -    | -     | 11.0 |
| 13       | Штейн фьюминг-печи ОПЦ Нежданинского ГОК                   | 379.0            | 666.0     | -   | 0.3   | 16.4      | 58.5 | -   | -     | -    | -     | -    |
| 14       | То же, огарок окислительно-сульфидизирующего обжига        | 73.45            | 919.0     | -   | 0.8   | 10.7      | 15.4 | -   | -     | -    | -     | -    |
| 15       | Рафинировочный шлак Кадамжайского сурьмяного комбината     | 7.0              | -         | -   | 5.6   | 7.0       | ~3   | -   | -     | 26.0 | -     | -    |
| 16       | Сурьмяная золотосодержащая штуфная руда (Сантычан, Якутия) | 56.0             | -         | -   | 0.2   | 15.0      | ~3   | -   | -     | 30.0 | -     | -    |
| 17       | То же, сурьмяный золотосодержащий концентрат               | 35.0             | -         | -   | 0.5   | 28.0      | ~3   | -   | -     | 45.0 | -     | -    |
| 18       | Пирит-галенитный концентрат Салаирского месторождения      | 262.0            | 248.0     | -   | 0.3   | 28.0      | 27.4 | 0.4 | -     | -    | 14.03 | 2.91 |

\*Элементный состав приводится в г/т.

\*\*Дается интервал содержания пяти исследуемых составов гравиконцентрата.

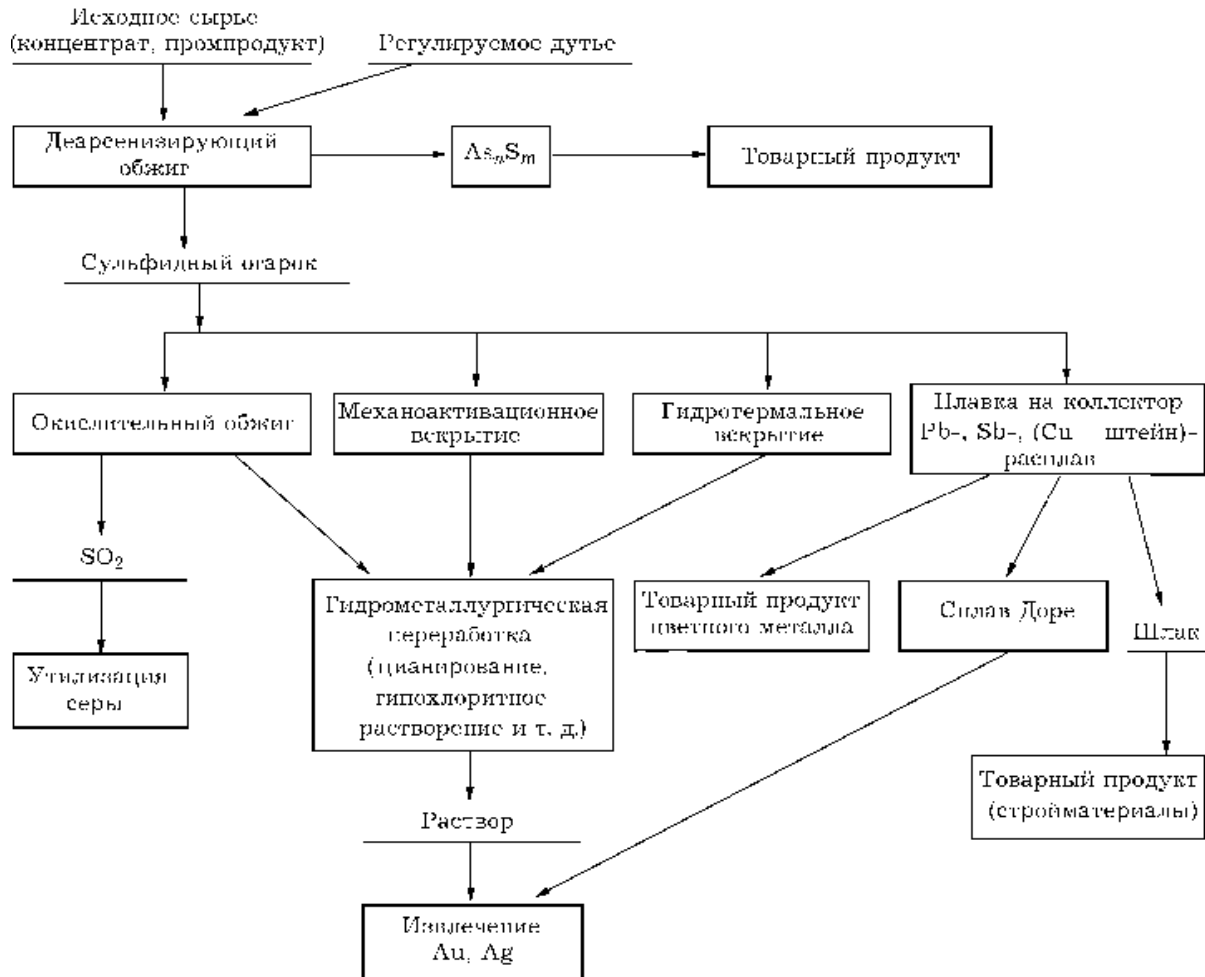


Рис. 1. Принципиальная схема комплексной переработки упорных золотомышьяковых материалов.

сырья на месте добычи по безотходным, экологически чистым комплексным технологиям с максимальным переводом в товарную продукцию составляющих компонентов шихты. С этой целью на пробах концентратов Токурского месторождения (см. табл. 1) изучены принципиальные вопросы технологии плавки на свинцовый коллектор упорного мышьякостержащего сырья с переводом в товарные продукты практически всех компонентов перерабатываемой шихты [11, 23]. Технология предусматривает предварительный окислительно-сульфидизирующий обжиг с переводом мышьяка в хранимый малотоксичный продукт  $As_nS_m$ , затем плавку полученного после обжига огарка в смеси со свинецсодержащим материалом на свинцовый коллектор с последующим переводом золота и серебра в сплав Доре. При этом  $^3 95\%$  Au и  $^3 91\%$  Ag концентрируются в свинце, а в шлаке остается

лишь  $\approx 0.1\%$  Au и  $0.1-0.2\%$  Ag. Для образования свинцового коллектора в плавку вводили как свинцовые вторичные продукты (пыли, глет купелирования, аккумуляторный лом и т.п.), так и концентраты при соответствующем регулировании окислительно-восстановительных режимов процесса. Одним из существенных достоинств технологии плавки на коллектор является высокая степень извлечения золота ( $96-98\%$ ) независимо от его формы содержания и дисперсности в сырье, что подтверждено экспериментально на опытах с пробами хвостов обогащения, содержащих золото как в свободном виде (с размером частиц  $\ll 50$  мкм), так и в коллоидном и связанном состояниях (см. табл. 1, п. 7) [24]. Для получения свинцового коллектора использовали глет и галенит (см. табл. 1, п. 12). Влияние на плавку остаточной серы проверяли на огарках различной степени обжига: тер-

молиза, частичного и полного окисления сульфидной серы. Опыты вели в режимах низкотемпературных щелочной и содовой плавки, а также высокотемпературной (на силикатный шлак). При высокотемпературной плавке огарков обжига золотомышьяковых продуктов важным фактором, определяющим возможность образования штейновой фазы, было наличие в расплаве серы. Опыты показали, что при образовании в жидкой ванне сульфидного (штейнового) расплава свинцовый расплав не образуется. Поэтому при высокотемпературной плавке на свинцовый коллектор с получением отвального силикатного шлака необходимо предварительно из огарка максимально удалить серу, т.е. вести процесс окислительно-сульфидизирующего обжига на получение оксидного огарка, а при введении в плавку свинцового концентрата необходимо поддерживать окислительный режим. Максимальный выход свинца (~99 %) получен при плавке огарка окислительного обжига с глетом и коксом. При использовании для получения коллектора смеси глета, галенита и кокса лучшие результаты по свинцу (~92 %) получены при отношении глет : галенит : кокс, равном  $5 : 1 : 0.2$ . В данном варианте плавки в качестве оксида свинца рационально использовать свинцовые пыли, обороты купеляции, свинцовый лом и другие вторичные продукты.

В опытах по схеме содовой плавки с целью получения низкотемпературного эвтектического расплава (720–750 °С) и повышения его жидкотекучести в шихту добавляли поваренную соль (NaCl). Лучший результат по свинцу (97 % – в коллектор) получен при плавке смеси огарков окислительного или окислительно-сульфидизирующего обжигов (при их отношении 3.5 : 1), расходе соды в отношении к смеси огарка, равном ~2.5, к глету – приблизительно 0.8 и температуре в расплаве  $850$  °С. При более низких температурах максимальное извлечение свинца в коллектор при использовании смеси галенита и глета (~1 : 1) и добавкой ~1.5 % кокса составило только 81 %. Очевидно, при этих температурах (< 850 °С) в эвтектическом содо-солевом плаве сода не работает как активный реагент, а является лишь компонентом легкоплавкой среды. Интенсивное восстановление глета углеродом (кок-

сом) с образованием свинцового расплава происходит при температурах  $850$  °С.

В опытах по схеме щелочной плавки при температурах ~650 °С и использовании для получения свинцового коллектора галенита (см. табл. 1, п. 12) в отношении 1 : 1 к огарку термолита получен богатый по серебру и золоту (~4 кг/т) свинцовый расплав со степенями извлечения по свинцу, золоту и серебру, близкими к 100 %.

С целью определения возможности низкотемпературной переработки золотосодержащих пирит-галенитовых промпродуктов [25] проведены опыты с гравиконцентратами Са-лаирского месторождения (см. табл. 1, п. 18) по плавке его с кальцинированной и каустической содой (содовая и щелочная плавки). Отличительной особенностью данного концентрата является высокое содержание драгоценных металлов, находящихся как в свободной форме (в том числе включений золота, в основном крупностью  $\leq 50$  мкм), так и в соединении или тонковкрапленности с пиритом, галенитом и другими сульфидами цветных металлов. Содовую плавку вели при температуре 1000–1100 °С, щелочную – при 600–750 °С. Результаты опытов показали следующее.

– При содовой и щелочной плавках драгметаллы полностью концентрируются в образующемся свинцовом расплаве, а значит, переработка данного типа промпродуктов возможна как в содовом, так и в щелочном вариантах. Оптимальные температурные режимы плавки должны быть в пределах 1050–1100 и 700–750 °С соответственно. Из-за понижения реакционной способности соды при температурах < 1000 °С взаимодействие ее с концентратом и его разложение при низких температурах ( $\leq 900$  °С) затруднены, а процесс практически не идет. Опыты по содовой плавке в эвтектической смеси с селитрой (NaNO<sub>3</sub>) при температурах расплава 700–750 °С также не дали положительных результатов.

– При оптимальных режимах содовой плавки степень извлечения свинца в металл составила ~90 %, а драгметаллов (Au, As) – около 100 %.

– Щелочная плавка дает до ~100 % извлечения в свинцовый расплав как свинца, так и драгметаллов (Au, Ag).

– Цветные металлы в виде тиосолей концентрируются в щелочном плаве и при его регенерации или переработке выделяются в отдельные сульфидные вторичные продукты, которые могут быть переработаны в медно-цинковом производстве.

### 2.3. Плавка на штейн

При наличии в перерабатываемых продуктах кроме драгметаллов промышленных концентраций цветных металлов (Cu, Pb, Bi и др.) или в случае, когда поставка исходного коллекторного материала затруднена по экономическим, техническим и другим причинам, коллектором может служить образующийся при плавке сульфидный расплав – штейн [11]. Возможность использования этой схемы для переработки сложного продукта, содержащего кроме золота ряд минералов цветных металлов, проверена нами в опытах на пробах одного из отвальных продуктов (см. табл. 1, п. 8) [26].

Данный продукт отвала кроме золота содержит медь, висмут, свинец, ртуть (230 г/т) и характеризуется высоким соотношением пирита к арсенопириту при содержании их ~40 и 30 % соответственно. Максимальная температура в опытах достигала 1450 °С, состав исходных шихт по содержанию серы в огарке предварительного обжига и по расходу флюсующих составляющих варьировался в широких пределах. Показано, что снижение концентрации серы в шихте приводит к уменьшению массы сульфидного расплава (штейна) с одновременным обогащением его по цветным и благородным металлам. Так, при снижении массы сульфидного расплава до 7 % к объему всего расплава было достигнуто самое высокое концентрирование в нем ценных компонентов: ~5570 г/т Au, ~1680 г/т Ag, 7.5 % Cu, 3 % Pb, ~3.8 % Bi. Однако чрезмерное уменьшение сульфидной фазы в расплаве приводит к диспергированию ее в расплаве силикатного шлака и затрудняет образование гомогенного сульфидного слоя в расплаве. Максимальное концентрирование ценных компонентов в штейн обеспечивается жидкотекучестью шлака и наличием в нем феррит-кальциевых составляющих, снижением температур плавкости за счет введения в шихту плавки необходимого количества таких состав-

ляющих, как кальцит и сода. Это позволяет повысить степень извлечения благородных металлов в штейн до 98 % и более. При обжиге упорных пиритных не содержащих мышьяка концентратов (см. табл. 1, п. 6) в условиях термолиза образуются возгоны элементарной серы до ~15 % от массы исходного материала, а при полном окислении достигается удаление из материала всей серы в виде SO<sub>2</sub> (более 35 % от исходного материала). При плавке сульфидного (пирротинового) огарка в смеси с CaCO<sub>3</sub> (10 %), SiO<sub>2</sub> (30 %) достигается степень извлечения в коллекторный штейн до 98 % Au и до 97 % Ag. При плавке на свинцовый коллектор окисленного огарка в смеси с 30 % Pb, 40 % CaCO<sub>3</sub>, 20 % SiO<sub>2</sub> и стеклобоя в образующемся шлаке остается 0.3 г/т Au и 0.8 г/т Ag. В свинцовом расплаве концентрируется до 93 % Au и столько же Ag. При этом цинк на 80–90 % переходит в шлак, из которого он может быть извлечен фьюмингованием.

Предложения по флотационной переработке получаемого плавкой упорных концентратов золотосодержащего штейна, изложенные в [27] по материалам работы [28], представляются малоперспективными. По предлагаемой технологии упорный золотомышьяковый концентрат подвергают окислительно-сульфидизирующему обжигу, плавке полученного огарка на штейн с последующей гидрометаллургической переработкой, включающей флотацию, цианирование. Схема передела включает кроме основных операций многочисленные физико-механические и гидрохимические переделы. Видимо, из-за сложности данная технология не получила дальнейшего развития.

Альтернативным вариантом этому, как показано выше (см. разд. 1), является переработка подобных материалов (при условии отсутствия в них промышленных количеств цветных металлов) по схеме, включающей окислительно-сульфидизирующий обжиг и последующее цианирование полученного огарка [11, 22, 23].

### 2.4. Плавка на сурьмяный коллектор

В отечественной металлургии накоплен большой практический опыт по переработке золотосурьмяного сырья [29–31]. В процессе

плавки шихты восстанавливаемая сурьма аккумулирует золото и концентрирует его в расплаве чернового металла на 90–95 %.

В связи с необходимостью создания в России сурьмяного производства институт ГИИ-цветмет провел большой объем работ по организации на базе АО «Рязцветмет» завода по переработке золотосурьмяных руд Якутии. Использование автогенного режима плавки и разделения сурьмы и золота позволили достичь высоких показателей удельной производительности и в несколько раз снизить потери золота с триоксидом сурьмы. Достигнутая степень извлечения по сурьме составила ~ 95 % [31].

Сурьма является хорошим коллектором благородных металлов, поэтому переработка упорного и другого некондиционного золотосодержащего сырья плавкой его с сурьмяными промпродуктами с использованием современных технологий плавки может оказаться высокоэффективным комплексным производством по освоению месторождений и переработке золотого и сурьмяного сырья из отдельных регионов Сибири и Крайнего Севера.

Исходя из этого нами проведены исследования возможности совместной переработки золото- и сурьмосодержащих промпродуктов на образующийся сурьмяный коллектор и концентрирования в нем золота шихты [32]. В опытах использовали золото- и сурьмосодержащие промпродукты (см. табл. 1, пп. 13–17), а также монофракции триоксида и трисульфида сурьмяного производства Кадамжайского сурьмяного комбината (КСК).

При восстановительной плавке оксида сурьмы с золотосодержащими сульфидными промпродуктами драгоценные металлы исходной шихты практически полностью переходят в образующийся сурьмяный расплав. В зависимости от условий плавки (соотношения масс промпродукта и оксида сурьмы, состава флюса и количества задаваемого восстановителя) степень извлечения драгметаллов составляет для золота от ~ 85 до 98.7 % и для серебра – от 74.1 до 96.8 %. Самые низкие показатели по извлечению получены в опытах с малым соотношением  $Sb_2O_3$  к промпродукту (0.3 : 1). При этом в образующийся над расплавом сурьмы штейн переходит до нескольких процентов (от исходного) драгметаллов, а в шлаке концентрируется до нескольких процен-

тов сурьмы и в среднем около процента золота и серебра. Повышенное содержание сурьмы в шлаке обусловлено, по-видимому, неполным восстановлением сурьмы, а также повышенной вязкостью расплава.

Опыты по плавке золотосодержащего промпродукта со смесью триоксида и трисульфида сурьмы также показали, что при оптимальном подборе компонентов шихты драгметаллы из нее практически полностью концентрируются в сурьмяном расплаве. Так, при соотношении в шихте золотосодержащего промпродукта к сурьмяной составляющей, равном 1.0–0.8, и подшихтовке, %:  $SiO_2$  16,  $CaCO_3$  3.5, стеклобоя ~3.5, соды ~1.8, кокса ~1.0 – в сурьмяный сплав переходит до 97 % Au, 96.5 % Ag и > 85 % Sb. При этом в оборотный штейн переходит 3–6 % (от исходного) Sb.

Опыты на шихтах смесей золотосодержащих и сурьмяных промпродуктов (см. табл. 1, пп. 13–17) с повышенным расходом карбонатов натрия и кальция, кокса показали, что процесс можно вести по типу концентрационной плавки, получая при этом богатый по драгметаллам сурьмяный расплав и богатый по сурьме, но бедный по благородным металлам штейн. Так, при плавке смеси богатой руды и флотоконцентрата с сульфидным огарком или штейном и введении в шихту до 25 % карбонатов натрия и кальция и до 10 % кокса, степень извлечения в сурьмяный сплав составляет, %: Sb 63–66, Au £ 94.7, Ag 94–97. До 30 % Sb концентрируется в штейне (при ее содержании ~18–20 % и драгметаллов – в среднем 4–6 % от исходного). В шлак при этом переходит ~3 % Sb, ~1 % Au и <1 % Ag от исходного. Сурьмяный сплав содержит 0.27–0.71 % Fe. При плавке золотосодержащих материалов в смеси с богатым сурьмянистым шлаком рафинирования с КСК образуется сурьмяный сплав, богатый по драгметаллам и бедный по железу. В штейно-шлаковом плаве концентрируется до ~30 % сурьмы и 3–5 % драгметаллов от исходного.

#### *2.5. Комплексная технология, включающая переработку твердых бытовых и промышленных отходов*

Одной из острых, возникших уже в середине XX столетия, проблем является необ-

ходимость переработки твердых бытовых и промышленных отходов (ТБПО). Широко распространенный до настоящего времени способ утилизации ТБПО – вывоз их на свалки-полигоны и частичное сжигание в кострах (таким образом в Англии уничтожается 98 % отходов от общего объема, в СНГ, включая Россию, – 95 %, в США – 82 % [33, 34]) – не решает этой проблемы, поскольку при этом происходит загрязнение ОС токсичными соединениями, содержащимися в отходах, и необходим отвод на эти цели ландшафтных массивов и земель сельскохозяйственного назначения. Для снижения негативных последствий в последние годы предложен и используется в ряде стран (например, в Японии и Швейцарии на 72 и 80 % соответственно) централизованный способ переработки и утилизации ТБПО сжиганием их при температурах до 950 °С в специальных печах с колосниковыми решетками [35]. Однако и такой способ уничтожения ТБПО не устраняет загрязнения ОС: помимо природных продуктов горения (бензпирен и др.) здесь также образуется более 200 чрезвычайно токсичных продуктов разложения и горения отходов, особенно содержащих полихлорвиниловые и другие пленочные пластмассовые материалы. Они представляют наибольшую угрозу для окружающей среды и населения [36, 37], создавая парниковый эффект и разрушая озоновый слой Земли [38]. При этом встает необходимость обезвреживания, утилизации и захоронения остатков от сжигания (до 30 % вторичных твердых отходов от исходного), содержащих кроме ценных включений металлов и их соединений ядовитые компоненты. И по сути это является половинчатым решением острейшей проблемы переработки ТБПО, так как при высоких капитальных и эксплуатационных затратах данная технология не позволяет решить полностью задачи охраны ОС от загрязнений и ликвидации полигонов-свалок [33]. Прорыв в этом важном направлении был осуществлен благодаря разработкам института ГИИ-цветмет совместно с кафедрой МТЦМ МИ-СиС и Академией коммунального хозяйства (Москва). На базе отработанного процесса получения цветных металлов с использованием агрегата плавки на жидкой ванне (печи Ванюкова – ПВ) предложена и испытана ори-

гинальная технология переработки ТБПО плавкой в барботируемом расплаве шлака (ПОРШ) [33, 39–43], которая принципиально отличается от существующих термических методов переработки ТБПО и обеспечивает полное и одновременное “мгновенное” протекание процессов разложения сложных органических соединений и полную ассимиляцию материала в расплаве шлака. В отличие от зарубежной практики здесь исключается образование токсичных соединений уже в самом агрегате, а значит, и отсутствует проблема улавливания токсичных веществ, их последующая утилизация. В результате плавки образуются следующие продукты: 1) газы, содержащие продукты сгорания и разложения ТБПО; 2) силикатно-оксидный шлак; 3) металлический расплав (при наличии в ТБПО полиметаллического лома). Шлак после грануляции может быть использован в стройиндустрии, а донный расплав в виде слитков отправляется на металлургические предприятия. Теплота, выделяющаяся при сгорании ТБПО и эквивалентная горению низкокалорийного топлива, аккумулируется в котле-утилизаторе и системой кессонов и расходуется на технические нужды, обогрев и выработку электроэнергии.

Технология ПОРШ прошла промышленные испытания на Рязанском опытно-экспериментальном металлургическом заводе (РОЭМЗ), в результате которых был подготовлен регламент на промышленное проектирование и разработано ТЭО на проектирование завода мощностью 240 тыс. т/год ТБПО [39]. На основании накопленного опыта в период 1992–1998 гг. “Гипроцветмет” совместно с авторами ПОРШ разработал серийный проект унифицированных заводов-модулей производительностью 30, 60, 120 и 240 тыс. т/год ТБПО с подготовкой ТЭО для конкретных производственных условий [44].

Высокая степень отработки технологии, универсальность по составу шихты позволяют оценить возможность использования технологии ПОРШ для комплексной переработки упорных золотосодержащих материалов. В этом случае огарки сульфидизирующего обжига могут служить составляющей шлакообразующей исходной шихты. Эта комплексная технология может иметь хорошую перспективу особенно для районов золотодобычи, на-



ходящихся в экстремальных климатических и экологических условиях отдаленных северных и континентальных территорий, где проблемы утилизации ТВПО стоят наиболее остро.

В данном комплексном варианте технология удачно сочетает целый ряд преимуществ. Так, одновременно с ликвидацией ТВПО и использованием их в качестве сырья для получения товарной продукции (стройматериалы, металлический сплав), а также в качестве топлива для получения энергоносителей (тепловой и электрической энергии) без каких-либо дополнительных значительных изменений в технологической схеме и затрат эта технология может применяться для переработки сложного и упорного золотосодержащего сырья, не поддающегося переработке по стандартным схемам. При этом энергозатраты на сульфидизирующий обжиг концентрата и плавку огарка покрываются частью тепла, получаемого при переработке ТВПО в ПВ, а коллектором благородных металлов служит образующийся металлический расплав от плавки металлической составляющей ТВПО. В этом случае для получения наиболее эффективного коллектора в качестве составляющей исходной шихты ТВПО может быть использован аккумуляторный лом, свинецсодержащая часть которого образует коллекторный расплав, а корпуса при их сжигании могут служить источником утилизируемой тепловой энергии.

### 3. ВЫВОДЫ

1. В условиях истощения сырьевой базы существующие технологии золотодобычи становятся малорентабельными и экологически опасными, что вынуждает обратиться к поиску и разработке нетрадиционных технологий переработки бедного и упорного сырья и промпродуктов. При этом основное внимание должно уделяться принципиально новым процессам, исключающим применение потенциально опасных для ОС реагентов, таких как ртуть, цианиды, галогенокислоты и другие ядовитые вещества, а также образование в ходе переработки высокотоксичных соединений, в частности, мышьяка. Особое внимание должно быть уделено ресурсо- и энергосбереже-

нию, что чрезвычайно важно для регионов основной золотодобычи из-за их отдаленности от центра и промышленных районов, а также неразвитой инфраструктуры. Поэтому разрабатываемые технологии должны отвечать современным требованиям комплексности, высокой степени извлечения, сокращения объема отвалов и экологической чистоты. Этим требованиям отвечают технологии, основанные на совмещении переработки золотого сырья с концентратами и промпродуктами полиметаллов и осуществляемые по современным схемам.

2. Данные технологии при переработке мышьякового сырья включают предварительную стадию деарсинизирующего обжига с выводом мышьяка в голову процесса в форме компактного и хранимого сульфида мышьяка.

3. Проведенные исследования показали, что в зависимости от состава исходного золотосодержащего сырья оно может быть с высокой эффективностью переработано совместно с полиметаллическими концентратами и вторсырьем на свинцовый, сурьмяный или штейновый коллектор по схемам автогенных процессов (КИВЦЭТ-ЦС, плавка Ванюкова, взвешенная плавка) или электротермии (содовая плавка), а также низкотемпературной щелочной плавки. Последняя отличается высоким энерго- и ресурсосбережением и экологической чистотой, а при решении вопроса регенерации щелочи [12, 45] может быть успешно реализована для переработки непосредственно на месте добычи упорных золотосодержащих и свинцовых концентратов как крупных, так и небольших по запасам месторождений районов Сибири, отдаленных от индустриальных и металлургических центров. Особенно эффективной может стать комплексная переработка с организацией на месте добычи современного металлургического производства на базе сурьмяного сырья и промпродуктов всех близлежащих предприятий золотодобычи региона. Характерным примером такого подхода может служить Якутия.

4. С переходом на данные технологии можно будет полностью отказаться от таких высокотоксичных переделов, как амальгамация, цианирование, а также от дорогостоящей транспортировки золотосодержащих промпродуктов за пределы региона добычи для их переработки.

5. Вывод в голове процесса мышьяка в нетоксичный товарный продукт позволяет организовать современную индустрию переработки для получения гнилоустойчивых и термитно-стойких стройматериалов [46], а также развития других промышленных рентабельных отраслей многотоннажного использования мышьяка, получения экспортной продукции, в частности противообрастающих термопластичных покрытий для использования в морском флоте и для различного рода сооружений [47]. Все это может резко снизить, а в перспективе и свести практически на нет накопленные отвалы мышьяковых отходов.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 А. В. Ванюков, В. П. Быстров, А. Д. Васкевич и др., Плавка в жидкой ванне, Под ред. А. В. Ванюкова, Metallurgia, Москва, 1998, 208 с.
- 2 А. В. Ванюков, Н. И. Уткин, Комплексная переработка медного и никелевого сырья, Metallurgia, Челябинск, 1988, 432 с.
- 3 А. П. Сычев, А. С. Куленов, Ю. И. Санников и др., *Цв. металлы*, 1 (1988) 14.
- 4 А. П. Сычев, Ю. А. Санников, И. П. Поляков, Там же, 10 (1985) 36.
- 5 А. П. Сычев, Ю. А. Санников, Ф. Н. Лисин и др., *Изв. АН СССР. Металлы*, 3 (1988) 19.
- 6 А. С. Куленов, Ю. И. Санников, Л. В. Слободкин и др., *Цв. металлы*, 1 (1997) 15.
- 7 В. Я. Зайцев, Е. В. Маргулис, Metallurgia свинца и цинка, Metallurgia, Москва, 1985, 263 с.
- 8 И. Д. Резник, С. И. Соболев, В. М. Худяков, Кобальт, т. 1, 2, Машиностроение, Москва, 1995.
- 9 Золото Сибири: геология, геохимия, технология, экономика: Тез. докл. 1-го Сибирского симпозиума, Красноярск, 1999.
- 10 Metallurgia XXI века: шаг в будущее: Тез. докл. междунар. конф., Красноярск, 1998.
- 11 Ю. Д. Каминский, Н. И. Копылов, Технологические аспекты извлечения золота из руд и концентратов, Изд-во СО РАН, Новосибирск, 1999, 123 с.
- 12 *Цв. металлы*, 5 (1990) 16.
- 13 Там же, 6 (1990) 24.
- 14 С. М. Исабаев, А. С. Пашенкин, Э. Г. Мильке, М. И. Жамбеков, Физико-химические основы сульфидирования мышьяксодержащих соединений, Наука, Алма-Ата, 1986, 184 с.
- 15 С. А. Суженко, *Химия в интересах устойчивого развития*, 3, 1-2 (1995) 37.
- 16 Н. А. Росляков, О. В. Курилова, Там же, с. 43.
- 17 Т. Г. Лапердина, А. В. Туляков, А. И. Егоров и др., Там же, с. 57.
- 18 Создание экологически чистых малоотходных технологий в производстве тяжелых цветных металлов и повышение комплексности используемого сырья: Тез. докл. науч.-техн. совещ., изд. ЦНИИЭИцветмет, Москва, 1991.
- 19 Н. И. Копылов, Ю. Д. Каминский, *Химия в интересах устойчивого развития*, 5, 3 (1997) 221.
- 20 О. Л. Гаськова, Е. П. Бортникова, С. Б. Бортникова, Н. В. Андросова, Там же, 8, 3 (2000) 373.
- 21 Л. Дж. Твидвелл, К. О. Плессас, П. Г. Комба, Д. Р. Дамко, *Цв. металлы*, 9 (1996) 27.
- 22 Н. И. Копылов, В. П. Литвинов, Д. Ю. Мусин, А. Г. Глушков, Там же, 3 (1995) 17.
- 23 Н. И. Копылов, В. П. Литвинов, Д. Ю. Мусин, Там же, 5 (1995) 23.
- 24 Н. И. Копылов, Ю. Д. Каминский, Ю. А. Маценко, Там же, 11-12 (1997) 31.
- 25 Н. И. Копылов, Ю. Д. Каминский, Ю. А. Маценко, Там же, 10 (2000) 118.
- 26 Н. И. Копылов, Ю. Д. Каминский, Д. Ю. Мусин, Там же, 3 (1999) 24.
- 27 В. Е. Дементьев, Ю. Л. Николаев, Там же, 8 (2000) 96.
- 28 В. Н. Колманчикин, Разработка технологии шахтной плавки золотомышьяковых концентратов: Автореф. дис. ...канд. техн. наук, Екатеринбург, 1996.
- 29 Сурьма, Под ред. С. М. Мельникова, Metallurgia, Москва, 1977, 536 с.
- 30 И. Р. Польшанский, В. А. Лата, Metallurgia сурьмы, Гылым, Алма-Ата, 1991, 207 с.
- 31 Ф. А. Мызенков, А. К. Ушаков, А. В. Тарасов и др., *Цв. металлы*, 1 (1997) 26.
- 32 Н. И. Копылов, В. П. Литвинов, Ю. Д. Каминский, Там же, 4 (2001) 39.
- 33 А. В. Гречко, В. Д. Денисов, В. Л. Кубасов, Там же, 5 (1995) 28.
- 34 В. В. Разношик, Проектирование и эксплуатация полигонов для твердых бытовых отходов, Стройиздат, Москва, 1981, 104 с.
- 35 Санитарная очистка и уборка населенных мест: Справочник, Под ред. А. Н. Мирного, Стройиздат, Москва, 1991, 413 с.
- 36 А. В. Фокин, А. Ф. Коломиец, *Вестн. АН СССР*, 7 (1991) 99.
- 37 П. И. Райнерт, Э. В. Хальтинер, Обзор АБВ (ASEA BROWN BOVERJ), № 2, 1992, с. 11-14.
- 38 К. Robertson, *AMBIO*, 20, 3-4 (1991) 151.
- 39 В. В. Мечев, А. В. Гречко, В. Ф. Денисов и др., *Цв. металлы*, 12 (1992) 9.
- 40 В. В. Мечев, А. В. Гречко, В. Ф. Денисов и др., Тр. ин-та "ГИИцветмет", Москва, 1993, с. 28-32.
- 41 А. В. Гречко, В. Ф. Денисов, Е. И. Калнин, *Пром. и гражд. стр-во*, 5 (1994) 45.
- 42 А. В. Гречко, *Пром. энергетика*, 1 (1994) 46.
- 43 А. В. Гречко, Е. И. Калнин, *Цв. металлургия*, 6-7 (1993) 8.
- 44 С. И. Капитонов, Ю. К. Дюдин, В. П. Механик, *Цв. металлы*, 9 (1999) 44.
- 45 М. П. Смирнов, Там же, 4 (1996) 45.
- 46 Возможности производства и применения мышьяковых антисептиков для защиты древесины и других материалов от биоповреждений: Тез. докл. науч.-техн. конф., Свердловск, 1988, 73 с.
- 47 Проблемы коррозии и защиты сплавов металлов и конструкций в морской среде: Тез. докл. всесоюз. конф., Владивосток, 1991, 170 с.